IMCET 2019

1969 50 2019 yıl Anniversary

Türkiye 26. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi

26th International Mining Congress and Exhibition of Turkey

Proceedings of the 26th International Mining Congress and Exhibition of Turkey

16-19 Nisan/April 2019

Antalya

Editors:
Dr. Hakan BENZER
Dr. Namık AYDOĞAN
Dr. Mehmet KARADENİZ
Dr. Okay ALTUN
Dr. Hakan DÜNDAR
Dr. Mehtap GÜLSÜN KILIÇ
Dr. Ece KUNDAK
Dr. Emre YILMAZKAYA
Pelin KERTMEN

TMMOB Maden Mühendisleri Odası
UCTEA Chamber of Mining Engineers

ISBN: 978-605-01-1273-3

Published by
Baskı

TMMOB Maden Mühendisleri Odası
Selanik Cd. 19/4 Kızılay-Ankara

April/Nisan 2019

Ph/Tel: +90 312 425 10 80

Fax/Faks: +90 312 417 52 90

www.maden.org.tr

maden@maden.org.tr

All rights reserved © 2019

IMCET 2019

Proceedings of the 26th International Mining Congress and Exhibition of Turkey

Türkiye 26. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi Bildiriler Kitabı

Editors
Editörler

Dr. Hakan BENZER
Dr. Namık AYDOĞAN
Dr. Mehmet KARADENİZ
Dr. Okay ALTUN
Dr. Hakan DÜNDAR
Dr. Mehtap GÜLSÜN KILIÇ
Dr. Ece KUNDAK
Dr. Emre YILMAZKAYA
Pelin KERTMEN

UCTEA Chamber of Mining Engineers
TMMOB Maden Mühendisleri Odası

Executive Committee of the Congress

Kongre Yürütme Kurulu

Chair *Başkan*	Dr. Hakan BENZER
Deputy Co-Chairs *Başkan Yardımcıları*	Dr. Namık AYDOĞAN Necmi ERGİN
Secretary *Yazman*	Niyazi KARADENİZ
Treasurer *Sayman*	Veyis SIR
Members *Üyeler*	M. Erşat AKYAZILI Dr. Okay ALTUN Selim ALTUN Emre DEMİR Dr. Hakan DÜNDAR Sinan GİRDAPLI Dr. Mehmet KARADENİZ Hakan KEMİKKIRAN Pelin KERTMEN Dr. Mehtap GÜLSÜN KILIÇ Dr. Ece KUNDAK Davut ÖZLEN İmge TÜMÜKLÜ Dr. Emre YILMAZKAYA

Board Members of UCTEA Chamber of Mining Engineers

Maden Mühendisleri Odası Yönetim Kurulu

President *Başkan*	Ayhan YÜKSEL
Vice president *II. Başkan*	Emre DEMİR
Secretary *Yazman*	M. Erşat AKYAZILI
Treasurer *Sayman*	Veyis SIR
Members *Üyeler*	Öznur AKÇA Ümit KILIÇ Talat KARATAŞ

FOREWORD

It is a great privilege for us to present the proceedings of the 26th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET 2019) to the authors and delegates of the event. We hope that you find it useful, exciting and inspiring.

This Congress Proceedings volume contains the written versions of most of the contributions presented during the IMCET 2019. In the context of this book the issues related to the mining, provided solutions, scientific and technical aspects of sustainability of the mining operations and their social impacts are overviewed with various papers.

IMCET 2019 celebrated its 50th anniversary, provided a platform for gathering the experts, scientists, industry from all around the world and creates a platform to enable productive discussions related to the latest technological developments, production methods in the mining industry.

The Congress has been a good opportunity for participants coming from various countries to present and discuss topics in their respective research areas. The inclusion of six plenary lectures has been highly appreciated even for the speakers efforts to present the ideas and methods in a lively and accessible way.

We promise to produce a bright picture and charming landscape for mining industry, while the support received and the enthusiasm witnessed have truly exceeded our expectations. Therefore, on the day of completion of this journey, we are delighted with a high level of satisfaction and aspiration.

The responses to the call-for-papers had been overwhelming – both from Turkey and from overseas. We would like to express our gratitude and appreciation for all of the reviewers who helped us maintain the high quality of manuscripts included in the proceedings published by Chamber of Mining Engineers of Turkey (UCTEA). We would also like to extend our thanks to the members of the organizing team for their hard work.

It is our pleasant duty to acknowledge the support of esteemed institutes from all over the world and the financial support of our sponsors. Let us wish that all the participants of IMCET 2019 have a wonderful and fruitful time at the conference.

Ayhan Yüksel
President
UCTEA Chamber of Mining Engineers of Turkey

Prof.Dr. Hakan Benzer
Congress Chair
Hacettepe University Mining Engineering Department

On behalf of the IMCET 2019 Organizing Committee

April 16-19, 2019

Belek-Antalya, Turkey

ÇAĞRILI BİLDİRİLER - INVITED PAPERS

ECONOMIC SUCCESSION PLANNING FOR MINES
M.Solomon ---------- 2

FROTH FLOTATION TECHNOLOGY OF TURKEY WITH FOCUS ON LOCAL CELL MANUFACTURING
İ. Bayraktar---------- 12

HOW OUR CLIENTS WILL DRIVE THE NEED TO SLASH ENERGY USE IN MINING
M. Powell ---------- 25

RESEARCH, DEVELOPMENT AND INNOVATION IN THE SOUTHERN AFRICAN MINERALS INDUSTRY
A.S. Macfarlane, N. Singh---------- 39

İŞ SAĞLIĞI ve GÜVENLİĞİ - HEALTH and SAFETY

ANTHROPOGENIC MERCURY IN THE FORMER MINING AREA OF ABBADIA SAN SALVATORE (SIENA, CENTRAL ITALY)
O.Vaselli, B. Nisi, D. Rappuoli, J. Cabass, F. Tassi---------- 56

CEVHER HAZIRLAMA VE METALURJİ TESİSLERİNDE İŞ KAZASI VERİLERİNİN TANIMI VE ANALİZİ
DEFINITION AND ANALYSIS OF WORK ACCIDENT DATA IN MINERAL PROCESSING AND METALLURGICAL PLANTS
A.V. Korkmaz---------- 63

DOĞALTAŞ İŞLEME TESİSLERİNDE GÜRÜLTÜ ÖLÇÜMÜ VE ANALİZİ
MEASUREMENT AND ANALYSIS OF NOISE IN NATURAL STONE PROCESSING PLANTS
Z. Duran, T. Doğan, B. Erdem, M. Genç ---------- 76

STATISTICAL ANALYSIS OF THE ACCIDENTABILITY IN THE BRAZILIAN MINERAL INDUSTRY
P.H.A. Campos , R.C. Candia, L.A. Silva---------- 89

STUDY OF VENTILATION AND COOLING IN GOLD MINES IN SOUTH AFRICA AS A MEANS TO IMPROVE SAFETY AND PRODUCTIVITY
T. Mapeta , S.M. Rupprecht ---------- 101

MADENCİLİK POLİTİKALARI ve MADEN HUKUKU - MINING POLITICS and MINE LEGISLATION

KÖMÜR KARŞITI LOBİ FAALİYETLERİ VE TEKNOLOJİK GERÇEKLİK
LOBBY ACTIVITIES AGAINST TO COAL AND TECHNOLOGICAL REALITY
M.S. Delibalta , Ö.Y. Toraman ---------- 113

PLAUSIBLE POLICY FRAMEWORK TO PROMOTE SUSTAINABLE ARTISANAL AND SMALL-SCALE MINING
R. Denhere, T. Zvarivadza, F. Sengani---------- 124

TÜRKİYE VE DÜNYA MADENCİLİK SEKTÖRÜ GELİŞİM SÜRECİNDE YENİ PARADİGMALAR
NEW PARADIGMS IN THE DEVELOPMENT PROCESS OF WORLD AND TURKISH MINING SECTOR
M.S. Delibalta ---------- 130

TÜRKİYE'DE RÖDÖVANS UYGULAMALARI
RÖDÖVANS (REDEVANCE/ROYALTY) APPLICATIONS IN TURKEY
S. Leloğlu ---------- 139

YATIRIM TEŞVİK MEVZUATI BAĞLAMINDA MADENCİLİK SEKTÖRÜNE YÖNELİK YATIRIMLARIN DESTEKLENMESİ
SUPPORTING THE MINING SECTOR INVESTMENT WITHIN THE CONTEXT OF INVESTMENT INCENTIVE LEGISLATION
V. Yaramış---------- 146

MADEN ARAMA ve MADENCİLİK FAALİYETLERİ -MINING EXPLORATION and ACTIVITIES

A RECONSIDERATION OF PRECONDITIONING PRACTICES IN ROCKBURST PRONE GROUND CONDITIONS IN SOUTH AFRICA
F. Sengani, T. Zvarivadza---------- 154

A VIEW ON RECENT DEVELOPMENTS FOR PRODUCTION SCHEDULING OPTIMIZATION
M.R. Moghaddam, E. Moosavi ---------- 166

AÇIK İŞLETME YÖNTEMİ İLE ÜRETİM YAPACAK OLAN BİR MADEN İŞLETMESİNİN OPTİMUM ÜRETİM PLANLAMASI
OPTIMUM PRODUCTION SCHEDULE FOR AN OPEN PIT MINE
K. Hasözdemir , S.G. Erçelebi ---------- 174

ANKARA'DA ŞEHİR İÇİNDE YERLEŞİM YERLERİ YAKINLARINDA YAPILAN KONTROLLÜ PATLATMA ÇALIŞMALAR
CONTROLLED BLASTING STUDIES CLOSE TO RESIDENCES IN CITY OF ANKARA
G. G. Uyar, H.İ. İşœn, B.C. Töngür, H. S. B. Efe---------- 186

ANKARA-İSTANBUL YÜKSEK HIZLI TREN PROJESİ, T13 TÜNELİ FAY ZONUNDA KARŞILAŞILAN SORUNLAR VE ÇÖZÜM ÖNERİLERİ
ANKARA-ISTANBUL HIGH SPEED RAILWAY PROJECT, THE PROBLEMS ENCOUNTERED AT T13 TUNNEL FAULT ZONE AND SOLUTION SUGGESTIONS
E. B. Aygar, C. Gökçeoğlu ---------- 197

ANKARA-İSTANBUL YÜKSEK HIZLI TREN PROJESİ, T26 TÜNELİNİN PROJELENDİRİLMESİ VE DESTEK SİSTEMLERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ
ANKARA-ISTANBUL HIGH SPEED RAILWAY PROJECT, T26 TUNNEL DESIGN AND EVALUATION OF SUPPORT SYSTEMS
E. B. Aygar, C. Gökçeoğlu ---------- 206

APPLICATION OF GROUND PENETRATING RADAR IN DEEP TO ULTRA-DEEP LEVEL GOLD MINING IN SOUTH AFRICA
F. Sengani, T. Zvarivadza ---------- 219

AŞIRI BASKILI SINIFTA BİR KAYA KÜTLESİNDE AÇILAN DERİN YERALTI AÇIKLIKLARINDA TAHKİMAT SİSTEMLERİNİN DAVRANIŞI
THE SUPPORT SYSTEM BEHAVIOUR OF DEEP UNDERGROUND OPENINGS IN AN EXTREMELY SQUEEZING ROCK MASS
İ.F. Öge, O.Kutay, A. Erel, E. Soyer, C. Tuz, C. Ersoy, E. Kahraman ---------- 230

AŞIRI DEFORMASYONA MARUZ KALAN GALERİDE ÇOK KATMANLI TAHKİMAT SİSTEMİNİN UYGULANMASI
THE IMPLEMENTATION OF A MULTI-LAYER SUPPORT SYSTEM IN AN EXCESSIVELY DEFORMED ROADWAY
İ.F. Öge, R. Yazar, M.A. Yazar, A. Hür, Ş. Tarhan, M. Göle ---------- 239

ATIM BÜYÜKLÜĞÜ VE ŞEKLİNİN PATLATMA KAYNAKLI YER SARSINTISI AÇISINDAN DEĞERLENDİRİLMESİ
EVALUATION OF BLAST SIZE AND SHAPE FOR BLAST INDUCED GROUND VIBRATIONS
T. Hüdaverdi, Ö. Akyıldız, A. Karadoğan, E. Bozkurtoğlu ---------- 247

AUTOKRIGEABLE FACTORS UNDER PROPORTIONAL VARIOGRAM MODEL
A.E. Tercan , E. Karahan ---------- 256

AUTOMATIC EXTRACTION OF GEOLOGICAL LINEAMENTS IN ASSOCIATION WITH MINERALIZATION USING REMOTE SENSING AND GEOGRAPHICAL INFORMATION SYSTEM
M. A. Mahboob, B. Genc, and I. Atif ---------- 263

BAHÇE-NURDAĞI T2 TÜNELİ KESKİ TÜKETİMİNİN İNCELENMESİ
INVESTIGATION OF CUTTER CONSUMPTION IN BAHCE-NURDAGI T2 TUNNEL
D. AYDIN, M.AYHAN---------- 275

BURSA-YENİŞEHİR HIZLI TREN PROJESİ, T3 TÜNELİ DESTEK SİSTEMLERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ-ZAYIF ZEMİN TÜNELCİLİĞİ VE TÜNELDE YAŞANAN SORUNLAR
BURSA-YENİŞEHİR HIGH SPEED RAILWAY PROJECT, EVALUATION OF T3 TUNNEL SUPPORT SYSTEMS-SOFT GROUND TUNNELLING AND PROBLEMS ENCOUNTERED IN TUNNEL
E. B. Ay ---------- 287

CBGUARD COMPLETE CONVEYOR BELT MONITORING SYSTEM
B. Küsel ---------- 300

CONSTRUCTION OF PREPARATORY UNDERGROUND FACILITIES WITH COMBINE IN SPECIFIC MINERAL-GEOLOGICAL CONDITIONS OF COAL MINE „ MRAMOR“
O. Musić, K. Gutić, H. Čičkušić, E. Sejranić---------- 305

EPBM İLE YAPILAN ŞEHİRİÇİ METRO KAZILARINDA FARKLI AYNA BASINCININ YAPILARDA OLUŞTURACAĞI RİSKLER AÇISINDAN İNCELENMESİ
INVESTIGATION OF DIFFERENT FACE PRESSURE IN THE URBAN EXCAVATIONS BY EPBM IN TERMS OF RISKS THROUGH STRUCTURES
C. O. Aksoy, H.E. Yaman ---------- 317

ESTIMATION OF HORIZONTAL PRINCIPAL STRESS ORIENTATION USING FMI LOG FOR A MINING PROJECT
K. E. Karadeniz , H. Ozturk ---------- 325

ETİ GÜBRE FOSFAT MADENİ PATLATMALI CEVHER KAZI UYGULAMALARI
IMPLEMENTING THE ORE BLASTS AT ETI GUBRE PHOSPHATE MINE
Ö.G. İlik, K. Özkan, H. Kaya, H. Karkaş---------- 336

ETİ SODA A.Ş. TRONA SAHASINDA KAVERNA HEDEF DAMARI DEĞİŞTİRME UYGULAMALARI
APPLICATIONS OF CAVERN TARGET LAYER CHANGING IN ETİ SODA INC. TRONA FIELD
S.Kafadar, E.Yalçın, G. Yavuz---------- 346

GENETIC ALGORITHM TO OPTIMISE ROCK FRAGMENTATION IN SELECTIVE BLASTING FOR GRADE ENGINEERING
K. Usami, E. F. Salmi, E. J. Sellers---------- 359

HİBRİT SİSTEM İSTİNAT YAPILARININ MADEN SAHALARINDA KULLANILMASI
USING OF HYBRID SYSTEM RETAINING WALLS IN MINING SITES
S. Kaymakcı , D. Gundoğdu , C. Demirel ---------- 373

HIGHER PRODUCTIVITY THROUGH DRILL TO MILL PLANT OPTIMISATION
S. Esen ---------- 381

IMPROVING FİNAL WALL AND WASTE BLASTİNG RESULTS AT ALTYNALMAS PUSTYNNOYE GOLD MİNE
B. Bachramov, B. Myrzakasymov, A. Kalmatayev, S. Esen ---------- 391

INITIAL CRACK DETECTION OF BRAZILIAN DISCS BY THERMAL CHANGE FOR DIFFERENT TYPES OF ROCK SPECIMENS
A. Kırmacı, M. Erkayaoğlu, C. Karpuz ---------- 399

İnSAR HIZ HARİTALARI KULLANILARAK AÇIK OCAKLARDA ŞEV YENİLMESİ OLABİLECEK BÖLGELERİN TESPİTİ
DETERMINATION OF THE SLOPE FAILURE REGIONS IN OPEN PIT MINE USING INSAR VELOCITY MAP
Z. Sertabipoğlu, Ü Özer, H. Tunçdemir ---------- 408

İZMİR BUCA – ONAT TÜNELİNDE UYGULANAN YENİ AVUSTURYA YÖNTEMİ VE DEFORMASYON ÖLÇÜMLERİN DEĞERLENDİRİLMESİ
İZMİR BUCA – ONAT TUNNEL NEW AUSTRIAN TUNNELING METHOD AND DEFORMATION MEASUREMENTS SURVEILLANCE
M.B. Çolak, C.O. Aksoy---------- 419

KARMAŞIK TİPİ KAYA KÜTLERİNDE EPBM AYNA BASINCININ YERALTI SUYU SEVİYESİNE BAĞLI DEĞİŞİMİNİN ARAŞTIRILMASI
INVESTIGATION OF THE CHANGES OF EPBM FACE PRESSURE ON THE GROUND WATER LEVEL IN COMPLEX TYPE ROCK MASS
C. O. Aksoy, G.G. Uyar, H.E. Yaman ---------- 428

KARSTLAŞMIŞ ALÇITAŞI SAHALARINDA AÇIK OCAK İŞLETME PROBLEMLERİ, BALA-ANKARA
OPEN PIT MINING PROBLEMS AT KARSTIFIED GYPSUM IN BALA -ANKARA AREA
S. Kulaksız ---------- 436

KAYAŞ-YERKÖY YÜKSEK HIZLI TREN DEMİRYOLU POJESİ KAPSAMINDA AÇILAN T15 TÜNELİ AYNASINDA MALZEME BOŞALIMINA BAĞLI OLARAK YAŞANAN STABİLİTE SORUNLARI VE TÜNEL DESTEK SİSTEMLERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ
THE EVALUATION OF STABILITY PROBLEMS AND TUNNEL SUPPORT SYSTEMS DURING THE MATERIAL INFLOW IN T15 TUNNEL IN THE KAYAS-YERKOY HIGH-SPEED TRAIN RAILWAY
E. B. Aygar ---------- 445

KİREÇTAŞI LİTOLOJİSİNDE KIRMATAŞ DOLGU MALZEMESİ İLE KİLLİ BİR ZEMİNDE YÜZEYSEL İYİLEŞTİRMENİN UYGULANMASI
AN APPLICATION OF CRUSHED LIMESTONE FILLING MATERIAL IN CLAYEY SOIL IMPROVEMENT
İ. Çobanoğlu, S.B. Çelik ---------- 457

MADEN KAYNAK KESTİRİMİNDE HOMOJEN ORTAM MODELLEMESİNE YÖNELİK YENİ YÖNTEMLERİN GELİŞTİRİLMESİ
DEVELOPING NEW METHODS FOR DOMAIN MODELING IN MINERAL RESOURCE ESTIMATION
Dr. H. Kıvrak, A. E. Tercan ---------- 468

MADEN SEKTÖRÜNDE DİJİTAL DÖNÜŞÜM; BAKIRTEPE ALTIN İŞLETMESİ
DIGITAL TRANSFORMATION IN MINING INDUSTRY; A CASE STUDY, DEMİR EXPORT BAKIRTEPE GOLD MINE
B.Giray, H.Çınar, O.Ceylan, B.Aksanı ---------- 481

MADENCİLİK FALİYETLERİNDE İNSANSIZ HAVA ARACI FOTOGRAMETRİSİ UYGULAMALARI
UNMANNED AERIAL VEHICLE PHOTOGRAMMETRY APPLICATIONS IN MINING
Gül Y., Poyraz F., Hastaoğlu K.Ö. ---------- 494

MAKSİMUM PARÇACIK HIZINI MİNİMİZE EDEN YENİ BİR TEKNİĞİN GELİŞTİRİLMESİ
THE DEVELOPMENT OF A NEW TECHNIQUE MINIMIZED THE PEAK PARTICLE VELOCITY
A.Tosun ---------- 502

MONITORING OF MINE LANDSLIDE AND DEFORMATION USING SENTINEL-1 SAR DATA
SENTİNEL-1 SAR VERİLERİ KULLANILANARAK MADEN KAYMALARINI VE DEFORMASYONLARINI İZLEME
M. Çavur, M. Camalan, H. Ketizmen, S. Agitoğlu ---------- 509

OPTIMIZED DESIGN OF DRILLING AND BLASTING OPERATIONS IN OPEN PIT MINES UNDER USING NEW SOFTWARE
E. Moosavi, A. Khosravi, R. Shirinabadi ---------- 518

ÖZDÜZENLEYİCİ HARİTALARININ (SOM) NADİR TOPRAK ELEMENTLERİNİN VERİ ANALİZİNDE UYGULANMASI
APPLICATION OF KOHONEN SELF-ORGANIZING MAPS (SOM) IN EXPLORATORY DATA ANALYSIS OF RARE EARTH ELEMENTS DEPOSIT
G. Ertunç ---------- 525

PATLATMA İZNİ ALINMAMIŞ SAHALARDA YAPILACAK PATLATMALARIN OLASI ETKİLERİNİ ÖNGÖREBİLMEK İÇİN BİR YAKLAŞIM ÖNERİSİ
RECOMMENDED APPROACH TO PREDICT BLASTING POSSIBLE EFFECTS AT THE AREA IN WHICH THERE IS NOT BLASTING LICENSE
G. G. Uyar, C.O. Aksoy, A. İlhan ---------- 537

PATLATMANIN MALZEME ÜZERİNE ETKİSİNİN İNCELENMESİ
INVESTIGATION OF BLASTING IMPACT ON MATERIAL
Y. Umucu, V. Ekmiş, D. Alp, O. Çağatay ---------- 548

PERFORMANCE EVALUATION OF INORGANIC SALTS ON SPONTANEOUS COMBUSTION LIABILITY
M. Onifade, B. Genc ---------- 560

SEDİMANTER ZAYIF KAYA KÜTLESİNDE REÇİNELİ HALAT SAPLAMALARIN UYGULAMA PARAMETRELERİNİN ÇEKME DAYANIMINA ETKİSİ
THE INFLUENCE OF APPLICATION PARAMETERS ON PULL-OUT STRENGTH OF RESIN GROUTED CABLE BOLTS IN WEAK SEDIMENTARY ROCK MASS
O. Kutay, İ.F. Öge, C. Tuz, A. Erel, E. Kahraman ---------- 572

THE ASSESSMENT OF THE IMPACT OF ABSENTEEISM ON A PLATINUM MINE
N M Mathebula, M Mpanza, S.M. Rupprecht ---------- 581

THE POTENTIAL BENEFITS OF THROW BLASTING SOUTH AFRICAN UNDERGROUND MINES
S.M. Rupprecht ---------- 593

THE POTENTIAL OF AUTOMATIC SCRAPER WINCHES IN UNDERGROUND NARROW VEIN MININGSOUTH AFRICAN
S.M. Rupprecht ---------- 603

THREE-DIMENSIONAL GEOLOGICAL MODELING AND PRELIMINARY RESOURCE ESTIMATION IN SAGHEZ IRON DEPOSIT OF IRAN
E. Moosavi, R. Shirinabadi, A. Ghasem_pour, R. Fallahi ---------- 612

TRABZON ŞEHİR GEÇİŞİ KANUNİ BULVARI PROJESİ-AKYAZI TÜNELİ DESTEK SİSTEMİ TASARIMI-(EN GENİŞ KARAYOLU TÜNELİ)
TRABZON CITY CROSSING KANUNI BOULEVARD PROJECT - AKYAZI TUNNEL SUPPORT SYSTEM DESIGN
E. B. Aygar ---------- 618

TÜRKİYE'DEKİ YERALTI MADENLERİNDE PERSONEL TAKİP SİSTEMLERİ KAVRAMLAR VE UYGULAMALAR
PERSONNEL TRACKING SYSTEMS for UNDERGROUND MINES in TURKEY.CONSEPTS and APPLICATIONS
İ.M. Er ---------- 628

ULTIMATE PIT SIZE SELECTION, WHERE IS THE OPTIMUM POINT?
A. Ebrahimi ---------- 638

USING FAULT TREE ANALYSIS TO FOCUS MISFIRING AT OPEN PIT MINES BLASTING OPERATION
E. Moosavi, A. Golzadeh ---------- 646

UZUN GALERİLERİN TALİ HAVALANDIRILMASI: POLYAK EYNEZ ÜRETİM DESANDRESİ ÖRNEĞİ
AUXILIARY VENTILATION FOR LONG DRIVAGES: EXAMPLE OF POLYAK EYNEZ DECLINE
E. Kahraman, C. Ersoy, E. Küçükali ve Ç. Koçak ---------- 653

ÜLKEMİZDE YERLİ İMKÂNLARLA ÜRETİLEN KALKAN TİPİ YÜRÜYEN TAHKİMATIN ÜRETİMİ VE UYGULAMASI
PRODUCTION AND APPLICATION OF THE ROOF SUPPORT PRODUCED BY LOCAL FACILITIES IN OUR COUNTRY
U. Çetinkaya, N. Bilim, M. Arslan ---------- 663

WORKING TECHNOLOGY OF LONG WALL EQUIPMENT IN VARIABLE DIMENSIONS OF EXCAVATION PANEL
O. Musić, Dž. Dostović, K. Gutić, H.Čičkušić, Š. Sarajlić ---------- 672

YERALTI MADENLERİNDE SİNYALİZASYON SİSTEMİ İLE TRAFİK KONTROLÜ
TRAFFIC CONTROL WITH SIGNALIZATION SYSTEM IN UNDERGROUND MINES
N. Ölmez Özer, E. Ok ---------- 684

YERALTI SUYU SEVİYESİNİN AÇIK OCAKLARDA ŞEV DURAYLILIĞINA ETKİLERİNİN ARAŞTIRILMASI
INVESTIGATION OF THE EFFECTS OF GROUNDWATER LEVEL ON SLOPE STABILITY IN OPEN PITS
S. Eren, C.O. Aksoy ---------- 694

YERALTI VE AÇIK OCAK İŞLETMELERİNDE MADEN PLANLAMA OPTİMİZASYONU
A TUTORIAL on OPEN PİT and UNDERGROUND MİNE SCHEDULİNG USİNG MICROMINE SOFTWARE
A. Eşiyok, B. Kahraman ---------- 702

YERÜSTÜ MACUN MALZEMENİN ÇİMENTO KATKISINA GÖRE STABİLİTE ANALİZİ
STABILITY ANALYSIS ACCORDING TO THE CEMENT ADDITIVES OF THE SURFACE PASTE MATERIAL
A. Başçetin, S. Tüylü, D. Adıgüzel, E. Odabaş ve Y. Baktarhan ---------- 714

ZEOLİTİN PUZOLANİK KATKI MALZEMESİ OLARAK ÇİMENTOLU MACUN DOLGUDA KULLANILABİLİRLİĞİNİN İNCELENMESİ
INVESTIGATION OF USABILITY AS POZZOLANIC ADDITIVE MATERIAL OF ZEOLITE IN CEMENTED PASTE BACKFILL
A.Başçetin, H.Eker, S.Tüylü, D.Adıgüzel, E. Odabaş ---------- 719

CEVHER HAZIRLAMA ve METALURJİK SÜREÇLER - MINERAL and METALLURGICAL PROCESSING

A FUNDAMENTAL CHANGE IN APPROACH – GRINDING ORES IN VERTICAL ROLLER MILLS PRESENTATION OF TEST RESULTS
C. Schmitz, C. Gerold ---------- 725

AN EXPERIMANTAL INVESTIGATION ON ROCK CRUSHABILITY USING JAW AND CONE CRUSHERS
E. Köken, M. Bilen, A. Özarslan, K. Barış ---------- 734

AN INTRODUCTION OF THE HORIZONTAL AGITATED BEAD MILL "PAMIR"
J.Roettle, U.Enderle ---------- 744

AN INVESTIGATION OF THE EFFECT OF OPERATING AND DESIGN VARIABLES ON SCREENING EFFICIENCY IN WET FINE SCREENING
S. Mabote, A. M. Mainza, P. A. Bepswa ---------- 749

AN OVERVIEW ON HIGH-PRESSURE TECHNOLOGY AND ITS BENEFITS IN TAILINGS MANAGEMENT
M. Vieira, M. Goich ---------- 761

CLASSIFICATION, FLUIDISATION AND FLOW WITHIN ECCENTRIC HIGH PRESSURE CENTRIFUGAL COMMINUTION (eHPCC)
L. Roper , V. Borissenko ---------- 770

COLLECTORLESS FLOTATION APPROACH TO A LOW GRADE GOLD ORE
S. Oluklulu, H.S. Gökçen, V. Bozkurt, Y. Ucbaş ---------- 779

DÜZ ZİNCİRLİ KSANTATLARIN TOPLAYICI DERİŞİMİ VE HAVA AKIŞ HIZINA (HAH) BAĞLI OLARAK GALEN FLOTASYONUNA ETKİSİNİN İNCELENMESİ
INVESTIGATION OF THE EFFECT OF STRAIGHT-CHAIN XANTHATES ON GALENA FLOTATION DEPENDING ON COLLECTOR CONCENTRATION AND AIR FLOW RATE (AFR)
G. Ergen, S. Özün, W. Liu ---------- 787

EFFECT OF GRINDING CONDITIONS ON LEAD-ZINC FLOTATION
I. Tokcan, V. Bozkurt ---------- 795

EFFECT OF OPERATIONAL CONDITIONS ON ENERGY EFFICIENCIES OF AIR-SWEPT BALL MILL AND CLASSIFICATION CIRCUITS IN CEMENT RAW MATERIAL PRODUCTION
Ö. Genç, A.H. Benzer ---------- 806

EFFECT OF PH ON SUSPENSION STABILITY FOR PRODUCTION OF SUBMICRON PARTICLES BY MEANS OF MECHANICAL TREATMENT
D. Katırcıoglu Bayel ---------- 817

EFFECT OF ULTRA-FINE GRINDING ON EXTRACTION OF GOLD AND SILVER FROM A REFRACTORY FLOTATION TAILINGS BY CYANIDE LEACHING
O.Celep , E.Y.Yazici, M.Kuzu and H.Deveci ---------- 826

ENDÜSTRİYEL PROSESLERDE KULLANILAN DEĞİRMEN [ÖĞÜTÜCÜ] TİPLERİ VE ÇALIŞMA MEKANİZMALARI
MILLS [GRINDING] TYPES AND WORKING MECHANISMS USED IN INDUSTRIAL PROCESSES
A. V. Korkmaz, H. Hacıfazlıoğlu---------- 834

ERZURUM KARAYAZI MANGANEZ CEVHERİNİN FİZİKSEL AYIRMA YÖNTEMLERİ İLE ZENGİNLEŞTİRİLMESİ
ENRICHMENT BY PHYSICAL SEPARATION METHODS OF ERZURUM KARAYAZI MANGANESE ORE
T. Gül, E. İ. Cöcen, E. Tufan, E. Kılınç Aksay ---------- - 846

FLOTATION AND ATMOSFERIC ASID/BASE LEACHING OF HARD COALS FOR PRODUCTION OF LOW-ASH CLEAN COAL
O. Onel, M. Tanrıverdi ---------- 854

HPGR GRINDING IN COPPER, LEAD AND ZINC ORE PROCESSING
S. Önol , Frank P. van der Meer ---------- 863

IMPORTANCE OF CRUSHER CONTROL AND CLOUD COMPUTING PROCESS MONITORING OF CRUSHERS
G. Asbjörnsson, A. Bolander, E. Hultkrand, M. Evertsson ---------- 873

INVESTIGATION OF CHROMITE PRECONCENTRATION BY COMMINUTION
E. Polat, T. Güler, M.M.A Mohammed ---------- 877

KÜÇÜLTÜLMÜŞ TAMBUR TESTİ İLE DEMİR CEVHERİ PELETLERİ AŞINMA DAYANIMI BELİRLENMESİ
DETERMINATION OF ABRASION RESISTANCE OF IRON ORE PELLETS BY THE SCALE-DOWN TUMBLER TEST
O. Sivrikaya, A.İ. Arol ---------- 884

LEACHING OF YAHYALI NON-SULPHIDE PB-ZN FLOTATION TAILING USING ORGANIC ACIDS
S. Hussaini, S. Kursunoglu, M. Kaya ---------- 897

LEARNING FROM OTHER INDUSTRIES; WHY THE VRM TECHNOLOGY IS A SERIOUS ALTERNATIVE FOR ORE GRINDING
C. Gerold, C. Schmitz---------- 909

MALZEME DOLULUK ORANININ SİLİS KUMU KIRILMA PARAMETRELERİNE ETKİSİNİN ARAŞTIRILMASI
AN INVESTIGATION OF THE EFFECT ON BREAKAGE PARAMETERS OF SILICA SAND OF POWDER FILLING
S. Haner ---------- 921

MODELING OF TRANSPORTATION IN ELECTROSLAG METALLURGY PROCESS
H.F. Shen, H. Shi ---------- 930

OPTIMISATION OF THE CRUSHING CIRCUIT IN A COPPER OPERATION
B. Sönmez, S. Lynch-Watson, S. Villalobos, H. Dündar, H. Benzer ---------- 937

PROPOSED FLOWSHEET DESIGN FOR A CEMENT GRINDING CIRCUIT BY CONSIDERING FINE GRINDING TECHNOLOGY
O. Altun, C. E. Karahan, E. S. Zencirci, N. A. Toprak, H. Benzer ---------- 948

QUARTZ BLEACHING BY OXALIC ACID: RELATIONSHIP BETWEEN REJECTION RATE OF IMPURITIES AND COLOR RESPONSE
M.M.A Mohammed, T. Güler, E. Polat, N. Çetin, Ü. Kuşcu ---------- 957

REJECTION OF IRON COLORING IMPURITIES OF QUARTZ ORE BY SULFURIC ACID BLEACHING
M.M.A Mohammed, T. Güler, E. Polat ---------- 965

REPORT ON TAILINGS DEWATERING WITH HIGH PERFORMANCE DISC FILTERS
J. Pridal , J. Hahn ---------- 972

SIMULATION OF SINGLE PARTICLE BREAKAGE USING NON-ROUND PARTICLES IN ROCKY DEM
F.P. André, A. Potapov, C. Maliska Jr., L.M. Tavares ---------- 981

SİNTERLİK DEMİR CEVHERİ KONSANTRESİNİN DRI PELET KEKİ ÜRETİMİNİNDE KULLANILABİLİRLİĞİNİN ARAŞTIRILMASI
INVESTIGATION OF USABILITY OF SINTERING IRON ORE CONCENTRATE IN DRI PELLET CAKE PRODUCTION
A.H. Benzer, D. Altun, Ö. Özal, V. Cebeci ---------- 991

SÜLFÜRLÜ ALTIN CEVHERİ FLOTASYONUNDA ALTERNATİF KOLLEKTÖRLERİN ARAŞTIRILMASI
INVESTIGATION OF THE APPLICABILITY OF ALTERNATIVE COLLECTORS IN THE SULPHIDE GOLD ORE FLOTATION
İ. Kurşun, G. Erçelik, M. F. Eskibalcı, M. Terzi, O. Özdemir, R. Sezen ---------- 999

THE EFFECT OF DRY AND WET GRINDING ON GOLD ORE FLOTATION
H.S. Gökçen, S. Oluklulu, V. Bozkurt, Y. Ucbaş ----------1010

THE EFFECT OF STIRRER DESIGN IN DIFFERENT STIRRED MILL ORIENTATIONS
S. Cayirli, H. S. Gokcen, N. Yüce ----------1017

THE INFLUENCE OF THE SAG/BALL MILL MODE OF OPERATION ON CIRCUIT OPERATIONS
S. Bremner, A.N. Mainza, L.M. Tavares, A. Anyimadu, J.A. Dumont, G.C. Peixoto, V.M. Assis, M.G. Lemos , M.S. Pereira ---------- 1025

UP-GRADES AND OPTIMIZATION OF HARDROCK APPLICATIONS WITH HPGRs
E. Burchardt, J. Remmers, K. Cura ---------- 1036

USE OF X-RAY MICRO-COMPUTED TOMOGRAPHY (μCT) FOR 3-D ORE CHARACTERIZATION: A TURNING POINT IN PROCESS MINERALOGY
P.I. Guntoro, Y. Ghorbani, J. Rosenkranz ---------- 1044

VARIATION IN THE WEAR CHARACTERISTICS AND THE GRINDING PERFORMANCE OF DIFFERENT BALLS
C. E. Karahan, T. Sert, O. Altun ---------- 1055

YÜKSEK MANYETİT İÇERİKLİ SİLİS CEVHERLERİNDEN GRAVİTE VE MANYETİK AYIRMA YÖNTEMLERİ İLE DEMİR KONSANTRESİ ÜRETİM OLANAKLARININ ARAŞTIRILMASI
INVESTIGATION OF THE IRON CONCENTRATE PRODUCTION FROM HIGH MAGNETITE CONTAINING SILICATE ORES
İ. Kurşun, M. Çınar, M. Terzi, O. Özdemir ---------- 1062

KÖMÜR VE ENERJİ - COAL AND ENERGY

A MODIFIED METHODOLOGY FOR PRELIMINARY DESIGN OF WEAK ROCK SLOPES IN LIGNITE MINES
A.G. Yardimci, C. Karpuz ---------- 1079

ARGUVAN (MALATYA) LİNYİTİNDEN HÜMAT EKSTRAKSİYONU
HUMATE EXTRACTION FROM ARGUVAN (MALATYA) LIGNITE
K. Şentürk, M. Birinci ---------- 1088

ASSESSMENT OF SURFACE COAL MINING IMPACT ON AGRICULTURE USING LONG TERM REMOTE SENSING SATELLITE DATA: A SOUTH AFRICAN PERSPECTIVE
M. A. Mahboob, B. Genc ---------- 1095

BİR YERALTI KÖMÜR OCAĞINDA TALİ HAVALANDIRMA ETÜDÜ
AUXILIARY VENTILATION DESIGN FOR AN UNDERGROUND COAL MINE
N. Kurşunoğlu, M. Onder ---------- 1106

EXPLORATION AND EVALUATION OF OIL SHALE RESOURCES FROM ATTARAT AREA, CENTRAL JORDAN
Khalil M. Ibrahim, Samer Aljurf, Hanan Abdel Rahman and Cemal Gülamber ---------- 1116

GEOTHERMAL COMBINED HEAT & POWER PLANTS AND DIRECT USE APPLICATIONS IN TURKEY
E. Kaymakci, T. Koelbel ---------- 1129

IMPORTANCE OF COAL QUALITY FROM MINES TO POWER STATIONS
H. Arden ---------- 1139

INTRODUCTION OF ANALYTICAL METHODS FOR OIL SHALE RESOURCE EVOLUTION
C. Gülamber, K.M. Ibrahim , S. A., H.A. Rahman ---------- 1154

KÖMÜR FLOTASYONU İÇİN YEŞİL KOLLEKTÖR: ATIK BİTKİSEL YAĞ
GREEN COLLECTOR FOR COAL FLOTATION: WASTE VEGETABLE OIL
H. Hacıfazlıoğlu, A.Dikici ---------- 1169

KÖMÜR KAYNAKLI METAN EMİSYONLARININ ZAMAN SERİSİ ANALİZİ İLE TAHMİNİ
FORECASTİNG OF COAL MİNE METHANE EMİSSİONS BY TİME SERİES ANALYSİS
G. Daloğlu, F. Çemrek, M. Önder ---------- 1177

NUMERICAL SIMULATIONS OF GAS PRODUCTION FROM COALBED METHANE RESERVOIRS IN TURKEY
Ş. Merey ---------- 1184

PARK TERMİK A.Ş ÇAYIRHAN LİNYİT İŞLETMESİ'NDE YAŞANAN İŞ KAZALARINA SAHA JEOLOJİSİNİN ETKİLERİ
THE EFFECTS OF GEOLOGICAL CONDITIONS ON WORK ACCIDENTS IN PARK TERMIK INC. ÇAYIRHAN MINES
F. Ustabaş, Ç. Temel ---------- 1197

RELATIONSHIP BETWEEN TWO CONSECUTIVE SLOPE FAILURES AT ELBISTAN OPEN CAST MINE AND A NEW PRODUCTION METHOD PROPOSAL
B.Ünver, M. A. Hindistan ---------- 1208

REVEALING CONCEALED HYDROTHERMAL ORE DEPOSITS THROUGH TRACE ELEMENT AND ISOTOPE GEOCHEMISTRY AND CLAY MINERALOGY
I. Tonguç Uysal---------- 1219

SOMA KÖMÜR HAVZASINDA BİR YERALTI İŞLETMESİNDE ALT TABAN YOLU DESTEK SİSTEMİNİN İYİLEŞTİRİLMESİ
THE IMPROVEMENT OF THE SUPPORT SYSTEMS USED IN MAINGATE ENTRIES OF A MINE LOCATED IN SOMA COAL BASIN
T.S. Saral, İ.F. Öge, Ş. Tarhan, A. Hür, H.H. Çiçek ---------- 1228

TTK GELİK İŞLETMESİNDE DİK DAMAR MEKANİZASYONU UYGULANABİLİRLİĞİ
APPLİCABİLİTY OF STEEP COAL SEEMS MECHANİATİON İN TTK GELİK REGİON
K. Eroğlu, F.Uncu, C.Yamudi ---------- 1235

TÜRKİYE KÖMÜR HAVZALARINDAKİ MADENCİLİK ÇALIŞMALARINDA YÖNETİM STRATEJİLERİNİN ELEŞTİRİLMESİ
CRITICS OF THE MANAGEMENT STRATEGIES IN COALFIELDS OF TURKEY
V. Didari , N.A. Akçın ---------- 1249

TÜRKİYE KÖMÜRLERİNİN GAZLAŞTIRMA PROSESLERİ İLE SÜNGER DEMİR ÜRETİMİ İÇİN DRI FIRININDA İNDİRGEN GAZ OLARAK KULLANIMININ ARAŞTIRILMASI
INVESTIGATION OF USABILITY OF COAL RESOURCES OF TURKEY WITH GASIFICATION PROCESSES FOR DRI PRODUCTION IN DRI FURNACE
V. Cebeci, U. Malayoğlu, Ö. Özal ---------- 1258

TÜRKİYE'DE YERALTI KÖMÜR OCAKLARINA YÖNELİK MADEN MEVZUATI VE UYGULAMALARININ HAVALANDIRMA VE İŞ GÜVENLİĞİ AÇISINDAN KRİTİĞİ
THE CRITQUE OF TURKISH MINING LEGISLATION AND ITS APPLICATIONS TOWARDS UNDERGROUND COAL MINES IN TERMS OF VENTILATION AND OCCUPATIONAL SAFETY
K. Barış,A. Fişne,Y. Aydın ---------- 1270

TÜRKİYE'DEKİ BAZI KÖMÜR HAVZALARINDA TASMAN MEKANİZMALARININ İNCELENMESİ
INVESTIGATION OF THE MECHANISM OF THE SUBSIDENCE IN SOME COAL BASIN IN TURKEY
C.O. Aksoy ---------- 1282

YAPAY SİNİR AĞLARI İLE MUĞLA-TINAZ KÖMÜR SAHASI KALORİ DEĞERLERİ TAHMİNİ
ESTIMATION OF CALOFIRIC VALUE OF COAL FIELD IN MUĞLA-TINAZ WITH ARTIFICIAL NEURAL NETWORK
S.TORAMAN ---------- 1294

YERALTI KÖMÜR MADENLERİNDE YAŞANAN BANT YANGINI İÇİN DENEYSEL VE SAYISAL ANALİZ ÇALIŞMALARI
EXPERIMENTAL AND NUMERICAL ANALYSIS STUDIES FOR BELT FIRE IN UNDERGROUND COAL MINES
C. O. Aksoy, G.G. Uyar, E. Kaya ---------- 1305

ZONGULDAK KÖMÜRÜNDEN ULTRA TEMİZ KÖMÜR ÜRETİMİ
PRODUCTION OF ULTRA CLEAN COAL FROM ZONGULDAK COAL
H.Hacıfazlıoglu, A. Dikici ---------- 1313

DOĞAL TAŞ, ENDÜSTRİYEL MİNERALLER ve AGREGA ÜRETİMİ - NATURAL STONE, INDUSTRIAL MINERALSAND AGGREGATE PRODUCTION

3 T YÖNTEMİ İLE BİR MERMER FABRİKASINDA RİSK DEĞERLENDİRMESİ
RISK ASSESMENT IN A MARBLE FACTORY WITH 3 T METHOD
S. Önder, M. Önder, F. Çiçek ---------- 1321

AŞINDIRICI SUJETİ İLE KESME UYGULAMALARINDA GÜNCEL TEKNOLOJİK GELİŞMELER
CURRENT TECHNOLOGICAL DEVELOPMENTS IN CUTTING APPLICATIONS BY ABRASIVE WATERJET
İ. Karakurt, G. Aydın, F. Yıldırım, S. Kaya ---------- 1334

AŞINDIRICI SUJETİ KESME PERFORMANSININ İYİLEŞTİRİLMESİNE YÖNELİK GELİŞTİRİLEN YÖNTEMLER
METHODS FOR IMPROVEMENT OF ABRASIVE WATERJET CUTTING PERFORMANCE
İ. Karakurt, G. Aydın, F. Yıldırım, S. Kaya ---------- 1340

AŞINDIRICILI SU JETİ İLE MERMER KESMEDE AŞINDIRICI TİPİNİN KESME DERİNLİĞİNE ETKİSİNİN ARAŞTIRILMASI
INVESTIGATION OF THE EFFECT OF ABRASIVE TYPE ON CUT DEPTH IN MARBLE CUTTING WITH ABRASIVE WATER JET
S. Kaya, G. Aydın, İ. Karakurt ---------- 1346

DOĞAL TAŞ OCAKLARINDA BLOK TAKİBİNDE KULLANILMAK ÜZERE GELİŞTİRİLEN BİR YAZILIM
A SOFTWARE DEVELOPED FOR USING BLOCK TRACKING IN NATURAL STONE QUARRIES
E. Berber, A. Sakcalı, H. Cevizci, H. Yavuz ---------- 1354

DOĞALTAŞ İŞLEME TESİSLERİNDE OLUŞAN GÜRÜLTÜNÜN İSTATİSTİKSEL ANALİZİ
STATISTICAL ANALYSIS OF NOISE GENERATED IN NATURAL STONE PROCESSING PLANTS
T. Doğan, Z. Duran, Y. Karagöz, B. Erdem ---------- 1363

EFFECTS OF TEMPERATURE ON MECHANICAL PROPERTIES OF SOME CARBONATE ROCKS FROM TURKEY
Y. Ozcelik , A. Ozguven, E. Yilmazkaya, H. Sonmez, M. Ercanoglu---------- 1371

EMİRDAĞ (AFYONKARAHİSAR) TRAVERTENLERİNİN MİNERO-PETROGRAFİK, JEOKİMYASAL VE FİZKO-MEKANİK ÖZELLİKLERİ ÜZERİNE DEĞERLENDİRMELER
ASSESSMENTS ON MINERO-PETROGRAPHICS, GEOCHEMICAL and PHYSICAL-MECHANICAL PROPERTIES OF EMİRDAĞ (AFYONKARAHİSAR) TRAVERTINES
T. Koralay, S.B. Çelik, K. Deniz ---------- 1379

FELDSPAT KONSANTRESİNİN KURUTULMASI İÇİN KIZILÖTESI ISITMALI YENI BİR KURUTUCU TASARIMI VE ENDÜSTRİYEL UYGULAMASI
DESIGN AND INDUSTRIAL APPLICATION OF A NOVEL DRYER WITH INFRARED HEATING FOR THE DRYING OF FELDSPAR CONCENTRATED
D.U. Sert , H. Hacıfazlıoğlu ---------- 1391

INVESTIGATION OF SURFACE ROUGHNESS USING TAGUCHI METHOD: AFYON WHITE AND MARMARA WHITE MARBLES MILLED ON A CNC MILLING MACHINE
E. Özkan , O. Öz ---------- 1399

STUDY OF BEIGE PHOSPHATE ORE: KEF ES SENNOUN; DJEBEL ONK – TEBESSA; ALGERIA
N. Djamel, C. Mohamed, B. Ahcene, M. Zouhir ---------- 1410

TEKTELLİ KESME PARAMETRELERİNİN ÇAMUR TANE BOYUNA ETKİLERİ
THE EFFECTS OF MONOWIRE CUTTING PARAMETERS ON MEAN SIZE OF SWARF
E. Yılmazkaya, O. Altun, Y. Özçelik ---------- 1419

TRAVERTENİN FİZİKO-MEKANİK ÖZELLİKLERİNİN BELİRLENMESİNDE LEEB SERTLİK ÖLÇÜTÜNÜN KULLANIMININ ARAŞTIRILMASI
INVESTIGATION OF THE USABILITY OF LEEB HARDNESS CRITERION IN THE DETERMINATION OF PHYSICO-MECHANICAL PROPERTIES OF TRAVERTINE
S.B. Çelik, İ. Çobanoğlu, T. Koralay ---------- 1434

TUZ BUHARININ DÖĞER (İHSANİYE-AFYONKARAHİSAR) TÜFÜNE ETKİSİNİN İNCELENMESİ
INVESTIGATION OF THE EFFECT OF SALT MIST ON THE DÖĞER (İHSANİYE-AFYONKARAHİSAR) TUFF
M.Y. Çelik, M. Sert, Z. Arsoy ---------- 1446

MADEN EKONOMİSİ ve FİNANSAL KAYNAKLAR - MINING ECONOMICS and FINANCIAL SOLUTIONS

COST ANALYSIS OF MINE ROADWAYS DRIVEN BY DRILLING AND BLASTING METHOD AND A ROADHEADER
O. Su, M. Akkaş ---------- 1458

DELIMITATION OF DEVELOPMENT COST TOWARDS STOPE BOUNDARY LAYOUT OPTIMIZATION
A. M. Victor, A. H Onur ---------- 1465

DERIVING BEST VALUE OUT OF ZIMBABWE'S MINERAL WEALTH TO ENHANCE SUSTAINABLE ECONOMIC DEVELOPMENT
R. Denhere, T. Zvarivadza, F. Sengani ---------- 1479

DOĞRUDAN BLOK PLANLAMA İLE OLUŞAN SONUÇLARIN MONTE-CARLO SİMULASYONU İLE SİMULE EDİLEREK KARŞILAŞTIRILMASI
SIMULATION AND COMPARING OF RESULTS BY DIRECT BLOCK SCHEDULING WITH MONTE-CARLO SIMULATION
F.K. Kasa, A. Dağ---------- 1488

PRINCIPLES OF MINERALS MARKETING WITH RESPECT TO MARKETING OF IRON ORE
T. Zvarivadza, F. Sengani ---------- 1500

MADENCİLİĞİN ÇEVRESEL ve TOPLUM ÜZERİNDEKİ ETKİLERİ - IMPACTS OF MINING ACTIVITIES ON ENVIRONMENTAL and COMMUNITY

ANKARA İLİ, AYAŞ İLÇESİNDE YAPILMASI PLANLANAN BİR KALKER OCAĞINDA OLASI ÇEVRESEL ETKİLERİN BELİRLENMESİ VE EN AZA İNDİRİLEBİLMESİ İÇİN KONTROLLÜ PATLATMALARIN TASARLANMASI
DESIGN OF CONTROLLED BLASTING TECHNIQUE TO MINIMISE POSSIBLE ENVIRONMENTAL EFFECTS IN A LIMESTONE QUARRY PLANNED TO BE CONTSRUCTED IN AYAS, ANKARA
G.G. Uyar, H.S.B. Efe, B.C. Töngür ---------- 1512

FOSİL ENERJİ KAYNAKLARININ ÇEVRESEL ETKİLERİ
ENVIRONMENTAL IMPACTS OF FOSSIL ENERGY SOURCES
S. Kaya , G. Aydın, İ. Karakurt ---------- 1523

KURU ATIK DEPOLAMA YÖNTEMİ
DRY TAILINGS STORAGE METHOD
Y.S. İnci, P. Kimball, G. Uzuncelebi, H. Ürkmez ---------- 1530

MADENCİLİK SEKTÖRÜNDE ÇALIŞAN KADINLARIN PSİKOSOSYAL TEHLİKELERİNİN BELİRLENMESİ: MANYEZİT ÖRNEĞİ
DETERMINATION OF PSYCHOSOCIAL HAZARDS OF WOMEN WORKING IN MINING INDUSTR: EXAMPLE OF MAGNESITE
S. Önder, E. Kundak, M. Önder ---------- 1541

MADENCİLİKTE SOSYAL ONAY, TÜRKİYE'DEKİ UYGULAMALARI VE ÖRNEK DERS İÇERİĞİ
SOCIAL LICENSE (SLO) IN MINING INDUSTRY, IMPLEMENTATIONS IN TURKEY AND TENTATIVE COURSE OUTLINE
A. Tufan-Demirel, G. Ertunç ---------- 1552

TECHNOLOGY OF BIOTECHNICAL RECLAMATION OF DUSTING SURFACES OF WASTE ACCUMULATORS OF MINING ENTERPRISES OF KAZAKHSTAN
N. Zhalgasuly, A.V. Kogut, A.A. Ismailova., O.A. Ismailova, A.B. Darmenkulova A.B.------ 1564

THE ASSESSMENT OF FACTORS CONTRIBUTING TO RETENTION OF FEMALE MINING ENGINEERING GRADUATES (AN UNDERGROUND HARD ROCK MINES STUDY)
K. Munyai, M. Mpanza, S.M. Rupprecht ---------- 1570

TOPLUMSAL CİNSİYET VE TÜRKİYE'DE MADEN MÜHENDİSLİĞİ BÖLÜMLERİNDE KADIN AKADEMİSYEN OLMAK
GENDER AND BEING A WOMAN ACADEMICIAN IN MINING ENGINEERING DEPARTMENTS IN TURKEY
T.D. Tombal Kara, M. Kara ---------- 1583

VIBRATION CONTROL IN ENVIRONMENTALLY SENSITIVE AREAS DUE TO SMALL, MEDIUM AND EPIC BLASTS WITH SYSTEMATIC PLANNING AND DESIGN
P.P. Roy, R.C. Raj ---------- 1595

ÇEŞİTLİ - MISCELLANEOUS

KNOWLEDGE BASED SYSTEM ON LABORATORY TESTS ON THE STATIC AND TENSILE PERFORMANCE OF STEEL WELDED MESH SUPPORT
F. Sengani , T. Zvarivadza ---------- 1609

MEASURING AND IMPROVING OPERATOR PERFORMANCE ON LARGE MINING EQUIPMENT
BÜYÜK MADEN MAKİNELERİNDE OPERATÖR PERFORMANSININ ÖLÇÜLMESİ VE GELİŞTİRİLMESİ
M.M. Kahraman ---------- 1617

AYAZİNİ (AFYONKARAHİSAR) TÜFLERİNDE SICAKLIĞIN ZAMANA BAĞLI SU EMME ÖZELLİĞİNE ETKİSİNİN İNCELENMESİ
INVESTIGATION OF THE EFFECT OF TEMPERATURE ON WATER ABSORPTION PROPERTIES OF AYAZINI (AFYONKARAHISAR) TUFFS
M. Y. Çelik, Z. Arsoy, M. Sert, B. Kahraman ---------- 1625

TÜRKİYE'DE MADEN/CEVHER HAZIRLAMA MÜHENDİSLİĞİ EĞİTİMİNİN DURUMU: İSTATİSTİKSEL VERİLER ve DEĞERLENDİRMELER
SITUATION of MINING/MINERAL PROCESSING ENGINEERING EDUCATION in TURKEY: STATISTICAL DATA and ASSESSMENTS
A.E. Yüce, E. Kaymakçı ---------- 1635

UÇUCU KÜL VE MERMER TOZUNUN DOLGU HARÇLARININ AKIŞKANLIK ÖZELLIKLERINE VE BASMA DAYANIMA ETKILERI
EFFECT OF FLY ASH AND MARBLE POWDER ON AND FLOW PROPERTIES AND COMPRESSIONAL STRENGTH OF GROUTS
H. Sis, T. Kıyak, C. Fenerli, M. Genç ---------- 1649

ULTRAFAST ANALYSIS IN THE MINING INDUSTRY
L.Ç. Özcan , K.Rifai, F.Doucet, F.Vidal ---------- 1658

YENİ KURULMAKTA OLAN TÜRKİYE MADENCİLİK ENDÜSTRİSİ EĞİTİM SİSTEMİ İÇİN ÖNERİLER
RECOMMENDATIONS FOR THE NEWLY ESTABLISHING TRAINING SYSTEM FOR TURKISH MINING INDUSTRY
M.S. Ünal, B. Ünver, S.Y. Kıllıoğlu---------- 1666

ÇAĞRILI BİLDİRİLER - INVITED PAPERS

ECONOMIC SUCCESSION PLANNING FOR MINES

M. Solomon

Dept. of Chemical Engineering, University of Cape Town, South Africa
(michael.solomon@uct.ac.za)

INTRODUCTION

After 170 years of organised commercial mining in South Africa, many of the country's iconic gold, diamond and platinum deposits are reaching a point of natural depletion and the limits of their economic exploitation as the average depth of mining progressively increases. Production capacity of the deep level gold mines has contracted radically since the transitioning to democratic government in 1994 with some 360 000 jobs being lost over this period. The platinum mines are increasingly under the political and environmental spotlight, as they have been since the Marikana tragedy in 2012. Sibanye's merger with Lonmin will precipitate a restructuring at the cost of 12 600 retrenchments. Along with the 13 000 retrenchments announced by Impala Platinum as possible retrenchments in the restructuring of the company, Mining companies has announced a programme of modernisation on its remaining underground mines on the Western Limb and will in all likelihood eliminate about 5 000 jobs. This will take the total announced loss of jobs in the deep level sector alone over the next two years stands to over 30 000 jobs in the platinum sector alone. Organic contraction in the deep level gold sector will probably add another 5 000 jobs to this attrition over this period. Collectively, these retrenchments will, conservatively, have a direct and indirect impact on 830 000 livelihoods in an environment where the GDP growth is estimated at 1,5% for 2019[1]and the possibility of replacing these jobs is severely compromised. By the end of 2016 the mining sector employed 457 290 people, significantly lower than the peak of 823 169 employed in 1986[2] and 593 000 in 1995[3].

This impact has to be seen within the context of an economic environment where South African GDP growth is estimated at 1,4 %[4] and the possibility of replacing these jobs is severely compromised. The mining companies and government must, of necessity, collaborate in developing and implementing a structured programme to offset these current impacts as well as ensuring the preparation for a post mining economy at different levels in the economy and society.
Mine closures are an inevitability in mining, but because of the social and political economic history of mining in this country, the issues associated with mine closure go well beyond the physical rehabilitation of the closed mining operations.

As in any mining regime, there are mine closure and rehabilitation commitments that accompany the granting and maintenance of a mining licence. However, because of the contiguous nature of the gold, coal and platinum mining belts, singular responsibility for the aggregate impacts of mine closure cannot be individually to existing mining companies. In addition to this, over the last century of mining, continually changing political regimes, mine ownership and progressively developing policies and laws have meant that full accountability and responsibility for the legacies of mining are difficult to assign to any one company.

[1]2019 South African Treasury Budget Review
[2] Minerals Council 2018
[3] Treasury, 2010 Budget Review P38
[4]National Treasury, Budget 2019

Ultimately, delegation of responsibility for the problems created by mining over this extended period of time reverts to Government. This places significant strain on the fiscus, the resources of which are already inadequate to provide for the State's service delivery commitments. The billions of rand required for legacy rehabilitation competes directly with funding for service delivery, health and education and erodes the State's capacity for more economically productive service delivery and infrastructure projects. A commercially sustainable offset for the economic erosion that accompanies mine closure needs to be conceptualised established and implemented.

STRATEGIC OBJECTIVES

The strategic objective here is to create post-mining economic value for all stakeholders and the measures implemented in terms of the strategy must be economically viable on a sustainable basis. By implication, the strategy must result in a framework for economic succession planning which spawns additional, unrelated, commercially viable activity within and around the land on which mining activity takes place, and which will transform what is currently a major liability into a significant capital asset.
The integrated framework should serve to:

- Build existing mine properties and infrastructure into a structured economic & commercial strategy that is a primary component of the EMPR process;
- Ensure that projects are predominantly geared towards land and agricultural sector transformation;
- Specifically provide for economic and employment multipliers though alternative livelihood opportunities; and
- Ensure the participation of the local communities impacted by the downscaling of mining activities;

THE NEED TO MOVE BEYOND PHYSICAL REHABILITATION

From a policy and legislative perspective, most of the regulations governing mine closure are directed towards rehabilitation of the physical environment. There is little or no policy that deals with the social trauma and economic stress, the mitigation of the broader economic, social and environmental effects arising from mine closure. These are complex systemic issue that needs to be holistically dealt with by the mining sector and government collectively and collaboratively.

Economic Succession Planning® is premised in the principle that every mine has the potential for some form of economic diversification. While the exploitation of renewable resources is not in itself sustainable, the vertical and lateral economies that it catalyses are. Non-mining utilisation of mining lands for economic programmes must be planned for as an integral element of a mine's life cycle. The positive environmental and social legacies of mining should not be reversed on mine closure and the negative legacy impacts need to be mitigated. From an economic and sociological perspective, the management by government and the mining industry of the legacy issues associated with mine closure are daunting.

Economic Succession Planning comprises the sustainable economic management of the full suite of natural and physical assets under the stewardship of a mining company:

a) Economic Succession Planning changes the narrative from 'mine closure' to one of 'Economy Beyond Mining';
b) It provides for multiple sustainable dimensions of value sharing from mining activity for communities over and above (or in lieu of) shares in an unsustainable and often unprofitable mining enterprise;
c) The construct is premised on the establishment of a Transitional Economy concurrent with mining operations; and

This ultimately metamorphoses into the Substitutive Economy once the non-renewable mineral resources are depleted. The methodology enables existing mining activity to leverage greater economic benefit and labour absorption than is currently the case and how sustainability around mining may be enhanced by planning for transitional and post-mining substitutive economies.

The imperative is directed towards creating an economic policy framework to be integrated into a new national mine closure strategy that includes the rehabilitation of social environment as well as physical environment. The criteria for the new policy will include:

1. The development of the strategic framework governing the planning of a post-mining economy at mine-site and regional levels;
2. The development of the principles and fundamental criteria for the planning for post mining economies on for dependent communities;
3. The identification of land use options;
4. The definition of concomitant commercial opportunities;
5. The development of business plans;
6. The identification and recruitment of suitable business partners for each enterprise; and
7. The total management of this project and all its processes.

The intention is to provide a guideline document for the development of a qualified policy and strategy on sustainability issues facing the South African mining sector. Given the severe contraction in the labour-intensive deep level gold and platinum sectors in South Africa, mine closure has become a critical environmental, social and political issue.

This assignment must also be seen in the context of the Department of Mineral Resources ("DMR") Annual Performance Plan for the financial year 2018-19 commits to the development of a comprehensive national mine closure strategy. The Council for Geoscience ("GSC") has been tasked to assist the DMR with developing this strategy. The GSC has produced a draft Mine Closure Strategy document that will be reviewed here.

LEVERAGING MINING CAPACITY TO CREATE MORE JOBS AROUND EXISTING MINE SITES

The focus of policy makers is primarily on the labour absorption capacity of mining companies in and around mining jobs created. This imperative looks beyond the mining jobs and the secondary and tertiary sector employment created and supported directly by mining. The objective is to create employment additional to the primary, secondary and tertiary employment in the sector by diversifying the economic use of mine sites by introducing economic activity that is unrelated to mining i.e. this activity may not necessarily form part of the mining economic value chain. This will employ the same factors of production used by mining but for different enterprises such as agriculture, manufacturing, engineering, commerce or tourism.

The architecture proposed provides for a highly pragmatic, commercially-driven approach to avoiding the economic consequence to mine closure. Commerciality of any measures employed is critical to the sustainability of the diversification projects. Of necessity, diversification projects have to be completely independent of the production, efficiency and profitability of the mine. On gaining traction and maturity, they must be totally independent of the existence of the mine.

THE KEY ELEMENTS OF ECONOMIC SUCCESSION PLANNING®

Economic Succession Planning® for South African Mines is an integrated and highly structured approach to planning for substitutive commercial options to replace that economy lost on mine closure. The approach adopts a highly commercial approach to shift the paradigm of mining-related local

economic development projects from the realms of corporate social investment ("CSI") towards formal sector business. For this reason, each element of projects must be commercially viable and sustainable and each venture needs to be properly resourced.

The fundamental philosophy defining Economic Succession Planning® lies in the underlying tenets that must incorporate:

a) Conflation of the EMPR, SLP and CSI programmes into a single, pragmatic and economically sustainable programme;
b) Concurrent economic diversification of mining land and infrastructure well in advance (at least 10 years) of mine closure;
c) Diversification strategies that are economically viable in order to be sustainable on depletion of the mine's resources i.e. the Succession Planning projects are undertaken at commercial scale and while being developmental in nature are not to be confused with or viewed as CSI/CSR;
d) Consideration of all economic alternatives available to a mining property, evaluates each of these options and develops business plans for those best suited to the location, terroir and participants;
e) The derivation of a coherent value proposition and a business case for the mining company as well as the mining affected communities to participate;
f) Market-related returns for each enterprise that will attract investment by the mining company itself, private sector investors and development finance institutions alike;
g) The location of projects in an integrated, symbiotic network or ecosystem of primary businesses (agriculture, agro-industry) supported by a community of service enterprises providing financial, administrative, technical, construction and maintenance, supply chain, administrative support and a common financial platform allowing all stakeholders to be financed with relevant financial instruments;
h) The community of projects must be mature and self-sustaining by the time the host mine's production commences contraction and downscaling towards final depletion of its mineral resources; and

The consequent substitutive economy must, by this stage, be completely independent of support from the economy and institution of the mining company. The Economic Succession Planning® framework comprises a number of discrete elements:

1. The identification of economic alternatives for mine sites;
2. Associated project design and planning;
3. Timeous but phased Implementation of projects;
4. Baseline and progressive systematic economic analysis to measure impacts;
5. The facilitation and provision of institutional support for participants in the programmes; and
6. Research, development and educative support.

The programmes should be managed and coordinated within a coherent developmental framework which is commercially viable to effectively transform what is currently a major liability for mining companies into a significant capital asset for the company and its community of beneficiaries. This requires careful planning and an experienced, efficient management team if this is to be achieved. It also requires a coherent and integrated architecture to be conceptualised and designed that will:

- Identify and locate a portfolio of agricultural properties and useful infrastructure within a highly structured economic and commercial strategy;
- Ensure that projects are predominantly geared towards land and agricultural sector transformation;
- Where possible, the venture must provide for economic and employment multipliers though alternative livelihood opportunities in so far as is possible to accommodate the company's retrenched mineworkers;

- Participation of the local communities impacted by the downscaling of the company's mines in the area is imperative;
- In order to achieve this, projects needs to be centrally managed within a clear structure and plan with defined targets and outcomes;
- Each element of projects must be commercially viable and sustainable; and
- The venture needs to be properly resourced.

DESIGN PRINCIPLES

Economic Succession Planning employs a generic planning and implementation framework for concurrent and post-mining economic diversification of mining land, other associated natural resources and infrastructure. Specify and design the enabling structures and support systems needed to ensure viability and sustainability.

Mine specific strategies and plans must be clearly located within a defined project framework for the concurrent and post-mining development of the mine site concerned. Every aspect of the diversification planning and the concomitant rehabilitation interventions must be accommodated in these plans. They must then be mapped into the integrated architecture and assessed with respect to optimising overall economic impact. This entails:

- The mapping of land, infrastructure and water reticulation
- Scoping appropriate usage for each asset, ensuring that linkages are properly mapped and commercially related;
- Identifying premium market offtakers for each agricultural enterprise; and
- Scoping secondary and tertiary enterprises in the SME support ecosystem.

The concept is graphically presented in Figure 1.

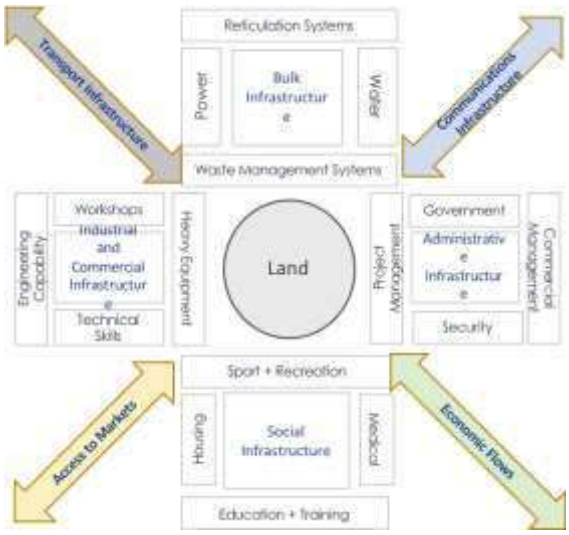


Figure 1. Common Factors of Production between Mines and Farms

The chronology of mine closure and the need for establishing the diversified Transition Economy well in advance of mine closure is best depicted in Figure 2. This demonstrates the timing of the decline of the mine relative to the development of the new substitutive economy being developed. A similar Figure will be developed for each site whereby the progress of the Economic Succession Program can be tracked.

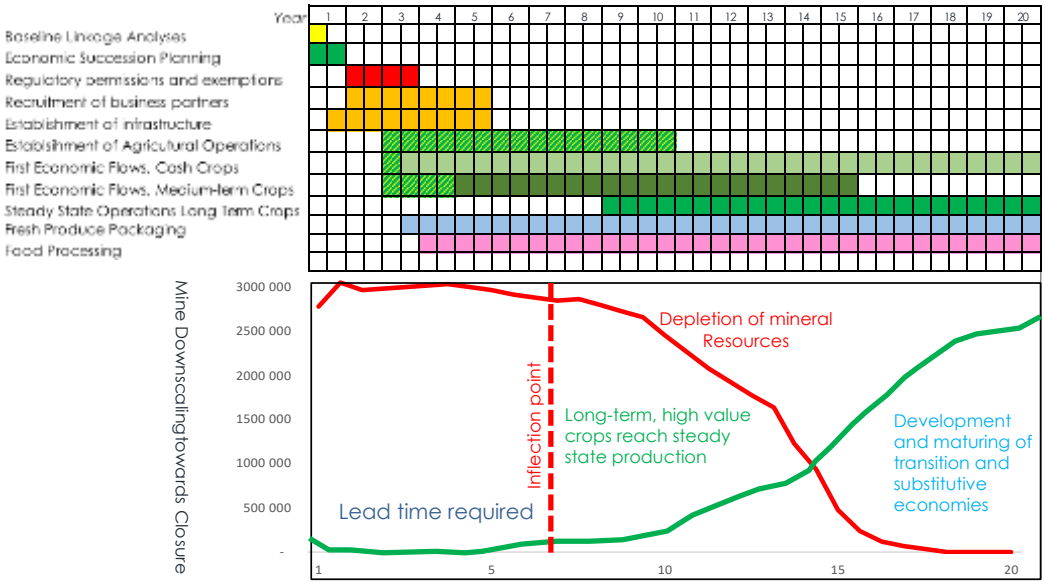


Figure 2. Economic Transition and Substitution Economic Phasing

Mine Closure Planning is by nature reactive to the need for post mining rehabilitation of the physical environment consistent with a plan approved by government from time to time. It seldom provides for a coherent, integrated programme for managing the physical rehabilitation to enhance the social and environmental economy following depletion of mineral resources. There is a need for a different, systems-based approach to avoid the problems created on mine closure and mitigate the economic, social, environmental and political impacts.

In developing a strategy, it is neither sufficient not appropriate to consider only the environmental rehabilitation aspects of this problem. There are a number of other dimensions that need to be taken into consideration. These include:

a) The fact that so few mines actually qualify for closure under current legislation;
b) apparent inadequacy of mine rehabilitation trusts and the deployment of these trusts;
c) the area, nature and propensity of land requiring post-closure management;
d) the failure of current legislation to effectively prevent the common practice of mine owners passing on ownership and hence transfer of liability to smaller and smaller companies that have progressively diminishing capacity to meet the approved mine closure commitments;
e) management of those mines which closed before 1967 prior to any closure regulation being promulgated or those mines, such as the recent case of Mintails in Krugersdorp, which go into liquidation prior to meeting the closure commitments;
f) devastating social implications of mine closure and closed mines; and
g) the intrinsic potential and propensity for this land for economic redeployment.

The enterprise portfolio for every mine will naturally be entirely site specific, but in each case the generic architecture will prevail i.e. integrated enterprise ecosystems and strong project control over an extended period of time. A critical design element in this architecture is the interrelationship within the value chain of the primary activities. For example, the premium market off-take for certain products from established retail chains procured for a packhouse, which will in turn provide growing programmes for the farmers ensuring higher prices and reducing market risk.

In terms of the Economic Succession Planning architecture, technology also plays a major enabling role. In the interests of bankability for the smaller farmers and SMMEs participating the community of enterprises established for any project, they will need to operate off a single integrated,

smartphone-based transaction platform for that particular mining area. It is contingent of the mining company or its designated development agent to ensure that these elements of infrastructure are planned and budgeted for.

Funding for projects will be procured on a commercial (rather than grant or donation) basis. While seed funding for the initial planning phase may be required from the mining company, the sourcing of independent funding based on the commercial credentials of each project are key criteria for funding and bankability. This is made possible and appealing for investors due to integration and connectivity of all financial arrangements between projects.

For each mine site there will need to be ongoing strong project management until such time as the community of enterprises is self-sustaining, from which point the site will operate in terms of normal corporate governance.

DEVELOPING THE NECESSARY INSTITUTIONAL CAPACITY

Economic Succession Planning projects should be executed by independently managed entities charged with implementing the strategies and their concomitant plans against defined targets and outcomes. To achieve the diversification objectives, projects must be managed as a separate business stream from mining. This will require a bespoke commercial management team (not the mining company's environmental executive) to be appointed and charged with the design and implementation of projects. The generic terms of reference for this team will be to establish appropriate institutional capacity within the company. Priorities for this team will be to:

1. Establish an investment SPV must be formed into which the land, built assets and water rights will be reversed;
2. Appoint an appropriately qualified, experienced board of directors must be appointed to ensure bankability and funding sourced from third parties;
3. Secure core equity investment from the mining company over and above the rehabilitation commitment;
4. Identify and solicit premium offtake partners for the enterprise products;
5. Identify and recruit established balance sheet partners for each primary business stream;
6. Appoint project managers, a financial services partner and technology platform partners to participate in the systems design for the commercial ecosystem; and
7. Appoint lead transaction partners for the scoping and corporate finance exercises need to be appointed.

ECONOMIC BENCHMARKING

This economic benchmarking provides an analytical framework and methodology that will enable mining companies and government to visualise and understand the full economic impact of mining activity on both local and remote mining dependent and affected communities;

Thereafter the data and their derived factors will be used to construct a model with which to predict the economic, social, environmental and political impact of mine downscaling and closure, which will form the baseline against which the new Economic Succession plan will be benchmarked.

A critical aspect of this process is the identification of those communities that are most affected by the mining activity in question and the and assessment of the nature and extent of economic dependence of these respective communities on the mine.

a) Local mine communities
b) Remote communities in Labour Sending Areas
c) Remote communities in industrial areas

The understanding of this complexity equation though a structured research, monitoring evaluation and modelling programme would serve to inform the planning of the relevant Government departments at all levels of government, the respective mining companies in their decisions around the management of land, resources and communities affected by mine closure, Economic Succession Planning® and land use and infrastructure diversification.

CRITICAL SUCCESS FACTORS

A systems approach and integrated value chain are fundamental to the success of these imperatives. Projects must be premised on a commercially viable businesses model: this is business, not CSI. This requires the integration of projects linked into a logical value chain supported by a community of properly managed, competent SME's. The tenets of the value chain are:

a) The entire community of enterprises must be underpinned by the institutional capacity of the mining company and share a common transaction platform.
b) Projects must be premised on market off-take agreements providing access to premium markets and translated to growing programmes for the small farmers; and
c) There has to be a clear business case for the mining company to undertake these projects.

In order to ensure the desired returns with which to attract investment and meet the aggressive targets for sustainable social, labour, environmental and business imperatives on and around the mine, a clearly constructed business model is necessary. This requires:

a) A coherent strategic framework of what is to be done with each package and individual element of the land and the usable infrastructure;
b) Business plans for each entity identified as being viable;
c) A structured programme for implementation of projects;
d) Coordinated institutional capacity to administer the programme;
e) Strong project management, business management and administrative teams: and
f) Comprehensive risk management

BENEFITS TO PARTICIPATING CONSTITUENCIES

Mining Companies

There are cogent commercial and economic reasons for mining companies to implement integrated value chain approach to diversification strategies. These include:

a) Mitigating costs and management overhead for Mining companies;
b) Increasing tangible impact for beneficiary communities and identification of these with the Company's spending and efforts;
c) Leveraging third party funding for company programmes;
d) Providing for economic leverage with diversification into non-mining related entrepreneurial activity around mine sites;
e) Providing political leverage (and by implication, access to discretionary government funding) by substantive contribution to government economic programmes and priorities at various levels of government; and
f) Developing the company's non-mining balance sheet.

These factors are premised on:

- converting what is an environmental liability into a commercial and balance sheet asset for the host mining company;
- the transfer of useful land and infrastructure as well as the environmental rehabilitation liability to a property management company in which the mining company as well as others will have equity;

- the mining company progressively relegating the management of these assets for commercial substitutive economic development absolving the mining company of the administration and associated risk utilising aggregated rehabilitation, SLP and CSI funding supplemented by investment funding and balance sheet collateralised debt; and
- reducing the management and administrative load on the mining company.

A major advantage to mining companies and to government is the possibility presented by the planned amendment in 2019 of Section 42 of NEMA regarding the payments to a third party of mine closure rehabilitation financial provisioning. By adopting an economic succession planning approach, these programmes could unlock the ability for mining companies to relegate their closure commitments and responsibilities to rehabilitation specialists and agents.

Mining Affected Communities

Economic Succession Planning g provides for a structured, sustainable approach to sustainable, post-mining economies in which community members would directly participate and from which they will derive significant and ongoing benefit. The concept changes the value sharing structure envisaged in the Mining Charter III from a share in time-limited, marginal or unprofitable mines to direct participation in the mining assets that are neither dependent on nor encumbered by the commercial performance of the mining operation.

At its core, Economic Succession Planning and addresses the issue of the transience of direct economic benefit of mining activity. It creates opportunity for community members to benefit from mining activity over and above the employment and limited supply chain opportunities currently offered by mines that are totally contingent on the operation of the mine and are hence unsustainable.

Given the impending retrenchments referred to above provisions will also need to be included in these programmes to accommodate retrenched workers and to equip them with agro-industrial and associated secondary and tertiary skills. Once trained, it will also be necessary, where possible, to facilitate entrepreneurial opportunities both in the mine communities and remote labour sending areas for these former mineworkers.

Government

Constitutionally, the cost and administration of managing increasing social benefit on the reducing tax base accompanying mine closure vests with government. The institution of Economic Succession Planning as a mainstream economic requirement for mining permission provides government with a means to plan for the substitution of employment and fiscal flows for those lost by the cessation of mining. The primary objective here is to direct exploitation of non-renewable resources to catalyse the development of sustainable economies based on renewable resources beyond the secondary and tertiary sectors associated directly with mining. This reduces the risk of social devastation caused by mine closure for which government is ultimately responsible.

From an economic planning perspective, the imperative provides government with a structured approach to avoiding or mitigating the economic regression that accompanies mine closure. An important aspect for government is the Baseline Economic Analysis which provides government with a detailed chronological forecast of mining continuation to the country's economic structure and well-being. Accurate predictions of the chronology of closure of a mine or cluster of mines with respect to both the geography and cross-sectoral impact is invaluable from a planning perspective. Pragmatically, however, the ability to measure and assess the mitigation of these impacts though the diversification strategies is vital to government's own social, spatial and economic planning processes.

Labour

The mandate for organised labour is to protect jobs for its constituency. However, in reality there is nothing that organised labour can do to prevent mine closure in the long run. To the contrary, protest strikes to prevent restructuring of mines by shareholders is often counterproductive to the interests of union membership as they can serve to exacerbate the economic malaise that has brought about the need to restructure in the first instance.

The requirement for mining companies to plan for diversification of its factors of production increases the propensity for job creation during the currency of mining operations and mitigates the impacts of job losses on mine closure.

It is entirely in interest of organised labour to support programmes that provide for post-mining enterprise and employment opportunities for retrenched mineworkers, particularly those who are unskilled or semi-skilled and whose alternative employment opportunities in other sectors are limited. Furthermore, the imperative provides for post-mining opportunities not only in the labour sending areas but also the rural labour sending areas. In this sense it also fulfils the Charter III objectives for reskilling retrenchments.

CONCLUSION

Mining Companies need to take a very different view on their role in the economy and society. Widely perceived as a 'dirty' industry, it is both necessary and strategic that mining company executives see themselves though the different lens of commercial management of the full suite of natural resources under their stewardship and not just the extraction of non-renewable resources. Miners need to transcend to the next level of natural resource management from the now well-understood and accepted Brundlandtian view on Sustainable Development.

Most, if not all, mining statutory regimes include an environmental rehabilitation strategy as part of their permission to mine certification process which is couched in a veneer of 'sustainable development'. In reality beyond the commitment to rehabilitation of a closed mine site itself, there is seldom a developmental component to these plans. The contrary, the Corporate Social Investment and Social and Labour Plan programmes frequently collapse after the closure of a mine.

The focus is still primarily on rehabilitation of the physical environment and there is little or no statutory requirement to plan for post-mining economy that will ensure the sustainable future and resilience of their dependent communities. This next level is for mining companies to commit to long-term planning for a post-mining economy on and around mine sites and to and undertake pro-active support for these programmes to the point that they are self-sustaining. This imperative should constitute a fundamental part of the mining planning process, operational management and the DNA of corporate culture. Mining companies have in their favour long-term planning horizons, significant appetite for risk, well-structured and effective institutional capacity and large balance sheets. It is in their commercial and political interests to adopt strategies that will provide for and execute post-mining economy around their operations.

FROTH FLOTATION TECHNOLOGY OF TURKEY WITH FOCUS ON LOCAL CELL MANUFACTURING

İ. Bayraktar

Technical Consultant
(irfan@tk.com.tr)

ABSTRACT

The invention of flotation technology and its positive impact on world mining is reviewed. Advancement of the technology in line with developments in computer and electronic sensor technologies together with realistic Computational Fluid Dynamics (CFD) models of flotation cell hydrodynamics is described.

The progress of Turkish flotation technology with an emphasis on cell manufacturing is presented. Past and present flotation plants of the country are tabulated.

INTRODUCTION

Before the invention of froth flotation technology (hereafter referred to as flotation), the demand for base metals were met by hand sorting, jigs, shaking tables and the like. With these methods today, it is not possible to produce sufficient quantities at a reasonable cost. The flotation process has made it possible to treat of billions tonnes of ores and produce millions of tonnes of base metals that substantially accelerated industrialization.

Copper may be taken as a representative metal in the industrialization era, since it is a key metal in electrical motor manufacturing, which pushed the copper production and became a driving force to invent a mechanized and a high capacity continuous process rather than the previous labour intensive relatively unproductive techniques.

Table 1 clearly shows the world mine production of copper metal and its consumption have both increased steadily with a high rate after the invention of flotation in the first quarter 20th century.

Table 1. World Mine Production of Copper Metal and Its Consumption per Capita

	Years					
	1900	1925	1950	1975	2000	2017
Copper Metal Production, Mt.	0,5	1,5	2,3	6,7	12,9	19,7
World Population (Billion)	1,6	1,9	2,6	4,1	6,1	7,5
Consumption per Capita (kg)	0,312	0,783	0,885	1,640	2,100	2,61

Invention and development of flotation has had a great impact on world mining as summarized below.

a) Processed tonnages have steadily increased over 150 kt per day by virtue of large tank cells of 630 m^3 each
b) Costs reduced through “Economics of Scale”
c) Fully automatic control of plants reduced operating cost and improved flotation performance. As costs went down, so too did cut-off grades.

d) World's base metals resource grew, i.e. copper resources in 1970 was 1.6 billion tonnes (280 Mt. Copper metal) and in 2016 the resource was declared as 2.1 billion tones (720 Mt. Copper metal) despite 500 Mt. copper metal was produced between 1970 and 2016.

FLOTATION TECHNOLOGY: PAST AND PRESENT

Past Practice

There is no better chronicle than the recent book titled as "History of Flotation" that exhibits the minute details of the birth of flotation technology (Lynch, A.J. et al, 2012).

One would not be ignoring any earlier attempts in saying that froth flotation as a robust technology was started when "Mineral Separation Company of England" introduced Sub-A flotation machines in BHP Lead and Zinc concentrator of Australia in 1911. Since then this machine became the foremost item in flotation plants for years until 1960's.

In the first half of a century of flotation, mechanical cell design was based on experience, geometrical similarities and later some empirical equations among which "Air Flow Number" was commonly employed for scaling up until 1970's. At that time cell volumes were generally single digit cubic meter and their number in each bank was easily exceeding two digits. The literature expresses the air flow number as the ratio between the air flowrate and the theoretical impeller pumping rate. It ranges between 0.01 and 0.25 ($N = \frac{Q}{n D^3}$). Q is flowrate and nD^3 is pumping rate.

Present Status

There have been numerous important changes in the industry over the years as flotation technology and equipment have advanced. The most noticeable changes may be summarized as flows:

a) The increase in unit sizes of flotation cell has reached over 600 m^3 and the limit volume of the cell can hardly be predicted. The main reason for this increase was the availability of powerful computers to solve complex mathematical models of flotation using CFD which is based on conservation of mass and momentum and solutions of equations of turbulence. As shown in Figure 1, the growing computer power has facilitated higher fidelity and larger simulations, which have started to play a remarkable role in the cell design and scale-up, thanks to the cost of computing reduced by half on an annual basis.

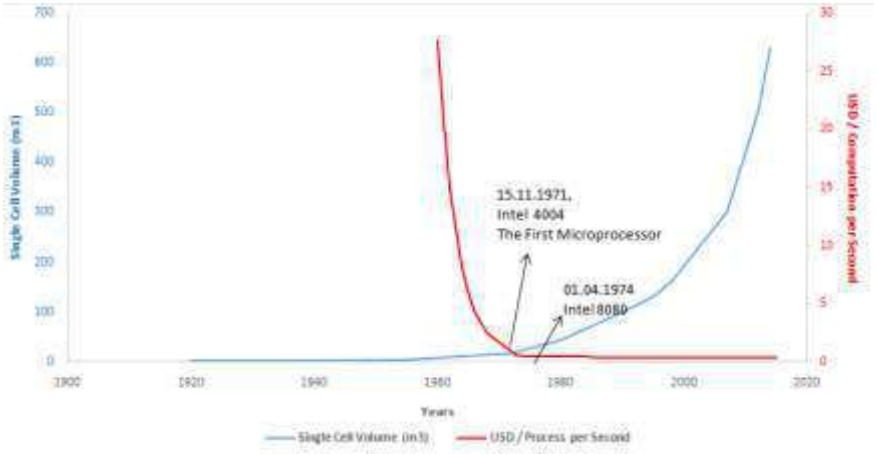


Figure 1. Relationship between flotation cell volume increase and ever-decreasing price of computer power.

As seen in Figure 1, in the first half of the century, scores of cells smaller than 10 m^3 were employed in the plants worldwide. At the time of writing this paper, the largest cell volume had already exceeded 600 m^3 in large scale plants.

b) Flotation chemicals have played a major role in the development of the technology. In the early days, the main chemicals were oils of wood and coal which were extracted from their tar. Soon after, several chemicals were developed in other industries such as: petroleum, textile, tanning and the like were started to be used. Continuous progress was realized after 1950's in the understanding of surface chemistry of minerals that opened an avenue to the design of flotation chemicals. Hence quite a number of chemicals, such as: collectors, frothers and depressants have become commercially available.

Nowadays efforts in developing new flotation chemicals have shifted towards the need for less toxic and greener chemicals, due to new stringent environmental regulations.

Today, many viable alternatives in the flotation chemicals are available and it is well understood that the choice of reagent scheme is very critical in terms of economy. However, the selection of traditional workhorses (e.g. xanthate in sulphide, fatty acid and amine in non-sulphide flotation) is still world trend but it may be a misjudgement due to ignorance of a total system approach and the study of process mineralogy (Bayraktar, I. et al, 1987, Bayraktar, I., Kaplan, H., 1989, Nagaraj, D.R. and Ravishankar, S.A., 2007)

It is still puzzling that different collectors and frothers for almost identical ore types, and conversely same collectors and frothers for dissimilar ore types, have been used in similar plant conditions.

c) In flotation practice, disturbances in the process are inevitable and they occur quite frequently depending on ore complexity.

Until 1970's there was a long delay between taking sample from the circuits and getting the assays, so the results were not helpful for stabilizing the process or getting rid of the disturbances in a reasonable time. This problem of long delays was solved around 1975 by the application of automatic sampling from the circuits and fast XRF or XRA analysis, which is now called "on-stream analysis". This enabled the metal contents of streams to be measured on line, circuit grade and recoveries to be calculated every few minutes. Since then on-stream analysis was coupled with computers that almost revolutionized flotation technology by freeing process control from the operator's skills

The main function of a control system is to maintain performance at a required level in spite of disturbances.

Over the years there have been significant developments in on-line equipment and sensors such as XRF analysers, pulp density gauges, particle size analyzers, flow meters, the knowledge of the flotation process and low cost computers (Lynch, A.J., et al, 2012).

Benefits of process control and automation may be outlined as follows:

i. Throughput increase
ii. Concentrate grade and recovery stability and/or increase
iii. Minimizing operating and maintenance costs
iv. Energy savings (Reduction in carbon footprint)
v. Plant availability increase (by prediction the failure of a critical part and facilitated prevention)
vi. Product consistency
vii. Maintaining process water quality and minimizing waste water

FLOTATION TECHNOLOGY OF TURKEY

Turkey possesses a wide spectrum of mineral deposits and has considerable world class reserves of mostly industrial minerals, namely, boron, trona, feldspar, chromite, bentonite, perlite, calcite, marble and natural stones. The base metal sulphide deposits are numerous but they are mostly small. Accordingly, the number of flotation plants is large but the most of them have relatively small capacity especially in the lead and zinc mines.

Flotation technology was introduced to the country after roughly 40 years of delay in 1950, for copper sulphide flotation in Murgul, despite the young republic giving primacy to the mining industry in the 1930's. In the past new production methods and technologies had not been spread out quickly all around the globe as it is today and a few decades of delay was common.

Flotation Plants of Turkey

It is a good coincidence that Turkish Republic was founded in 1923 when the flotation technology has had a start to advance in the world. The first flotation plant was imported in 1950 for Murgul copper sulphide deposit as seen in Appendix 1. It would have been much earlier if the 2nd world war had not long delayed the order. Since then, 48 flotation plants have been built. It is noteworthy that 20 of them are for lead and zinc because the country has about 600 mineralizations of these metals. One of the lead and zinc flotation plants having 5000 tpd capacity may be accounted of world class and it was designed by Esan in house.

The country has now reached to 34.000 tpd copper and 11.000 tpd lead and zinc sulphides operating flotation plant capacity.

As stated earlier, the country is quite rich in industrial mineral deposits among which only Na-Feldspar and glass sand being amenable to flotation take the lead, having 6430 tpd operating flotation capacity in total. Another eye catcher is that out of the 49 plants in total 32 of them have been designed and built in house.

In house designed plants have been mostly equipped with locally manufactured machinery and equipment among which flotation machines have an important part since 1970's. The reason behind the majority of in-house designed plants may be explained as competitive manufacturing of process machinery and equipment together with prompt supply of inexpensive spare parts and pretty good quality after sale service in the country. This clearly indicates that Turkish flotation technology has evolved remarkably.

Cell Manufacturing in Turkey

Until the last four decades mechanical cells are by far the most widely used in the industry. Although the dominancy of mechanical cell has still prevailed, nowadays flotation cell manufacturers have introduced a wide size range cells (Gorain, B.K., 2016).

The type of flotation cells may basically be gathered into two groups as defined below. Mechanical cells that are equipped with an impeller (rotor) and diffuser (stator) to mix the pulp and disperse air properly.

The other type of cells having no impeller and diffuser are called pneumatic. Mixing and dispersing air is done by nozzles/spargers around the tank, or pressurized pulp and air are injected into the tank.

In Turkey almost all cells are of mechanical type apart from 8 column cells, there exist 6 in Çayeli and 2 in Havran flotation plants (Ekmekçi, Z., 2019). This may be the reason why local cell manufacturers since 1970's have all been manufacturing mechanical cells, hitherto.

The first mechanical cell resembling Denver Sub-A manufacturing began in 1967 primarily to meet the country's own demand for a lead and zinc plant. Its volume of the first cells was 0.7 m^3, whilst the largest cell volume in the world was around 3m^3 (Arbiter, N. and Harris, C.C., 1962). Since then, mineral processing machinery and equipment manufacturing has accelerated in line with the industrial development of the country.

Until recently, relatively low R&D in the Turkish Mining Industry left the country behind in technological innovations. However, a local company has started a project with the partial financial and technical support of the Scientific and Technological Research Council of Turkey (TÜBİTAK) and Hacettepe University, respectively, to manufacture modern cylindrical flotation cell to keep up with foremost flotation cells manufactured abroad (Gülsoy, Ö. et al, 2013). It is fortunate that this project has resulted in an innovation that was granted a patent in 2010.

The use of the cylindrical tank enables to mix the three phases and disperse air better. The cylindrical tank also eliminates dead zones and allows perfect flow patterns in the pulp. The main tool used in the project was CFD modelling for understanding and control of the hydrodynamics in the cell.

In the CFD model, the tank volume was divided into 1.5 to 2 million small elements. The equations of classical fluid mechanics which were based on mass and momentum conservation and turbulence values in the form of partial differential equations are solved for the flow of each element. Having solved the model, following colour graphics were obtained to evaluate the results of the model. Figure 2 shows distributions of predicted bubble diameter, air hold-up and bubble velocity.

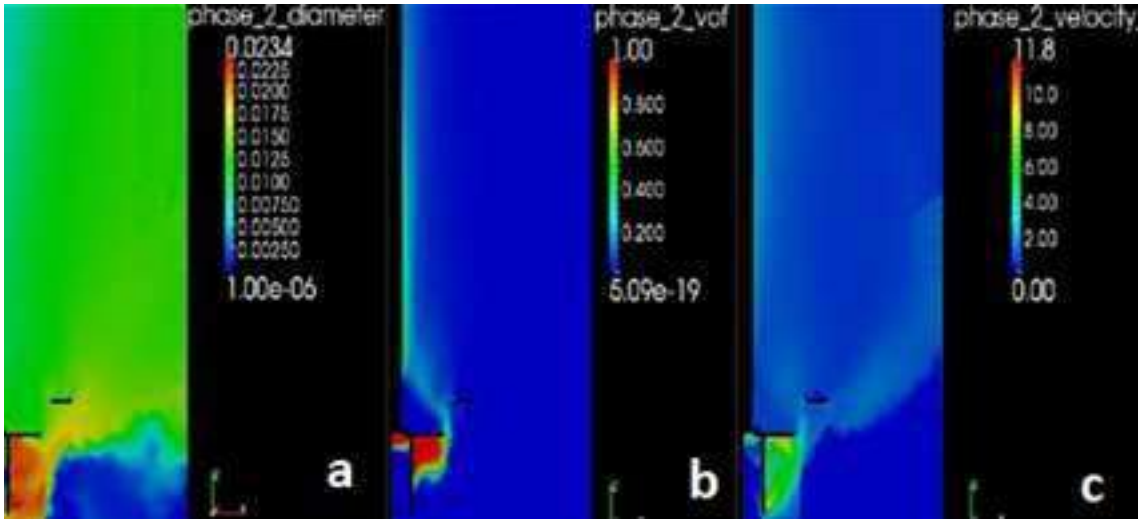


Figure 2. Contour graphs of the CFD model results (a) bubble diameter, (b) gas hold-up, (c) bubble velocity (Courtesy of Tüfekçioğlu)

On completion of CFD modelling, a prototype cylindrical tank cell of 10 m^3shown in Figure 3 was manufactured to test and compare the critical parameters related to proper air dispersion, namely, air bubble diameter (d_{32}), gas hold-up, superficial gas velocity (Jg) and bubble surface area flux (Sb). Comparison of the test figures was made with the leading cells in the world. The following Table 2gives the result of the prototype cell of 10 m^3 (Gülsoy, Ö. et al, 2013).

Table 2. Comparison of Prototype TK10 with the Leading Manufacturer's Cell.

Test Conditions	Prototype TK Cell			The Leading Manufacturer		
	Jg cm/s	d_{32}mm	Sb1/s	Jgcm/s	d_{32}mm	Sb1/s
2 meters* without frother	1,36	1,0	81,6	1,02	1,5	40,8
1 meter* without frother	2,15	1,5	86	-	-	-
1 meter with frother	1,91	0,4	286,5	1,26	0,4	189

* Depth of measurement. Frother is MIBC, 5 ppm.

As seen in Table 2, the air dispersion parameters were equal to if not better than that of the leading manufacturer cell. This naturally encouraged the company to manufacture cylindrical tank cells in a different volume range. Table 3 gives the technical specifications of TK cells.

Figure 3. 10 m^3 Test Cell (Courtesy of Tüfekçioğlu)

The impeller (rotor) and diffuser (stator) couple is the heart of any mechanical cell. If they are properly designed and manufactured they perform the following functions necessary for the flotation process with a consumption of minimum energy.

a) Suspension of Solids
b) Generation and dispersion of air bubbles
c) Realization of bubble-particle contact by effective dispersion of gas and solids
d) Reduction of pulp vortex

Figure 4: The impeller and stator of the TK Cells (Courtesy of Tüfekçioğlu)

Figure 5. TK Cells Manufacturing in the Workshop (Courtesy of Tüfekçioğlu).

Table 3. Technical Specifications of TK Cells

TANK CODE	Volume (m^3)	Tank Diameter (mm)	Height (mm)	Motor Power (kW)	Required Air m^3/min	
					Min.	Max.
TK1,5	1,5	1300	1200	7,5	1	2
TK3	3	1800	3515	11	1,5	2,5
TK5	5	2000	3925	15	2	3,0
TK10	10	2500	4260	18,5	3	4,5
TK20	20	3100	4785	37	5	7
TK25	25	3300	4885	45	6	8
TK40	40	4000	5230	55	7	10
TK50	50	4300	5450	75	9	14
TK75	75	4500	4500	90	14	20
TK100	100	5600	5300	90	16	25

TK Cells shown in Table 3 are all equipped with an ultrasonic pulp level sensor and a floating ball, air flowmeter and an automatic dart valve that are linked with a touchscreen to ease operator control as seen in Figure 6.

Figure 6. Touchscreen of TK Cells

Plant Design

As mentioned earlier flotation technology was introduced to the country in 1950. Until 1970's during the past 20 years substantial experience that is the first prerequisite for plant design was obtained. Since then 32 flotation plants for various ores have been designed in house as seen in Appendix 1.Required test work and basic and detailed engineering for plant design have been provided

by local companies in international standards. Typical examples of in house design plants are shown in the following Figures 7.

Figure7. Plants designed in house and machinery and equipment manufactured locally. (1) Balya (Pb-Zn 5000 tpd), (2) Ayazmant (Fe-Cu 900 tpd), (3) Gümüşhane (Pb-Zn-Cu 2000 tpd), (4) EtiBakır Samsun (Cu Slag 1700 tpd).

Process Control and Automation of Flotation Plants

Supervisory Control and Data Acquisition (SCADA) and Programmable Logic Controller (PLC) software have been employed in almost all processing operations such as cement, chemical, refineries, food, etc. for years. Naturally, Turkish Mineral Processing industry has adapted these tools recently. These facilities have now been available locally. However, for fully automatic flotation plants which require a streamline sampling and online analysis instruments have not yet been manufactured by a Turkish company.

Figure 8. Process Control Room of a Lead & Zinc Plant Designed and Built Locally (Courtesy of Pekas)

CONCLUSIONS

1) Invention of flotation technology has enabled world mining industry to process low grade ores economically otherwise they were not counted as resources.
2) Rapid development of flotation technology in the world has been accelerated by the advancement of computers and electronic sensor technologies.
3) Realistic flotation modelling by CFD has played a very important role in the understanding of cell hydrodynamics.
4) Flotation technology was introduced to Turkey after 2nd World War with a delay of approximately 40 years.
5) Turkey has advanced her flotation technology to the extent that modern cell manufacturing and process control software and equipment are available locally.

ACKNOWLEDGEMENT

The author is indebted to Mr. Bülent Tüfekçioğlu for reviewing Appendix (Flotation Plants of Turkey) and grateful to Mr. K. Can Yılmaz for his assistance in preparing this paper.

REFERENCES

International Copper Study Group https://www.icsg.org
World's largest flotation cells improve copper and molybdenum, http://www.outotec.com/company/newsletters/minerva/minerva-issue-2--2018/worlds-largest-flotation-cells-improve-copper-and-molybdenum-recovery-in-mexico/
U.S.G.S. Minerals Information https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/copper/
Lynch, A.J., et al, 2012, History of Flotation AusIMM
Bayraktar, I., et al, 1987, Karadeniz Bakır İşletmeleri Kutlular Flotasyon Tesisi Optimizasyon Çalışmaları, Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 10. Kongresi, Ankara, (with English abstract), www.fenimining.com/upload/kongre/kongre_1351890432.pdf
Bayraktar, I., Kaplan, H., 1989, Sülfürlü Kompleks Cevherlerin Flotasyonunda Toplayıcıların Tesisin Ekonomik Performansına Etkisi, Bir Uygulama Örneği, Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 11. Kongresi, Ankara (with English Abstract), www.fenimining.com/upload/kongre/kongre_1351890432.pdf
Nagaraj, D.R. and Ravishankar, S.A., 2007, Flotation Reagents – Critical Overview from an Industry Perspective, in froth Flotation, A Century of Innovation, Eds. Fuerstenam et al, pp 375-424 AIME-SME
Lead and Zinc Mineralization in Turkey (in Turkey). www.jmo.org
Pioneers of Machinery & Equipment Manufacturing for Mineral Processing in Turkey. IMPS 2018, Antalya, (in Turkish with an English Abstract)
Gorain, B.K., 2016 Physical Processing: Innovations in Mineral Processing in Innovative Processing Development in Metallurgical Industry, Concept to Commission, pp. 27-33 Eds: Lakshmanam et al., Springer.
Ekmekçi, Z., 2019 Private Conversation
Arbiter, N. and Harris, C.C., 1962, Flotation Machines in Froth Flotation, 50th Anniv. Vol. Ed. Fuerstenau, D.W., pp. 347-364, AIME-SME.
Gülsoy, Ö. et al, 2013, The First Patented Flotation Tank Cell Design, Production and Industrial Applications in Turkey, in Proceedings of the 4th Mining Machinery Symposium, pp. 21-28, TMMOB-MMO.
Patent No: TR2010 04204B

Appendix: Flotation Plants of Turkey							
Plant Name or Location	**Company**	**Ore**	**Capacity (tpd)**	**Date of Start**	**Design and Installation by**	**Status**	**Remarks**
Murgul - Artvin	Etibank	Copper	1500 to 2000	1950	Foreign Extension in house	Shutdown in 1983	Extended in 1958
Ergani - Elazığ	Etibank	Copper	250 to 3500	1950	Foreign Extension in house	Operating	Now owned by Yıldız Bakır and extended in 2009.
Çakmakkaya - Artvin	KBİ	Copper	9000	1972	Foreign	Operating	Now owned by Eti Bakır.
Samsun	KBİ	Copper Slag	800 to 1600	1973	Foreign	Operating	Now owned by Eti Bakır. Extension to 1600 tpd in 2017.
Sürmene - Trabzon	Black Sea Copper Works	Copper	500	1985	In house	Closed	Reserve Exhausted
Küre - Kastamonu	Etibank -Etibakır	Copper	5000	1987	Foreign Extension in house	Operating	Now owned by Eti Bakır and extended to 5000 tpd in 2015
Lahanos - Giresun	Demir Export	Copper	400	1992	In house	Operating	Now owned by Eti Bakır.
Çayeli - Rize	Metall-gesellschaft	Copper and Zinc	1200 to 4000	1994	Foreign	Operating	Now owned by First Quantum.
Madenköy - Siirt	Park Elektrik	Copper	3500	2006	In house	Operating	Now owned by Eti Bakır.
Ayazmant - Ayvalık	Bilfer	Iron and Copper	900	2009	In house	Operating	
Havran - Balıkesir	Özdoğu	Copper Moly	8000	2011	Foreign / In House	Shutdown	Reserve exhausted.
Hanönü - Kastamonu	Acacia	Copper	6000	2019	Foreign	Operating	
Selendi - Manisa	Tümaş	Lead and Zinc	600	1985	Foreign	Closed	Reserve Exhausted
Keban - Elazığ	Etibank	Lead and Zinc	<500	1953	Foreign Extension in house	Shutdown in 1983	Reserve Exhausted
Akdağ Maden - Yozgat	Rasih İhsan Madencilik	Lead and Zinc	60 to 400	1967	In House	Operating	Owned by Yıldızlar Holding and extended to 400 tpd.

Bayındır - İzmir	Etaş Madencilik	Lead and Zinc	200	1972	Foreign	Closed	Reserve Exhausted?
Şavşat - Artvin	Bamaş	Lead and Zinc	100	1973	In house	Closed	Reserve exhausted
Akdağ Maden - Yozgat	Bilfer	Lead and Zinc	100	1980	In house	Closed	Reserve exhausted
Harşit - Köprübaşı	Demir Export	Lead and Zinc	400	1982	In House	Closed	Reserve exhausted
Şebinkarahisar - Giresun	Beroner - Nesko	Lead-Zinc and Copper	150 to 500	1993	In house	Operating	Owned by Yıldızlar Holding and extended to 500 tpd in 2012.
Çadırkaya - Kayseri	Postallı	Lead and Zinc	350	2000	In house	Operating	
Kalkım - Balıkesir	Oreks	Lead and Zinc	400	2007	In house	Operating	
Çadırkaya - Kayseri	Dedeman	Lead and Zinc	600	2005	In house	Operating	
Gümüşhane	Gümüştaş	Lead-Zinc and Copper	400 to 2000	2011	In house	Operating	Extension to 2000 tpd in 2015.
Balya - Balıkesir	Esan	Lead and Zinc	1600/5000	2008	In house	Operating	
Kalkım - Balıkesir	CVK	Lead and Zinc	500	2012	In house	Operating	
Ulukışla - Niğde	Gümüştaş	Lead and Zinc	200	2017	In house	Operating	
İvrindi - Balıkesir	Nesko	Lead-Zinc and Copper	100 to 250	1970	In house	Operating	Owned by Yıldızlar Holding and extended to 250 tpd in 2003.
Çanakkale	Çanakkale Madencilik	Lead and Zinc	400	1975	In House	Operating	
Koyulhisar - Sivas	Menka	Lead and Zinc	150	1994	In house	Operating	
Bakacak - Ordu	Zamantı Madencilik	Lead and Zinc	300	1999	In house	Operating	Owned by Yıldızlar Holding.
Dursunbey - Balıkesir	Aksu	Lead and Zinc	1200	2011	In house	Closed	Reserve exhausted

Efemçukuru - İzmir	Tüprag	Gold in Sulphides	1500	2011	Foreign	Operating	Eldorado Gold
Midi - Gümüşhane	Yıldız Bakır Madencilik	Pyrite (Gold in Sulphides)	3600	2011	Foreign	Operating	
Turhal - Tokat	Özdemir/Koza	Stibnite	150	1956	Foreign Extension In House	Operating	Rehabilitated and capacity doubled in 2016.
Halıköy - İzmir	Etibank - Etibakır	Stibnite	100	1986	In House	Operating	Owned by EtiBakır in 2007.
Mersin	ACS	Glass Sand	700	1967	Foreign	Closed	
Yalıköy - Kırklareli	Camiş	Glass Sand	700	1967	Foreign	Closed	
Yalıköy - Kırklareli	Camiş	Glass Sand	1300	1984	In house	Operating	
Mersin	Camiş	Glass Sand	1000	1993	In house	Operating	
Kurucaşile - Zonguldak	Camiş	Glass Sand	1100	2002	In house	Closed	
Milas - Muğla	Esan	Na-Feldspar	600	1987	In House	Operating	
Çine - Aydın	ÇineAkmaden/Sibelco	Na-Feldspar	600	1996	In House	Operating	
Çine - Aydın	Kaltun	Na-Feldspar	360	2003	Foreign	Operating	
Çine - Aydın	Kalemaden/Kaltun	Na-Feldspar	250	1999	In house	Operating	
Yeniköy - Muğla	Esan	Na-Feldspar	1350	2007	In house	Operating	
Yatağan - Muğla	Straton	Na-Feldspar	250	2012	In house	Operating	
Yeniköy - Muğla	Kaltun	Na-Feldspar	360	2008	In house	Operating	
Yatağan - Muğla	Kaltun	Na-Feldspar	360	2007	In house	Operating	

HOW OUR CLIENTS WILL DRIVE THE NEED TO SLASH ENERGY USE IN MINING

M. Powell

JKMRC, Sustainable Minerals Institute, University of Queensland
(Malcolm.powell@uq.edu.au)

ABSTRACT

The production of metals and raw materials underpins the development of mankind and is of ever-increasing importance in supporting our increasing standard of living world-wide. The mining industry has looked after its own affairs in terms of technology, cost, energy and waste for many centuries. However, recently society has placed increasing expectations on us to enhance the quality of life – especially of those directly impacted by mining. The 'licence to operate' pressure on mining companies has dramatically changed mining practice over the past 20 years and will continue to do so. What mining companies need to prepare themselves for, in addition to direct social pressure, is supply-chain pressure to provide 'clean' metals as input to manufacturing processes. The high footprint of mining carries forward into the consumer products, that now demand a 'greener' profile in terms of environmental impact. The manufacturers of these goods will drive the mining industry to dramatically lower our energy and CO_2 footprint in the coming years, and rapidly to meet demand. Those mining companies who can meet these targets in the next 5 years, are likely to rise up as the leaders in mining.

Keywords: Energy, sustainability, Licence to operate

INTRODUCTION

The production of metals underpins the development of mankind and is of ever-increasing importance in supporting our increasing standard of living world-wide. The mining industry has looked after its own affairs in terms of technology, cost, energy and waste for many centuries. However, recently society has placed increasing expectations on us to enhance the quality of life – especially of those directly impacted by mining. The 'licence to operate' pressure on mining companies has dramatically changed mining practice over the past 20 years and will continue to do so. What mining companies need to prepare themselves for, in addition to direct social pressure, is supply-chain pressure to provide 'clean' metals as input to manufacturing processes. A key aspect of this is energy and CO_2 footprint. The high footprint of mining carries forward into the consumer products, that now demand a 'greener' profile in terms of environmental impact.

The Reality of Drivers

However, 'green' Governments, society and industry aim to be, all potential improved technology still requires considerable mineral resources to manufacture and operate. Shifting from oil and coal-based energy for powering our transport and providing electricity are major targets in CO_2 reduction. Renewable energy sources require massive infrastructure for converting solar and physical energy (wind, water, waves) to electrical energy. All electrical energy production requires motors with kilometres of copper wiring. Wind generator towers have blades in excess of 70 m in diameter, requiring considerable steel structures and specialist steel blades supported by concrete foundations. The photovoltaic panels of solar arrays are packed with high-purity metals and silicon. Hydroelectricity requires huge concrete structures, piping and generators and the dams are not eco-friendly as they

destroy ecological environments through flooding hundreds of hectares of valleys and destabilising river systems. This power then needs to be transmitted to the users via transmission lines consisting of copper and aluminium cables hundreds of kilometres long supported by steel pylons.

Using renewable energy necessitates the installation of storage facilities to buffer production and the cyclic loading of power usage. Storage of energy on the massive scale demanded by our economies has proven to be difficult, expensive and have a high footprint. Pumped-storage hydropower is efficient, provides huge capacity that is almost instantaneous to switch on, but does require expensive dams and their environmental drawbacks. Super-heated salts provide heat storage to run conventional power plants but are markedly dangerous and need to be kept well isolated from society and the environment. Battery storage is the most convenient, portable and flexible storage. Battery science has rapidly advanced to high-density energy storage, making them viable even for vehicles. Battery arrays are being trialled on full city power supply, e.g. the Tesla array in South Australia. Batteries appear to be the only viable source of portable electrical energy, so are essential for electric cars, phones, power tools, public transport (off fixed electrified grids).

Moving from hydrocarbon fuels to electrical energy for vehicles requires hundred-fold increase in battery production and an additional electrical generation and transmission capacity of around 50%. The world does not have the current supply chain to provide the metals required for battery production to meet targets for conversion to electrical cars in the next 20 years in Europe alone.

The reality of this path forward to a greener world is that a great deal more mineral, cement, aggregate resources are needed than currently to build and support the generation, supply and storage of energy.

Life-cycle Cost

This massive capital equipment does not have an infinite life, in fact far from it with steel structures requiring maintenance and replacement – with a lifetime that is possibly not yet fully assessed. Motors and bearings need to be replaced and Solar panels have a relatively short life-time with efficiency dropping off to below 50% within 20 years. Photo-voltaic cells are notorious for the inability to recycle them. Steel and copper winding can be fully recycled – but all recycling still requires considerable energy input in transport and remanufacture.

Batteries have an unacceptably high footprint of the raw materials in manufacture. Additionally, high-density batteries consist of micron-thin layers of the active metals sandwiched between insulating layers, that are proving problematic to separate for reuse after the battery life is exhausted.

The manufacturers of these goods will drive the mining industry to dramatically lower our energy and CO_2 footprint in the coming years, and rapidly to meet demand. Those mining companies who can meet these targets in the next 5 years, are likely to rise up as the leaders in mining.

Standard of Living

The ability to manufacture goods and provide services at an ever-decreasing cost and with greater efficiency opens up access to the third of the world's population that currently lives in poverty and is understandably eager to access an improved lifestyle. The provision of a first-world life-style will shift these people from using around 10% of the resources per capita of first world nations to being equivalent. Thus, the demand for raw materials and resources will continue to escalate. Recycling will only address a fraction of the need for raw materials.

Energy Use in Mining

A major contributing factor to environmental impact, CO2 production, Social impact, and under-utilisation of mineral reserves is the considerable energy consumption required by the mining industry. If we can slash the energy use, we can move a long way to satisfying the call for 'greener' minerals and raw materials and improving our social licence to operate. The companies that achieve this will be the future leaders in the industry.

The following key data, obtained from high-quality analysis of energy consumption from the ground up by Ballantyne and Powell (2014a, b) provides a high-level summary of the significance of energy consumption in mining:

- World electrical power consumed by comminution approximately 2.2 %
- Comminution fraction of mining energy is 35% ± 7
- The embodied energy (energy in manufacture) in grinding balls adds about a further 30%

When this is broken down to use on the mine site, the following average split of energy is derived, as illustrated in Figure 1. The comminution energy use is dominated by mills. This is because mills provide fine grinding, and fine grinding (below 1 mm) requires 90% of the total energy.

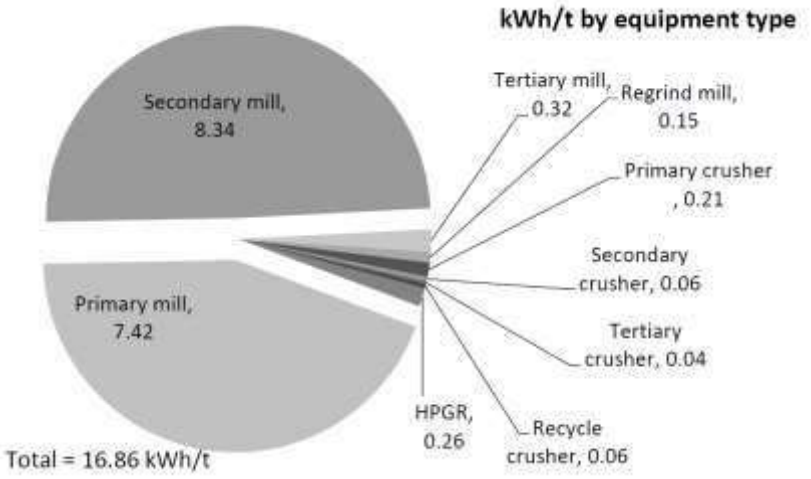


Figure 1. Distribution of comminution energy in mineral ore comminution

Energy consumption is highly sensitive to ore competence, final product size and amount of rock to be processed. The work of Ballantyne and Powell (2014b) extended in the CEEC energy curves study, has collected 2000 datasets, from 175 mines, using 120 PJ/year (1.9 Bt/y) of comminution energy, to produce energy curves across a number of mineral commodities. The most recent data set is shown in Figure 2.

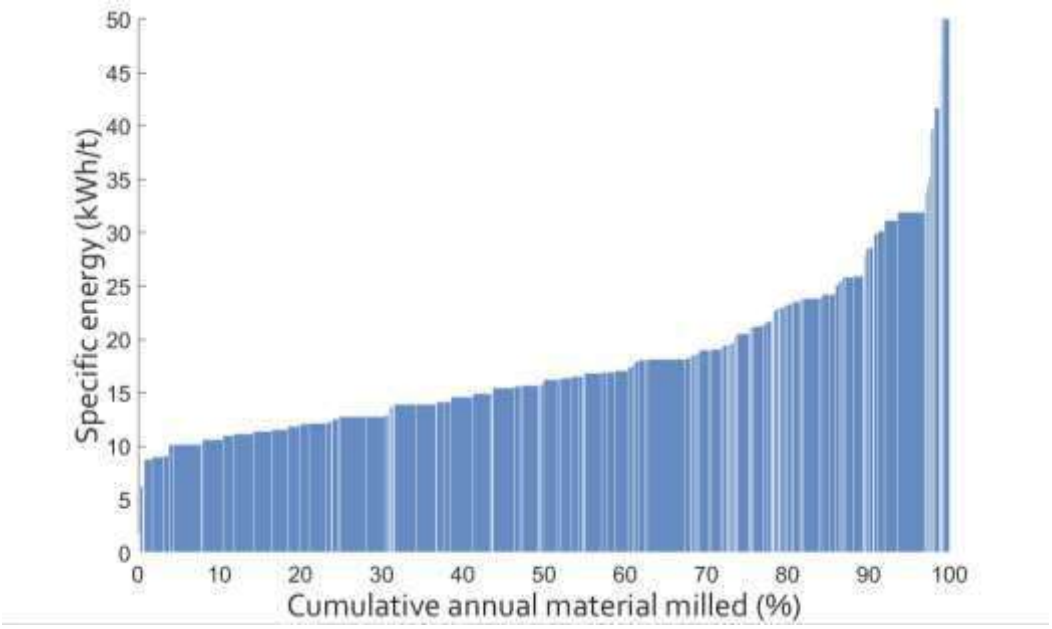


Figure 2. Energy curve distribution (Ballantyne, 2019)

This and the accompanying curves account for the following prime factors:

- Ore Hardness
- Circuit Efficiency
- Grind Size
- Ore Grade and Recovery
- Energy Price
- Ancillary Equipment
- Embodied Energy

It can be seen that there is a four-fold range of energy use across the industry, dependent on ore type, commodity, ore competence, fineness of grind, and lastly circuit and equipment efficiency.

How to tackle energy consumption in the industry forms the core content of this paper, while acknowledging there are many other areas to address, it is proposed that energy consumption is at the heart of dramatically changing our industry.

THE BIG PICTURE

As discussed by Powell (2017), Comminution for mineral processing is an integral and essential part of a process designed to extract valuable minerals from the host rock in which they reside. As such the design of any comminution process design should be assessed against primary purpose, rather than a size reduction target.

The valuable minerals upon which our industrialised society depends have been formed and or laid down in host rock from which they need to be extracted. The minerals are embedded and dispersed in many forms and structures, presenting a wide range of requirements for their recovery from different ore bodies. Bulk minerals (such as iron ore and coal) that require little or no comminution will not be considered in this paper. However, it should be noted that iron ore resources are already moving to finer grained deposits that do require considerable processing to a pelletising size of sub 40 µm. The costs of the massive amount of rock breakage and processing required to recover the minerals is driving our industry into economic unviability. Although the cement industry is not explicitly addressed in this

paper, a number of the drivers are the same. The major difference is that mineralogy does not drive grind size, this is dictated by the required physical properties of the ground lime and clinker product. Thus only the comminution processing efficiency aspects will apply to cement production.

As a comminution community we are all too aware of the energy and associated processing costs of comminution. Many figures of efficiency of the comminution process are bandied about, down to as low as a fraction of a percent, but this author takes a pragmatic view of what can be achieved through realistic mechanical processes. Low energy impact that is just sufficient to break particles is a good benchmark of the ideal limit against which to benchmark our processes and set realist goals. Such characterisation indicates that our current industrial processes are in the region of 30% to 40% efficient. These figures indicate likely achievable improvements in industrial comminution processes at equivalent grind size. As it is highly improbable that we can exceed 70% efficiency in real processes treating hundreds to thousands of tonnes per hour, we might target halving the input energy to achieve the same size reduction as an absolute limit to what is practically achievable through equipment improvement. However, the often overlooked aspect of excessive production of fine product, not required for mineral recovery or the required downstream physical application such as in cement, can contribute as much opportunity again for energy reduction.

With the well-publicised drop in ore grades, such as by Mudd (2009), deeper ore bodies and more complex and finer grained deposits being exploited as the high grade deposits are depleted, even halving the energy consumption per tonne of rock will leave the industry with an increase in energy consumption per tonne of product. Thus, equipment processing improvement alone cannot reduce processing costs and the energy impost of our industry.

We need a different approach to tackle this significant issue to our industry. Herein I propose that this requires a re-definition of our purpose, considering that comminution is an integral step in an overall process of mineral recovery:

The purpose of comminution in mineral processing is to sufficiently release the valuable minerals to allow their economic recovery.

IT'S ALL ABOUT THE ROCK

The in-situ mineral association determines the degree of size reduction, and thus comminution, that is required to enable recovery of the valuables. The required size is a function of:

- Mineral grain size – the smaller the grain the smaller the particle size needs to be to expose the mineral
- Mineral associations – the adjacent or surrounding minerals affect recovery processes
- Texture – intergrowth, veining, etc.
- Mechanical texture – the energy required and optimal input mechanism are driven by the particle strength and propensity to release the valuable minerals (Bourgeois et al, 2014)
- Recovery process or processes – depending upon whether these are surface, volume, porosity dependent and how strongly selective they are determines to what degree the host rock needs to be reduced in order to allow a high probability of recovery.

It is proposed that these criteria (and likely more) should determine the route and degree of size reduction applied to an ore. This provides the criteria against which the purpose can be addressed.

THE COMMINUTION OBJECTIVE REVISITED

When considered in terms of the energy and processing cost and the mineral processing objective of releasing the minerals for recovery the comminution objective can be defined as:

The objective of industrial comminution processes is to conduct the minimum degree of breakage required to permit recovery of the valuable minerals or satisfy product quality needs.

Based on the reviewing the mineral structure of the ore and considering that for base and precious metals the valuable minerals represent parts per million up to a fraction of a percent of the ore, the target should be to remove unwanted gangue material as early as possible. The optimal processing route then becomes staged processing that allows early and progressive removal of gangue so as to upgrade, and thus minimise, the material to be further processed. Recovery of the values then is the last stage and objective. This approach provides the link to integrated processing.

The implications on processing are summarised in Table 1. This presents each stage of processing, the condition of the rock in that stage, how it is currently processed and how we future integrated processes may perform. This presents a thought-provoker that may form a framework for better structuring and advocating staged upgrade.

An example of how progressive upgrade may affect total energy usage is provided in

Table 2. Due to the highly non-linear energy requirements of size reduction, as well explained by Hukki in his exponential energy curve, the vast majority of energy is used from 1 mm downwards. The rough energy split to reduce down to each size is shown in column 2 of the table.

The influence of when the barren gangue is removed is small on total energy consumption, until below 0.5 mm. however, the impact on recovery is different at each stage of upgrade. The recovery when upgrading RoM ore is lower and far less predictable than when upgrading sub-1 mm particles. This is due to better defined liberation profiles and thus higher selectivity of particles with or without grade as the particles become smaller. Thus recovery when removing 40% of RoM feed through screening may be 80%, but be 98% for 75 – 500 µm particles. There is thus a considerable advantage to upgrading later in the process, but then more energy is required in breakage. The last example in the table provides a progressive upgrade. This is conservative per step, allowing higher recoveries through only applying when the probability of accurate separation is high. Thus, when screening out only 10% of RoM feed, the recoveries may be almost 100%, as only the definitely barren rock is rejected. The same principle applies throughout the size range, allowing a far higher total gangue rejection prior to final fine grinding and thus by far the largest impact on total grinding energy.

Table 1. conventional and staged upgrade processing steps

Stage	condition	Current process	Future integrated process
Rock in situ – the ore body	Natural disseminated state of values in host rock	Measure and map grade to plan mine. Apply analytic Geomet modelling to distribute processing properties into block model	Measure the mineral associations while the rock is still in situ. Map these back into the ore-body based on geological structure.
Mining	Bulk removal of host rock from the ground	Provide access to the zones with the values and extract in a form suitable for transport	Planning of extraction according to physical constraints and processing needs. Selection of mining method as a first stage of processing – grade selection, fineness of fragmentation, etc. to suit immediate processing.
Transport	Fragmented after blasting, cutting or block caving	Move rock to processing destination or waste pile	Second stage of processing - such as in-pit conveying to different destinations for waste, high grade, low grade, leach, etc.
Comminution	Run of mine (RoM) fragmentation	Reduce all feed to a fixed target product size based on F80 to achieve liberation	Break rock particles just sufficiently for the next stage of upgrade
Classification	Comminuted size distribution	Select particles that meet the P80 criteria to be passed on to the recovery process, principally with hydrocyclones – leading to differential product size distributions according to the density of the particles	Efficiently select particles, based on size, that are too coarse for recovery and recycle for further comminution.
Recovery	Particles in a range of degrees of liberation and mineral association	Pass all material through a fixed process for a target average recovery and grade of a concentrate	Reject particles that are gangue
Staged recovery	Particles with an increased mineral grade and different properties feed RoM		Send to the next stage of comminution. Final stage targets recovery and grade.
Waste disposal	Particles that were not selected for the final concentrate	Pump to a tailings dam	Choose the waste storage destination according to size, AFM, toxic or benign, remaining grade, potential future ore body
Water recycle	Process water loaded with slimes	Thicken tailings to recover about 50% of the water. Through settling on the tailings dam recover about 20% of the water that was pumped to tailings. Total fresh water need about 30% of plant process water.	Recover 99% water from the early upgrade stages, final tailings (with lower slimes) target >80% water recovery through thickening, minimum water pumped to tailings dam. Fresh water < 5% of process water.

Table 2. Influence of removal of waste ore at different staged of the size reduction process

size, mm	energy, %	remove per step, %					
RoM	0.1%	40%					10%
10	1%		40%				10%
1	9%			40%			20%
0.5	20%				40%		20%
0.075	70%					40%	10%
net energy, %	100%	60.0%	60.0%	60.4%	64.0%	72.0%	35.3%

The calculation of actual figures are not straightforward as the relationships between ore mineralogical structure and recovery per stage are required. This has been tackled to various degrees in projects at the JKMRC and with collaborators but is yet to be compiled into comprehensive upgrade circuit options as no ore data set is complete.

Based on existing data a consistent and realistic upgrade curve has been compiled (Ballantyne, 2016), as illustrated in Figure 3. This provides a smoothed mathematical description of the mass recovery for a range of sizes for a target metal recovery, i.e. the ore upgrade or removal of mass. For this data, to recover 95% of the metal from the run-of-mine (ROM) ore, 80% of the mass would need to be recovered on average. For the material crushed to sub-1mm, only 15% of the ore mass needs to be recovered to recover 95% of the metal. Clearly this will change according to ore type and process, but can be fitted to testwork for particular ores and recovery processes.

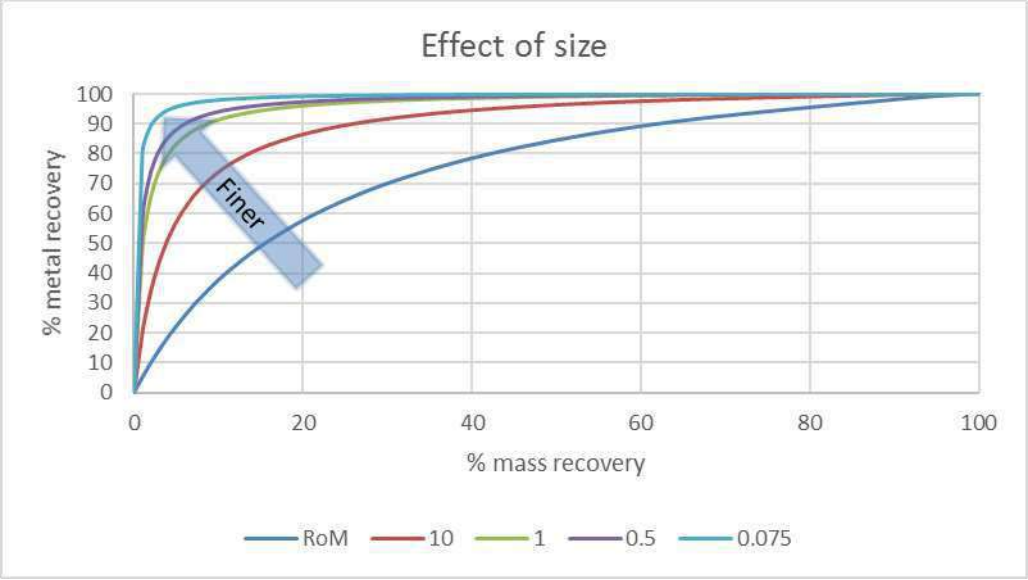


Figure 3. Recovery by size based on a range of industrial recovery data (Ballantyne (2016)

Developing improved models of these upgrade curves is to be tackled in ongoing work, which will hopefully attract interest and support from companies driven to slash processing and energy costs.

Combining the energy usage figures with metal recovery model, provides a method to calculate the overall relationship between energy used and total potential metal recovery. For removal of 40% of the treated rock mass at different sizes, outcomes are presented in Figure 4. All the figures are relative to the standard process of milling the full feed to final size and the associated floatation recovery, both energy and recovery for the base case being 100% in these relative figures. It can be seen that reduction

of potential recovery to below 95% will reduce energy consumption to 60% of current when conducted at coarse sizes. The energy saved reduces as the 40% mass removal is conducted at finer sizes, with 70% energy usage at 0.1 mm upgrade size, but this provides a far superior 98% to 99% recovery. Thus there is a strong trade-off of recovery with upgrade size.

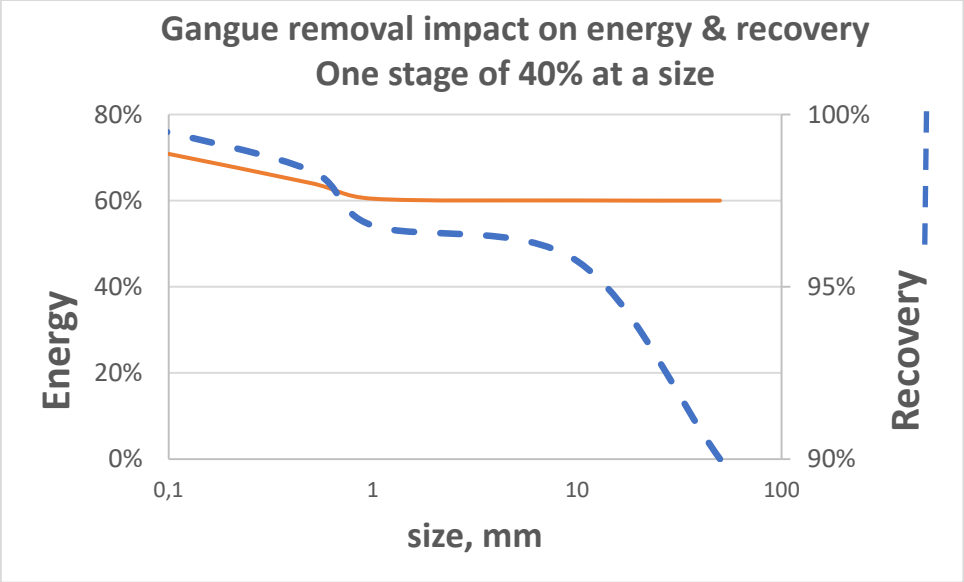


Figure 4. Relationship between metal recovery and energy usage for 40% mass removal at different sizes

Figure 5 shows the outcome for progressive upgrade stages, as presented in

Table 2. Unlike in Figure 4, the figures are cumulative as the upgrade is in progressive stages. This illustrates the advantage of removing a small amount of mass at multiple stages along the processing route, with only 33% energy usage providing 96% potential recovery – representing a massive and economically viable saving in processing costs.

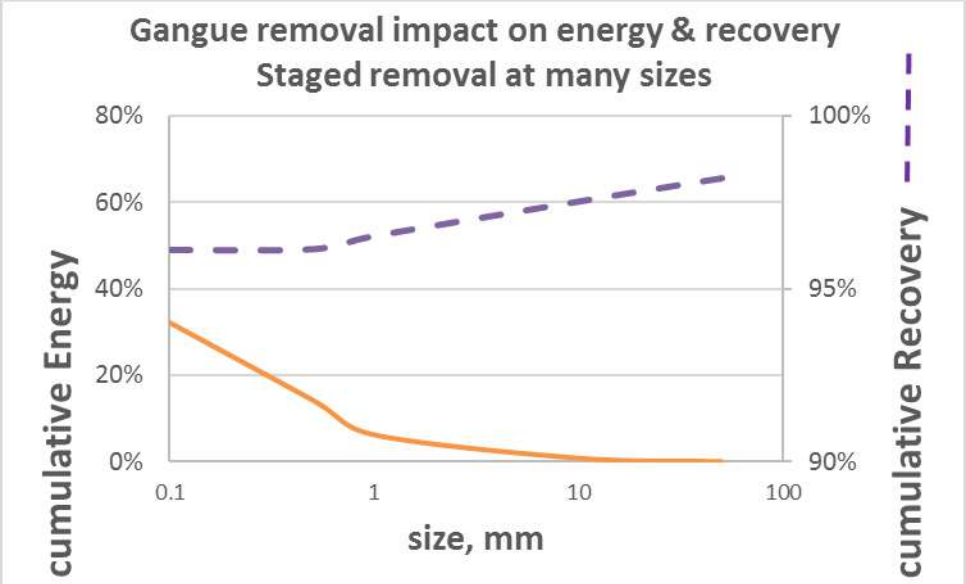


Figure 5. Cumulative recovery and energy usage for progressive upgrade

ORE CHARACTERISATION

At the heart of process integration is characterising the ore properties. In contrast to current practice this should not be isolated characterisation per process unit, but a set of properties that are rock properties and thus are conserved along the processing chain, so are not processing route dependent. Currently, mapping of rock properties can have figures such as tonnes per hour through a SAG mill, but this is not a rock property, it is a processing property that is dependent on the particular process and its efficiency at the time of calibration. I call the properties we should measure the primary rock properties. While still in solid phase the rock does not change properties it just becomes smaller bits of the original host rock.

The concept of carrying primary rock properties along the full process chain is illustrated in Figure 6. The primary properties are measured for in-situ rock and mapped back into the ore body. This information is then carried along the process chain calculating processing properties at every stage as required. The common rock language can then be used to communicate along the process chain and into the final products, including waste and water recovery.

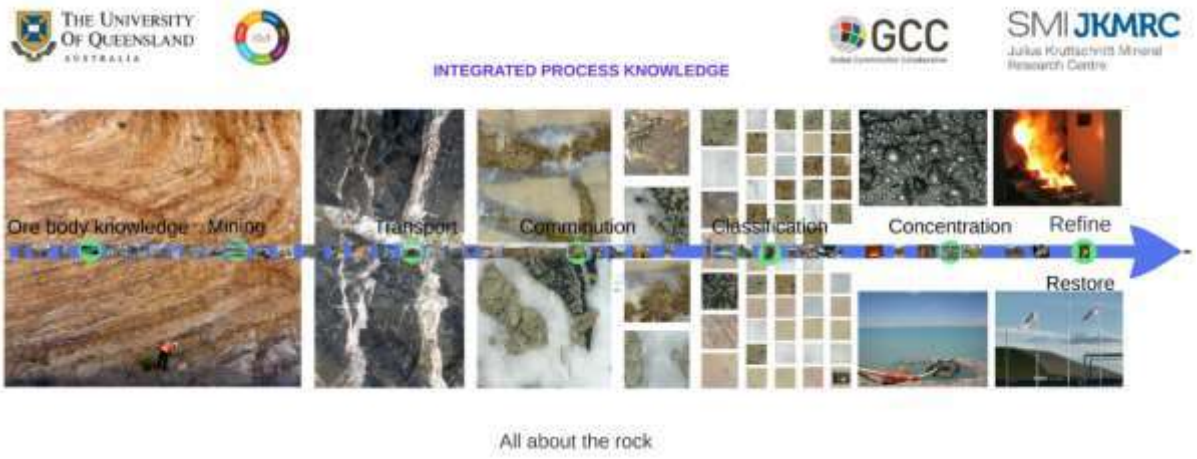


Figure 6. Illustration of integrated process knowledge

PRIMARY ROCK PROPERTIES

This approach to ore characterisation requires a break-away from conventional correlations of performance to measured properties. Primary rock properties include:

- Mineral abundance,
- mineral association,
- mineral strengths,
- rock strengths in these mineral associations.

From these primary properties the processing properties, such as SAG mill throughput, ball mill grind size, crusher throughput, HPGR throughput and product size, can be calculated. Furthermore, by utilising multi-component comminution models the response of the different processing equipment to blends of ore from different parts of a pit can be predicted. The AMIRA P9Q project it producing commercial level multi-component simulation models based on many years of research in the P9 research project. The GCC members have each contributed different models to this unique comprehensive simulation capability. The Integrated extraction simulator is being developed by the CRC ORE in collaboration with the AMIRA P9 project to provide a simulation platform upon which such simulations can be based in the future.

The JKMRC has begun to explore the use of primary properties in relating rock strength to alteration of porphyry copper ores (Yildrim, 2016). In this work the breakage strength of the dominant alteration type in the pit was found to be linearly dependent on the degree of alteration, named the process alteration index (Yildrim, 2014). This is shown in Figure 7. The E_{50} is the average energy to break a given type of rock (Tavares, 2007). The next step in development is utilising these primary properties in the standard comminution models.

Measuring particle strength and strength distribution for the dominant range of minerals and mineral associations is the key to the comminution primary properties. This is in contrast to batch grinding and average ore property tests. Tools such as MLA and 3D X-ray tomography linked to automated core scanning hold promise to allow mineral association information to be mapped back into the ore body through rapid and inexpensive measurement techniques.

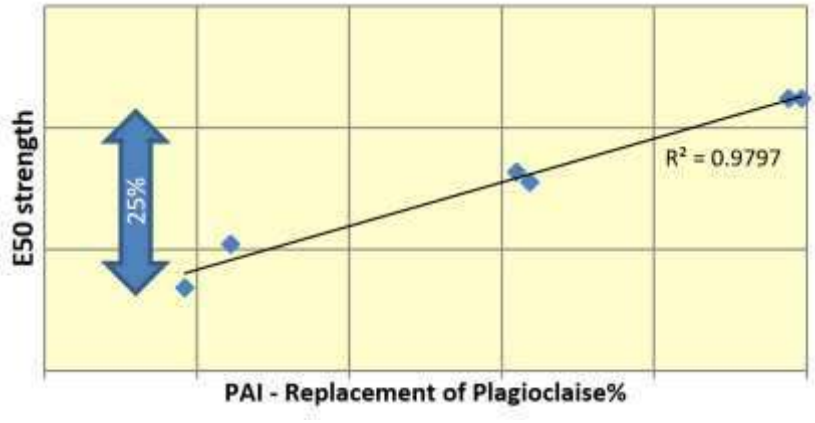


Figure 7. Strength of a Porphyry copper ore as a function alteration in terms of Plagioclaise replacement

CONTRIBUTION OF THE GCC

The Global Comminution Collaborative (GCC) research group is comprised of the comminution research groups from:

- JKMRC, Sustainable Minerals Institute – University of Queensland, Australia,
- Centre for Minerals Research (CMR), Dept. of Chemical Engineering, University of Cape Town, South Africa,
- LTM (Laboratory of mineral Technology), Dept. of Metallurgical and Materials Engineering, Universidade Federal do Rio de Janeiro, COPPE-UFRJ, Brazil,
- Dept. of Mining Engineering, Mineral Processing Division, Hacettepe University, Turkey
- Chalmers Rock Processing Research, Product and Production Development, Chalmers University of Technology, Sweden,
- Institute for Particle Technology, Technische Universität Braunschweig, Germany.

These institutes provide a global reach and cover the comminution process chain from crushing, SAG and ball milling, HPGR, classification, to fine grinding. Rock breakage characterisation and modelling are provided over this entire range. The objective in terms of integrated processing is to draw these independent capabilities into a continuous modelling and prediction capability that will support the objective of coherent simulation across the entire processing chain.

DISCUSSION

In order to shift our paradigm of processing impact on energy and environment it is proposed that an integrated approach to processing is required, that allows multi-stages of progressive upgrade to be designed and linked into a usable circuit. This will allow flexible processing that can respond to the natural variation in the ore over time. The processes required for this approach are outlined, to indicate the feasibility of this. The JKMRC and GCC collaborators have built many of the base tools for such an integrated processing approach. They are applying current integrated knowledge capability to process improvement and are launching the development of integrated process knowledge as a comprehensive research thrust aimed at providing a significant decrease in energy utilisation of the mining industry.

This improved processing efficiency will in turn significantly slash energy use, with figures of 50% being viable, so as to address the drivers of our users in providing metals and raw materials that satisfy the need for 'green' production, especially in terms of energy use and CO_2 production. Although this has been the focus of the paper, reduced energy and size of processing equipment, will allow the industry to rethink processing routes. Reduction in degree of grinding and avoidance of over-grinding will minimise production of unnecessary fines which will massively improve water recovery and reuse – thus slashing water usage and the size of tailing dams, potentially by up to 50% - a huge benefit to society. Improved efficiency will in turn allow us to more fully utilise ore deposits, and thus not squander our natural resources by only partially utilising large orebodies that are already being processed.

In summary, applying known technical solutions in a coherent manner to the mining process will enable us to satisfy the drivers that will force the industry to slash processing energy.

REFERENCES

Ballantyne, G.R. and Powell, M.S., 2014a. Benchmarking comminution energy consumption for the processing of copper and gold ores. *Minerals Engineering vol.65*, pp.109–114

Ballantyne, G.R. and Powell, M.S., 2014b. Benchmarking comminution energy consumption for improved efficiency. Proceedings 12th AusIMM Mill Operators' Conference 2014, Townsville, Australia.

Ballantyne, G.R. (2019). CEEC energy curves, www.ceecthefuture.org

Ballantyne, G.R. 2016, private communication, 29 September, JKMRC, university of Queensland.

Mudd, G M, 2009. The sustainability of mining in Australia: key production trends and their environmental implications for the future, Research report RR5, Department of Civil Engineering, Monash University and Mineral Policy Institute, Revised – April 2009.

Powell, M.S., 2017, Comminution modelling in the context of integrated process prediction. Proceedings Comminution 17, Cape Town, South Africa, Minerals Engineering International.

Tavares, L.M., 2007. Breakage of Single Particles: Quasi-Static. Handbook of Powder Technology, Volume 12. ISSN 0167-3785 DOI: 10.1016/S0167-3785(07)12004-2

Yildrim, B.G. 2016. Development of a correlation between mineralogy, rock strength measures, and breakage of Copper Porphyries. Thesis submitted in fulfilment of PhD, University of Queensland, April 2016.

Yildirim, B.G., Bradshaw, D., Powell, M.S. Evans, C. and Clark, A. 2014. Development of an effective and practical Process Alteration Index (PAI) for predicting metallurgical responses of Cu porphyries. *Minerals Engineering vol. 69*, pp. 91–96.

RESEARCH, DEVELOPMENT AND INNOVATION IN THE SOUTHERN AFRICAN MINERALS INDUSTRY

A.S. Macfarlane [1,*], N. Singh [2]

[1] *Co-Director Mandela Mining Precinct – representing Minerals Council South Africa*
*(*Corresponding author: amacfarlane@mandelaminingprecinct.org.za)*
[2] *Co-Director Mandela Mining Precinct – representing Council for Scientific and Industrial Research*

ABSTRACT

Stakeholders at various platforms have commented on the need for a consolidated and integrated approach to Mining RD&I in South Africa especially under the current challenges facing the sector. The funding of the South African Mining Extraction Research, Development and Innovation (SAMERDI) strategy by the Department of Science and Technology (DST) was the first step towards the driving the revitalisation of Mining RD&I in South Africa. The Council for Scientific and Industrial Research (CSIR) was tasked by the DST to managed the contract and serve as incubator of the Mining Hub until such time that a final model was determined.

In Year 1 and 2 of the implementations of the SAMERDI Strategy, the non-competitive, collaborative model was based on a "Hub and Spoke" approach. The model provided for opportunities to have larger research programmes for building research capacity that will allow for development of technological solutions that is critically needed considering the current and future issues facing the mining sector However this model proved to be unsustainable due to perceptions of unfairness and lack of dedicated resources. Workshop was held with stakeholders from CSIR, Minerals Council South Africa, DST, Mining Equipment Manufacturers of South Africa and the Mandela Mining Precinct to discuss alternative models and to factor in feedback from the SAMERDI Steering Committee members (from the March 2018 meeting). It was agreed that the there was a need to develop a framework for an independent mining RD&I organisation. It was further agreed that post the approval of the SSC, that the model should be presented to the Technical Advisory Committee of National Treasury (GTAC) for further guidance as to the final model.

The National System of Innovation shows that there are four critical processes along the mining value chain viz. Exploration, Extraction, Processing and Beneficiation. In the South African context, the areas of Exploration and Processing supported through established science councils. For the mining extraction area there is no singular entity that has oversight on the research path.

There is demonstrable evidence that the creation of an independent mining extraction RD&I organisation that is financially viable, lean and agile in terms of research efficiency (cost effective and more responsive on delivery) will address the revitalisation of mining extraction RD&I. The mining RD&I organisation will ensure that mining in South Africa will be Healthy, Safe, Innovative, Transformative and Economically viable.

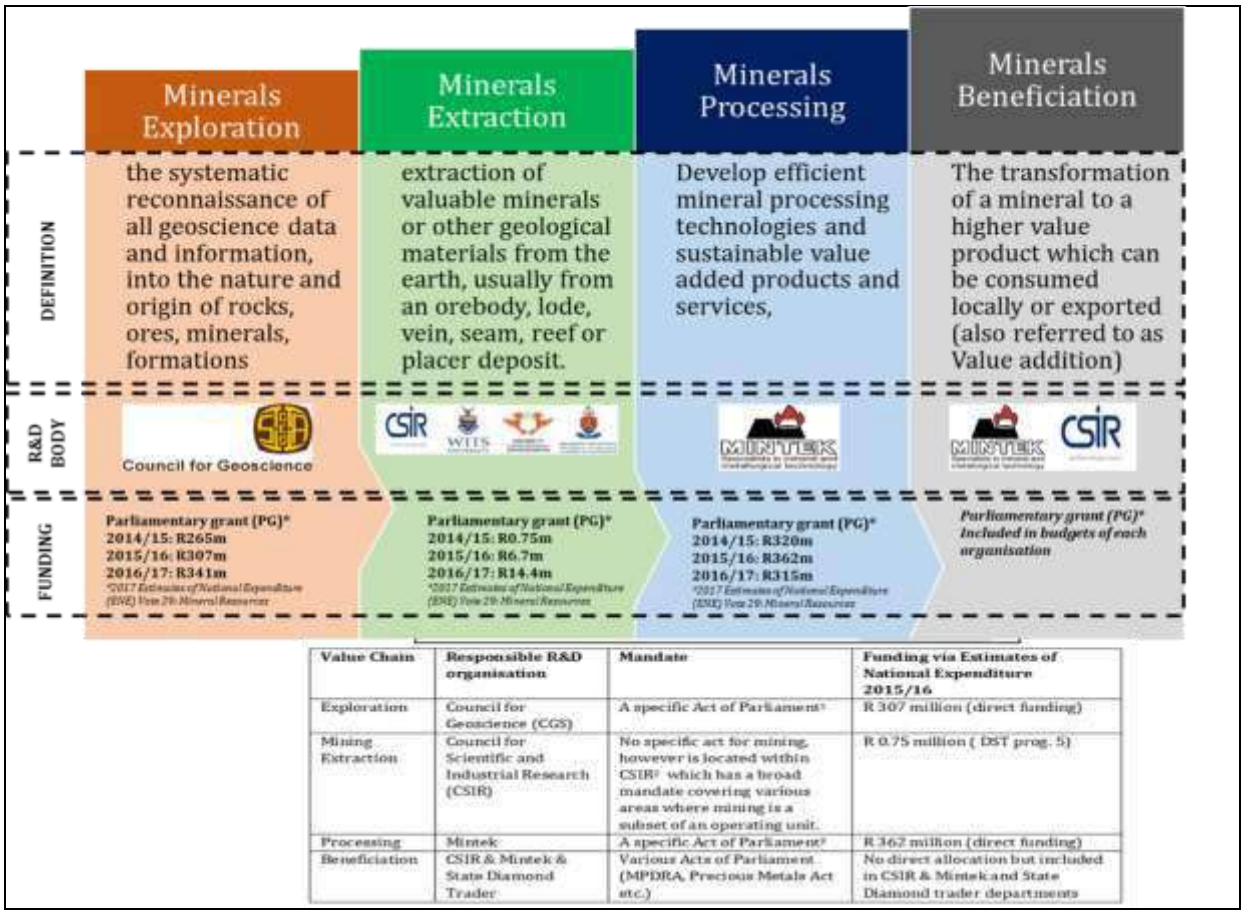
It is proposed that the Mandela Mining Precinct (currently, under incubation established as a public private cooperation) be the vehicle for such an establishment to foster collaboration and innovation in the best interests of all stakeholders.

RD&I[1] ALONG THE MINING VALUE CHAIN

The mining value chain is complex and has multiple steps and sub-processes however for the nature of the work presented here, the critical process along the mining value chain is summarised as:

- Exploration (the determining the resource);
- Mining Extraction (the actual winning of the ore from the country rock),
- Processing (the liberation of the mineral from the fragmented rock); and
- Beneficiation (the values addition from the mineral).

In South Africa, as per the National System of Innovation and driven by various Acts of Parliament some of these processes have been allocated to national government departments each supported by a strategy and dedicated funding streams as per the allocations from National Treasury shown below in Figure 1:



Value Chain	Responsible R&D organisation	Mandate	Funding via Estimates of National Expenditure 2015/16
Exploration	Council for Geoscience (CGS)	A specific Act of Parliament	R 307 million (direct funding)
Mining Extraction	Council for Scientific and Industrial Research (CSIR)	No specific act for mining, however is located within CSIR which has a broad mandate covering various areas where mining is a subset of an operating unit.	R 0.75 million (DST prog. 5)
Processing	Mintek	A specific Act of Parliament	R 362 million (direct funding)
Beneficiation	CSIR & Mintek & State Diamond Trader	Various Acts of Parliament (MPDRA, Precious Metals Act etc.)	No direct allocation but included in CSIR & Mintek and State Diamond trader departments

Figure 1. Mining Value Chain, Associated Research Organisations and Funding and Acts of Parliament

For the extraction component, there was no clear strategy prior to the Mining Phakisa and thus no single responsible research organisation.

[1] RD&I refers to Research, Development and innovation

MINING EXTRACTION RD&I IN SOUTH AFRICA

The Mining RD&I for the South African Mining Industry, as shown in Figure 2, started in the early 1930s and initially was focused on metallurgy. Phillips[2], 2014, noted that the need for a mining research organisation in South Africa was recognised following the inquiry into the Coalbrook[3] disaster, which found there was no scientific basis for the design of coal pillars and highlighted the need for systematic research. The Chamber of Mines Research Organisation (COMRO) was established in 1964 which served as both a Mining Research Laboratory and a Physical Sciences Laboratory. In the early to mid-1970s, COMRO had a 10-year research programme to address current and future anticipated problems, in deep level gold mines in particular.

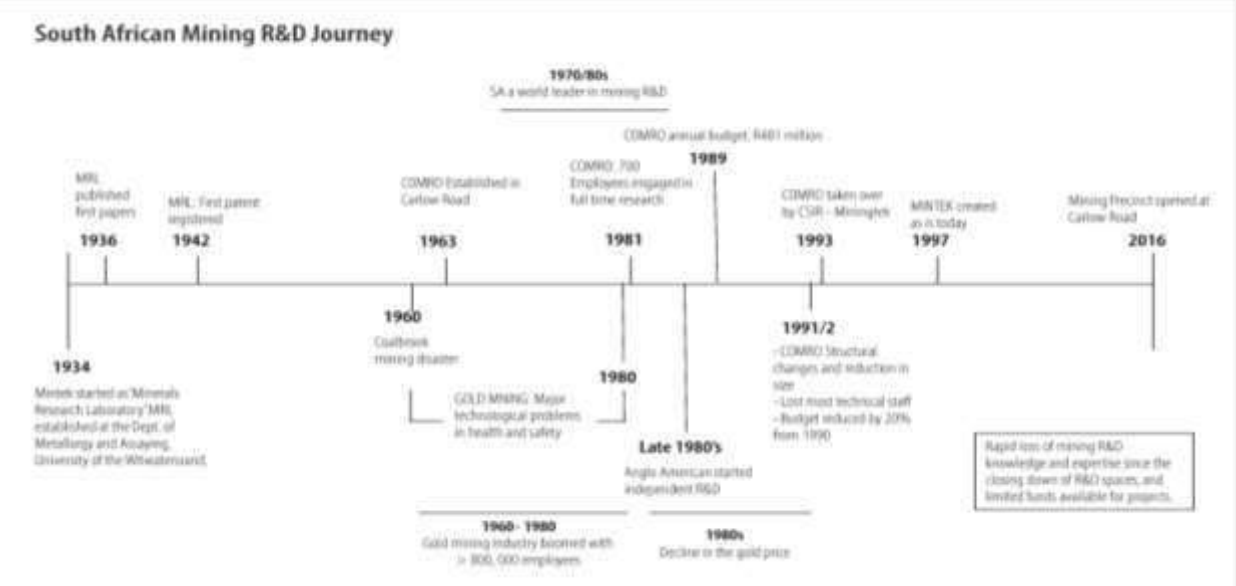


Figure 2. SA Mining RD&I Journey Map (After RIIS 2018, Work on Model for Mandela Mining Precinct, March 2018)

COMRO, as reported by Lowit (2015[4]), at its peak employed up to 1000 staff drawn from around the world with the necessary laboratory facilities and capital equipment required to stay at the leading edge of mining technology development and was a world leader in mining patents both in terms of volume and quality. Lowit, summarises that the success of COMRO was because it was a "one stop shop" that dealt with:

- Research and development,
- Development of on-site demonstration models of new products,
- The manufacturing sector such that the transition from test model to mass production was seamless; and
- Dealt with IP and commercialisation issues.

Lowit concludes by stating that "essentially for close on 30 years COMRO was the benchmark and the gold standard for industry – research collaboration and RD&I in the mining sector globally".

[2] HTTP://WWW.SAIMM.CO.ZA/JOURNAL-COMMENTS/349-MINING-RESEARCH-IN-SOUTH-AFRICA

[3] HTTP://WWW.SAHISTORY.ORG.ZA/DATED-EVENT/MORE-400-MINERS-ARE-KILLED-UNDERGROUND-COLLAPSE-COALBROOK-MINE

[4] LOWIT,S, 2015, UNPUBLISHED TIPS REPORT ON STATE OF AND PRIVATE INDUSTRY INVOLVEMENT IN MINING R&D, PHAKISA LAB WORKING DOCUMENTS

The work from COMRO continued under CSIR Miningtek (later Centre for Mining Innovation-CMI) through programmes such as DeepMine, FutureMine, PlatMine and the establishment of Coaltech that cemented South Africa's global dominance in the mining RD&I arena. The idea was that through the CSIR the capacity and capabilities of COMRO would be secured for the country. However, CSIR was unfortunately unable to retain the COMRO researcher base; nor maintain the organisation's relationship with industry nor the necessary upkeep and maintenance of its specialised facility and capital equipment. Carlow Road and other COMRO facilities was eventually mothballed. The closure of COMRO, and Miningtek and the disaggregation of CMI were perhaps the important events that impacted on the country's current mining RD&I capacity and capabilities and its future potential.

With the demise of COMRO and CSIR's Miningtek/CMI , other research organisations (both public, private and academia)[5] developed niche solutions to fill the void in South Africa not having a single, central entity to guide and coordinate the research, development and innovation needed for the mining industry. Efforts to spread support across a number of institutions in South Africa have resulted in a situation where there is insufficient critical mass in any one field, resulting in the dilution of research offerings. In addition, research funding was based on competitive bidding processes that, at the core, awarded funded projects based on lowest cost and shortest time lines for delivery which further exacerbated the dilution of research capability and capacity. Thus the mining RD&I community has been unable to respond adequately to the challenges facing the mining sector due the degradation in depth of the mining research skills, capacity and capability.

Professor Philips, in the SAIMM journal of 2014, concluded that "At present there is no organization or institution commanding sufficient respect from the mining industry to be the leader or custodian of the necessary research. Should it be a government department that initiates a revival of mining engineering research? Should it be the Chamber of Mines, or the CSIR, or indeed a consortium of universities? Time will tell, but time is also running out and the store of knowledge from previous research is dissipating fast"

REVITALISATION OF MINING RD&I IN SOUTH AFRICA

Prior to the Mining Phakisa (described below) in October 2015, South African had no single strategy for mining extraction RD&I. The Department of Science and Technology (DST) had developed a draft document called "Development of a South African research agenda for mining and geosciences" and at the same time, the Department of Mineral Resources (DMR) had commissioned a study "A Technology Innovation Roadmap for the South African Minerals Industry" which was also a draft.

The CSIR was tasked by the Deputy Minister, Mr. Godfrey Oliphant, following a series of workshops in early 2015 to consolidated these two strategies into one document and update with inclusions of more recent developments. The resultant document called the "South African Mining Extraction Research, Development Innovation (SAMERDI) Strategy" approved by the DST in June 2015, resulted in funding being increased from R 0.75 million to R 6.7 million for the 2016/17 financial year (FY).

In October 2015, the Mining Phakisa brought together stakeholders from government, industry, academia, science councils, organised labour (to name but a few) to address the challenges in the industry. This process was initiated through the Office of the Presidency (of South Africa) and was a process that was replicated from a Malaysian model for rapid resolution of developmental problems, through intensive workshops or "labs". The Mining Phakisa was constituted of some 120 delegates and deliberated on issues over a six-week period.

There was a collective agreement from all stakeholders that in order to ensure the longevity of the South African Mining Industry that there needs to be a coherent, collaborative

[5] University of Witwatersrand Has Three Initiatives (CSMI, CMMS, And Recent Wits Mining Institute, CSIR Has Multiple Business Units, University of Pretoria's Mining Research Institute)

approach to the current and future challenges facing the sector. There was also a realisation that the mining globally was generally behind other industries in terms of embracing the opportunities of Industrial Revolution 4.0, and, especially in South Africa, where these challenges are emphasised by legacy issues of labour intensive mining.
The process identified five work streams, these being:

- Reviving investment into mining which concentrated on addressing current issues that were impeding investment;
- Sustainable communities which addressed issues pertaining to community development to alleviate hostility in mining communities;
- Cluster employment which aimed to address employment and skills development issues;
- Win-win beneficiation which focused on increasing the level of downstream beneficiation, done in South Africa; and
- Advancing the cluster though research and development towards modernisation as well as the establishment of a mining equipment manufacturing capability.

The Advancing the Cluster work stream, identified that the it was critical was to develop modernised mining solutions based on local manufacturing capabilities supported by excellence in local RD&I capabilities, that would allow for a diversified and fully localised mining supply chain.

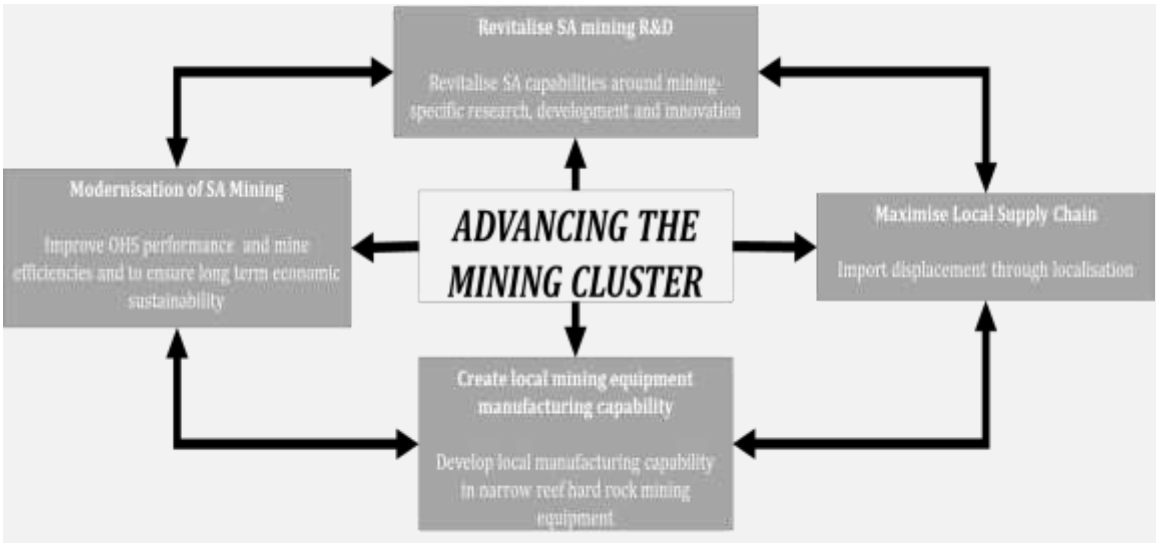


Figure 3. mining phakisa – “advancing the mining cluster” – RD&I, manufacturing and the supply chain

The SAMERDI Strategy together with similar work done by the then Chamber of Mines (now Minerals Council South Africa) served as input documents to the Mining Phakisa - Advancing the Cluster work-stream where it was agreed that these two documents were closely aligned with subtle differences. It was concluded that the two documents be consolidated to create one strategy. The output, called SAMERDI strategy, became the baseline document for mining extraction RD&I.

The SAMERDI Strategy

The SAMERDI strategy provides a roadmap on how to work collaboratively towards innovative solutions that will improve the health and safety, productivity, reduce the costs and ultimately extend the life of mines for the betterment of the stakeholders associated with mining, for the country as a whole. The strategy has a strong focus and pathway that will allow for the revitalisation of Mining RD&I capability and capacity in the country so that South Africa can once again be seen as the global focal point for any mining RD&I offerings. The strategy aims to:

a. Rebuild and reposition South Africa as the world leader in Mining RD&I by building Human Resources skills, capabilities and capacities. This extends across, Industry, Academia and the Science Councils. This rebuilding will ensure that mining research is seen as a viable career opportunity for new graduates and job seekers;
b. Ensure sustainable Mining RD&I networks between Industry, Academia and Science Councils;
c. Strive towards developing a Research, Development and Innovation entity that will focus on mining extraction. This stems from the fact that RD&I investments in mining are very fragmented and underfunded. This does not necessarily imply the physical establishment of an entity to govern the RD&I initiatives. The proposal is that there needs to be a coordination of activities to allow for effective utilisation of resources, infrastructure and finances, through collaboration. The consolidation of the RD&I capabilities and offerings will allow for concentration of skills and resources that focused on the deliverables outlined in this strategy and;
d. Improve the competitiveness of the sector and create new opportunities for South African based companies to operate in areas along the entire value chain from the innovations stemming from the RD&I areas.

In the absence of a clear coherent strategy the funding allocation for RD&I was initially R 0.75 million for the FY2015/16. Post the Mining Phakisa and the development of SAMERDI, it was agreed that the SAMERDI Strategy be coordinated by the DST and temporarily managed (or "incubated") by the CSIR. The funding from the DST increased accordingly to

- R 27 million for the FY2017/18 with further allocations of
- R 63 million for the FY2018/19,
- R 60 million for FY2019/20.
- An additional amount of R 60 million was approved mid-2017 for the FY2020/21.
- At the same time, the Minerals Council South Africa approved to provide R 33.6 million to supplement the DST funding for the FY2018/19, and pledged to match the government funding on a ratio of 1:2 per year.

The total allocation for mining RD&I grew from R0.75 million for one year to on average R 100 million per year for three years (based on joint funding from DST and Minerals Council South Africa) as a result of the SAMERDI Strategy. This significant increase in funding led to the phrase “capital follows coherence” being coined.

Rebuilding of Rd&I Capability[6]

Successes

With particular reference to Points a, b & d, from the aims of the SAMERDI Strategy, the following has been achieved.

a. Public-private cooperation – demonstrated by the co-funding by Minerals Council South Africa and DST for SAMERDI as well as the participation in the governance and oversight committee of the SAMERDI Steering Committee.
b. The research networks with the CSIR, University of Johannesburg, University of Pretoria and the University of Witwatersrand have been established as collaborative research partners.
c. Specific research programmes have commenced that focuses on increasing the competiveness of companies.

[6] **definition** of **capability**: general: measure of the ability of an entity (department, organization, person, system) to achieve its objectives. www.ebusinessdictionary.com/definition/capability.html

Thus, it can be concluded that the collaboration under the SAMERDI Strategy, coordinated at the Mandela Mining Precinct[7], meets the aims as set out in the strategy of creating capability.

Research Programme

The SAMERDI research programme has been developed through close collaboration with the mining industry in South Africa, to ensure that the programmes are relevant to the needs of industry, and to ensure that they will deliver real benefits to support the industry's challenges. These were agreed through several processes, which included the creation of an Industry Innovation Team, made up of senior industry experts, Steering Committees made up of industry advisers in each respective programme, and a senior, multi-stakeholder Steering Committee. While the former two ensure that relevance and delivery are ensured, the latter ensures governance, and ensures the expectations of all stakeholders are met, at least on a consensus basis. The SAMERDI Strategy has the following programmes for implementation:

1. Longevity of Current Mining operations (LoCM): to increase the efficiency of extraction, improvement in Occupational Health and Safety and reduction in costs. This programme is aimed primarily at the conventional gold and platinum mines, but there may be spin-offs into other sectors.
2. Mechanised Drill and Blasting (MD&B): to develop fully mechanised mining systems that will allow for remote drilling and blasting of narrow hard rock mines. This programme has application to gold and platinum, but also extends to all other commodities in underground mechanised mining, especially in terms of best practice, mine designs, asset management and management control and communications.
3. Non-Explosive Rock breaking (NERB): to develop complete mining systems for extraction that is completely independent of the use of explosives. Whilst primary research is aimed at ultra-hard rock, systems will also be applicable to softer rocks, where continuous mining systems are required.
4. Advanced Orebody Knowledge (AOK): to make "glass rock", so that instead of mining blind, an accurate 3-D real time model can be used for safety and planning. This programme, which will expand into mineral resource management and mine design (planning, scheduling and optimisation), as well as aspects of geometallurgy. These are applicable to all commodities.
5. Real Time Information Management Systems (RTIMS): to develop a framework that will allow for data to be converted to information, knowledge and ultimately into wisdom in real time to allow for proactive management of mining activities. This work translates the Internet of Things and Industrial Revolution 4.0 into mining, to allow real time management and control of operations in all commodities.
6. Successful Applications of Technology Centred Around People (SATCAP): to develop a framework that will understand the challenges that modernisation of mining on how people affect this process, and how this process affects people. This is a common theme that covers all aspects of the transition to Modernisation, and IR 4.0, across all commodities.

These six programmes are not discrete, and instead have significant overlaps and synergies, where, especially with regard to the last three in the list above, these cross-cut all programmes. It is therefore an essential role for the hub to ensure these synergies are realised optimally. The interaction of these programmes is illustrated in Figure 4 below.

What is clear is that the collaborative approach has worked, and thus establishes a precedent for RD&I which has not been realised in the past. Thus, this trail blazing "learning by doing" approach

[7] the Mandela Mining Precinct means the public –private cooperation that stems out of the mining phakisa held in 2015 to facilitate and coordinate the research activities pertaining to the samerdi strategy.

has pioneered RD&I in South Africa, but it has realised challenges that need to be addressed for the future.

Figure 4. SAMERDI Research Programmes

The work in year one (2017/18) concentrated on establishing baselines and gaps for the six programmes. This work created the realisation that much work that had been done in the past was undocumented, whilst other work had been recorded but that with changes in organisations and companies, this work could now not be traced. Whilst not meaning a complete "start from scratch" this did mean that more work was needed to establish these baselines than was originally thought.

The research to be done was identified as being very much system based, applied and people based research. Thus, the development of implementable mining systems based on people was the order of the day.

Rebuilding RD&I Capacity[8]

Point d, of the aims of SAMERDI strategy calls for "developing a Mining Science Council that will focus on mining extraction" due to the fragmented and underfunded mining RD&I environment. The aim states further that "this does not necessarily imply the physical establishment of an entity to govern the RD&I initiatives there needs to be a coordination of activities to allow for effective utilisation of resources, infrastructure and finances. The consolidation of the RD&I capabilities and offerings will allow for concentration of skills and resources that focused on the deliverables outlined in this strategy…";

In the implementation of Year 1 of the SAMERDI strategy the following challenges have impeded the ability to fully develop capacity for mining RD&I:

a. The Mandela Mining Precinct is not recognised a legal entity and thus limits the development of collaboration agreements with other key stakeholders such as MHSC or the MQA and has inhibited the application for funding via instruments of government such as THRIP necessary to develop skills and capacity.
b. Restrictions under the current incubation has hampered operational effectiveness.
c. Levels of trust amongst research partners due to CSIR being research manager and research provider has created perceptions of "referee and player".

[8] **Definition** of **capacity**: General: Specific ability of an entity (person or organization) or resource, measured in quantity and level of quality, over an extended period www.businessdictionary.com/**definition**/**capacity**.html

d. The multi-stakeholder nature of the collaboration implies that there is a lack of dedicated resources to the research programme, which in turn implies that the work is on a "part-time" basis based on availability with the respective organisational needs addressed first.
e. Current models from the universities result in researchers being appointed for the duration of the contract only. On completion of the contract period the individual could no longer contracted and thus whilst the issue of capability has been developed there is no additional capacity since the individual could lost to the system.
f. Members from the research partners have other organisational duties, which implies that resources had a "part-time" involvement in the SAMERDI research programmes.
g. The availability of some research partners more resources readily available for longer periods compared to others created a misperception that some organisations were favoured more than others were.
h. The remuneration models of research partners are different resulting in some research team members benefitting directly (over and above their base remuneration) from involvement in project as compared to others who are on fixed salaries irrespective of the funding secured. This created a disparity and a perception of self-enrichment reasons for the involvement.
i. The high charge out rate of some of the research partners coupled with the "part-time involvement" implies that the inefficiencies (ratio of research cost/time available) is high. This means that more funding is required for a longer period.
j. The research inefficiencies means that a longer time is required to deliver solutions needed in mining and may result in questioning the necessity or even the existence of the SAMERDI programme.
k. Whilst the initial focus of the programmes was focussed on mining operations, it soon became clear that such work could not be done in isolation. Communities and many other stakeholders would inevitably be affected by modernisation, and thus the work of the Mandela Mining Precinct constantly increased in scope, to take account of stakeholder engagement, community expectations and local industrialisation.
l. Local supply chain development required a seamless linkage between RD&I and enterprise development and localisation, and a commitment by industry to "buy local", couples with a drive by local manufacturers, through MEMSA to develop capacity, capability and competitiveness among OEMs.

Thus, the capacity development to address the challenges in mining has not been fully achieved.

Conclusions on progress made on Revitalisation of Mining RD&I

Lowit, 2015, concludes "…if a mining modernisation push is to be successful in SA, first the government will need to come to the party in a considered and aligned manner to begin more actively supporting mining RD&I narrowly defined. Second it will be necessary to supplement SA's current institutional RD&I skills base with individuals who specialise in applied research…."
It is clear that the SAMERDI strategy addresses the "considered and aligned manner to support mining RD&I" and the research networks that have been created addressed the capability to undertake the necessary work to achieve the goals of the programmes of SAMERDI.
However, when considering the challenges, it is evident that a different model has to be considered regarding the resources that are used in the research programmes to achieve higher research efficiencies with shorter delivery times.

A NEW MINING RD&I ORGANISATION FOR SOUTH AFRICA

It was agreed, amongst all stakeholders during the Mining Phakisa held in 2015, that the roles of the Science Councils will need to be elevated, strengthened and closer aligned to the

industrial mining value chain. The direction and focus provided by having dedicated science councils for Exploration and Processing has ensured the longevity and sustainability of these organisations. Is it perhaps due to this lack of focus, low-level funding combined with lack of dedicated mining extraction RD&I research resources that has contributed to the crisis facing the mining industry?

The dedicated focus is now obtained via the SAMERDI Strategy. The increased funding has been secured with the commitments made by DST and MCSA. It has been shown that the lack of dedicated resources is the major challenge for SAMERDI. The current contract for the implementation of the SAMERDI Strategy, explicitly states that the "CSIR will serve as an incubator of the Mining Hub until such time that a final model has been determined".

It is proposed that a dedicated and Independent mining RD&I organisation be created, which is required to be highly efficient (low cost base, higher agility) and responsive to the challenges facing the industry.

What does having an independent Mining RD&I Organisation bring?

After extensively investigating the models for RD&I both nationally and internationally, a model has been developed based on best practice.
Establishing an Independent organisation will have the ability to do the following.

- Unify a currently fragmented mining industry, allowing for the optimisation of private and public funding used for mining RD&I;
- Improve capability and capacity of mining RD&I in South Africa by optimising the employment of researchers e.g. three researchers could be employed for the same rate instead of the one that is currently available;
- Focus RD&I on SA's social and economic environment, allowing SA mining companies to thrive; The ability to be responsive to industry needs; to constantly adapt/ stay up to date with SA mining challenges to benefit all parties;
- Each research programme should identify/ develop one minimum viable product, defined as by the project collaborators and adopted stream guidelines;
- All collaborators for each project will have the right to the intellectual property of projects worked on, as well as permission for implementation (as decided per project carried out);
- Improve interaction of mining companies with local communities by increasing student absorption/ engagement through internship programmes – a minimum of 5 students (interns)/ year from mining centric communities
- The filtering process used will identify potentially viable solutions/projects to carry through, therefore preventing the wastage of government funds allocated to mining RD&I;
- South Africa's GDP will be positively impacted due to the increase in South Africa's mining capabilities.

The design and the value proposition

At the core of the design of an RD&I organisation the following factors need to be considered the need, the strategic vision, the financial sustainability of it and the organisational resources required. The value statement is premised on the following.

1. Background: the expectations from many stakeholders involved with the South African Mining cluster is that mining will be Healthy, Safe, Innovative, Transformative and Economically viable (HSITE). The Mandela Mining Precinct currently, under incubation, established as a public private cooperation to foster collaboration and innovation in the best interests of all stakeholders.

2. Vision of the Mandela Mining Precinct**:** the Mandela Mining Precinct aspires to be the vehicle for HSITE to enable and create people-centred innovative solutions to advance the South African Mining cluster first, and then to drive innovative solutions for SADC and ultimately for the benefit of the African continent[9].
3. Mission statement**:** The Mandela Mining Precinct achieve its vision in support of the attainment of HSITE by:
   - Fostering collaborative Research, Development and Innovation;
   - Facilitating the development of skills, capacity and capability in mining RD&I;
   - Developing localised innovative solutions for uptake by local manufacturers and others;
4. The Value Statement**:** the vision and mission of the Mandela Mining Precinct combines to responsibly drive the longevity of mining in South Africa for job preservation and job creation via the development, advancement and implementation of localised innovative solutions that are rooted in the wellbeing of local communities and the national economy."

The Mandela Mining Precinct is the vehicle that will drive the Mining Phakisa outcomes of Advancing the Mining Cluster, Figure 5, through RD&I, manufacturing and sustainable development.

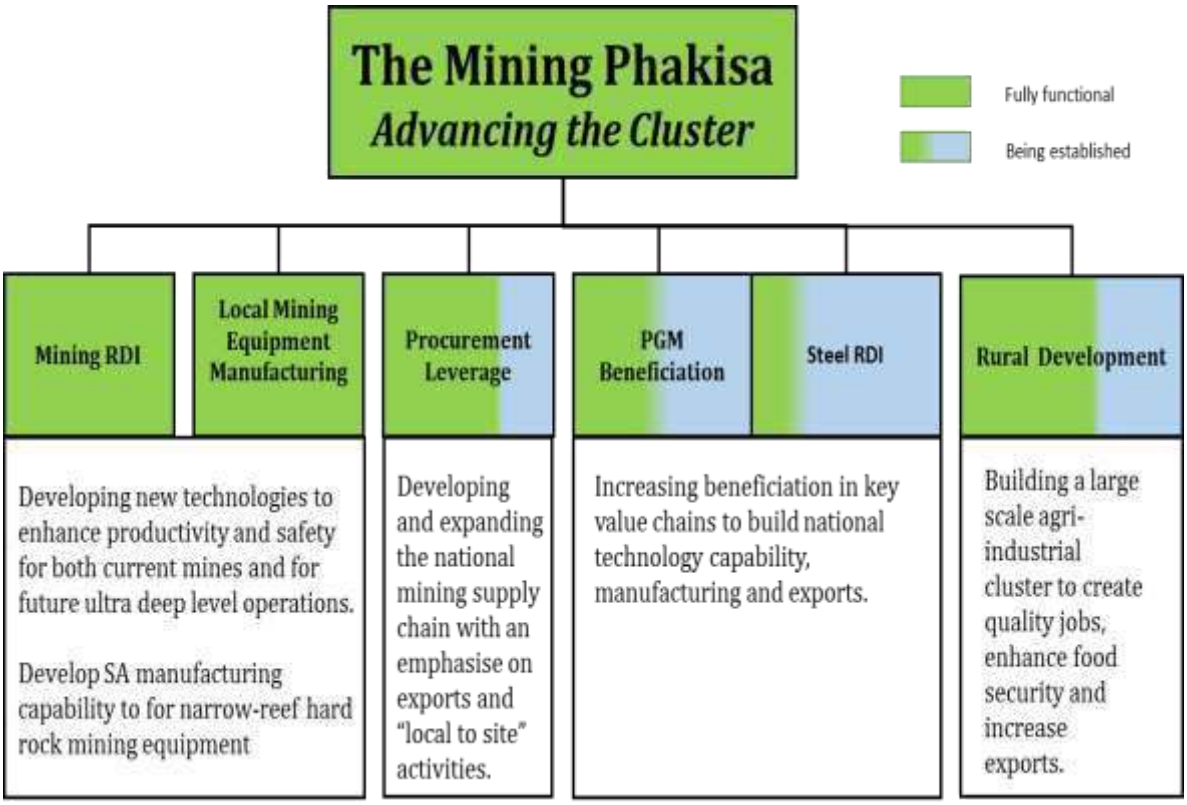


Figure 5. Above Indicates How the Mandela Mining Precinct Has Moved into Areas of Procurement, Beneficiation and Industrialisation.

Creating a Journey Map to 2030

From a strategic perspective, if mining RD&I is to be sustainable, it must align to national objectives, which in the case are:

[9] Vision statement developed at workshop held on 18 June 2018 with representatives from CSIR, MCSA, MEMSA, DST and the Mandela Mining Precinct

- The National Development Plan which charts a development path to 2030 for the economy as a whole;
- The Africa Mining Vision which creates a vision for the optimal use of the continent's mineral wealth, for the benefit of its people;
- The Department of Science and Technology white paper which outlines the spending required in a successful economy on RD&I, which in this case is 1.5% of GDP by 2030;
- The commitment of the Department of Trade and Industry to support the export drive for mining capital goods and services.

Internally, the work done, referred to above as scope change, into the development of the mining equipment manufacturing cluster, local industrialisation, beneficiation and local agri-business development must all align to the same strategic journey map. This has been done and the convergence of these is shown below in figure 6.

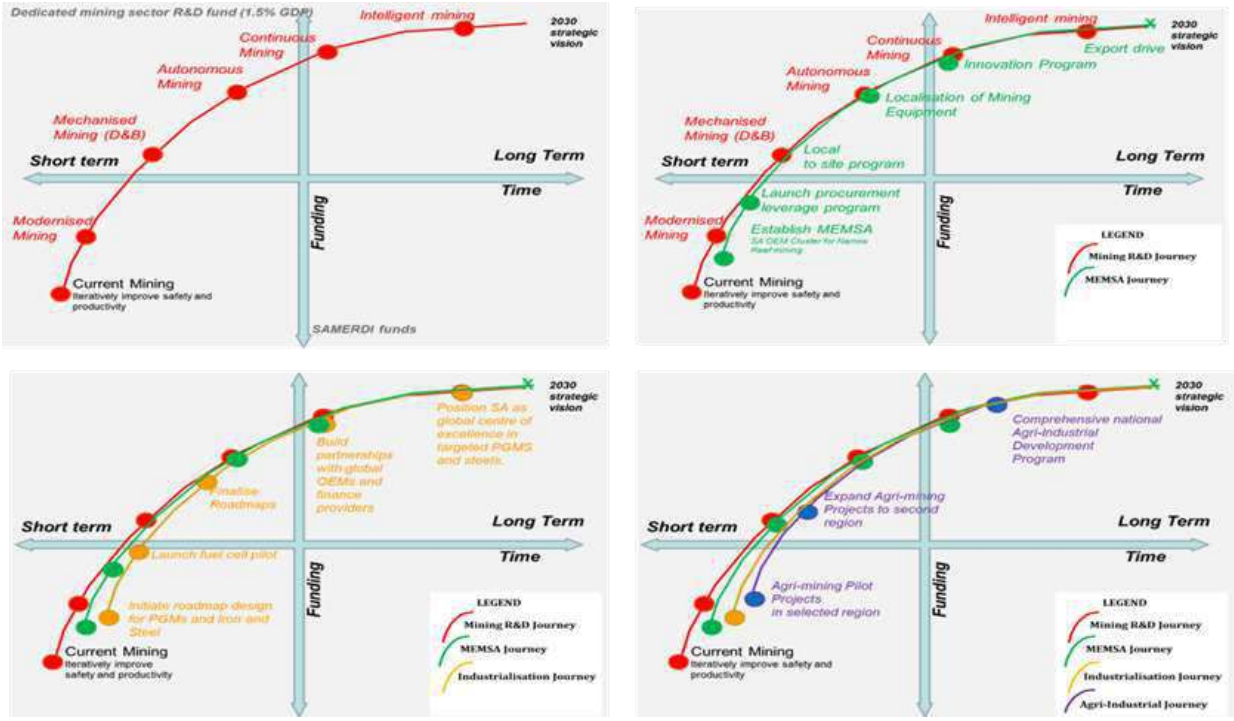


Figure 6. convergence of journey maps to 2030 vision

These journey maps are developed to take into account, inter alia, the following:

- Modernisation of Mining in South Africa is imperative to the longevity of mining;
- As "mechanisation" technologies mature, they will be commercialised through partnerships with SA OEMs
- SA needs to develop a high level of technological dynamism to differentiate iron and steel and a comprehensive national project is required to turn PGMs into a symbol of "shared value" and to maximise the steel fabrication within SA to support the local capital equipment manufacturing sector; and.
- Optimise agricultural and associated agricultural input and processing activities that can be unlocked through making quality mining company owned land and water available at scale so as to create value and jobs as well as enhancing food security.

These journey maps illustrate a new requirement, which is additional funding. Current funding levels through SAMERDI are directed to pure mining research. In this expanded scope case, further, external funding will be required.

Core Operation Principals of the new model

Figure 7 outlines the core issues that will ensure the operational efficacy of Mining RD&I organisation so that it is:

1. Lean and more efficient;
2. Fair and independent;
3. Input/output based;
4. Supportive of developing research capacity and capability;
5. Focussed on Innovation;
6. Collaborative in nature;
7. Established as a legal entity, with appropriate governance structures to deal with both public and private funding, in line with legislative requirements; and
8. Agile and flexible to address the current challenges in mining.

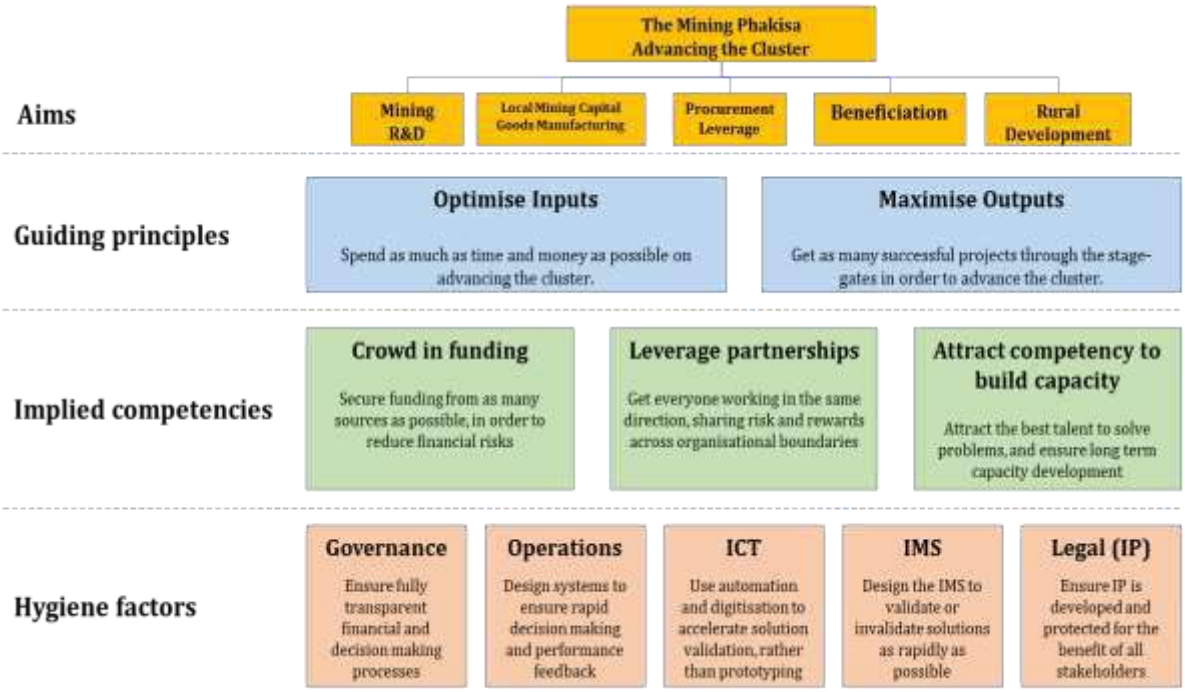


Figure 7. core operation principles for mining RD&I organisation

The participating stakeholders have agreed these principles, and the design of the new organisation is well developed. This new organisation needs to be able to manage the funds that are available to it, which are not only the current SAMERDI funds, but also the additional funds that will needed for the ever-increasing scope of the Mandela Mining Precinct. In addition, the Mandela Mining Precinct, will need to ensure RD&I delivery and demonstrate the value addition from the research so as to leverage continued and increased funding from government and industry.

Stakeholders have agreed that the structure should be one of a “hub and spoke” model where the Hub is a lean organisation, that essentially facilitates and manages the RD&I work being done by

research organisations on a collaborative basis. These include the Universities, Research Councils and individual researchers and consultants.

Extensive benchmarking and economic exercises have been conducted to ascertain how optimal research efficiency can be obtained. Given the dearth of applied research capacity in South Africa, it becomes essential to, on the one hand, recreate this capacity, and on the other, to ensure that this is done cost-effectively. If the reliance for this applied research capacity is within the Universities, then a shift is required in terms of creating this kind of capacity and capability, as opposed to the more entrenched level of fundamental and academic research. Similarly, other research organisations need to be interrogated in terms of their capacity and capability in these areas. This also extends to the respective desires to move more towards applied research by these institutions.

Alternatively, this capacity and capability could be leveraged from international research and development organisations, but this would have to be accompanied by local capacity and capability development, otherwise it would fall foul of government requirements for local capacity development.

This leads to an area of uncertainty, which is whether the Hub should build internal RD&I capacity and capability, and if so, how much. This is an area of disagreement amongst stakeholders, resulting in a polarised argument as to whether a fully lean and mean core can be effective, as opposed to an inflated hub that carries too much fixed cost. In the first case, the Hub would need very strong controls over the participating RD&I institutions in order to ensure quality and timeous delivery, whilst the other extreme would require strict cost control over research activities, to ensure research efficiency.

It is contended that there is an optimum “compromise”, based on a bell-curve optimum research efficiency, that ensures that in terms of applied funding, some 70% should be spent on research and development. With no more than 30% on administration and fixed costs. This represents an issue still due for agreement.

In terms of the type of organisation that may be appropriate to deliver on the agreed principles, there are two alternatives, these being either a state-owned enterprise (SOE), which is essentially a Science Council, or a not-for-profit organisation. In South Africa, the former has the advantage of creating a guaranteed funding source from government, through an Act of Parliament proclaiming the establishment of the SOE, driven by a requirement of industry contribution. Such an organisation gives more certainty to funding, and offers lower risk, but may inhibit flexibility, and require added bureaucracy. A not-for-profit organisation, by contrast, could offer more flexibility and increased access to additional funding, but at a higher risk. It also offers more rapid transition to the required end state.

The choice between the two alternatives is the second issue for resolution between the stakeholders and represents work in progress.

Establishment of SAMERDI Research Centres

The participation of research partners in the SAMERDI programmes is based on the organisation’s roles and responsibilities as mandated by their respective role within the National System of Innovation viz.:

a. Universities be involved in the fundamental or basic RD&I activities associated with SAMERDI. This work be conducted via a supervisor who is a permanent appointment on the academic staff with the researchers being sourced from post graduate students.
b. Science Council researchers are engaged in the applied research area on a full time basis.

c. Commercial partners such as MEMSA members (as an example) to drive the commercialisation opportunities stemming from the RD&I.

Using the above roles and responsibilities, the Frascati Model[10] and the Technology Readiness Levels (TRLs) as defined by NASA, the **Framework for Establishing Research Centres of Competence** was developed and approved for implementation by the SAMERDI Steering Committee**.** Figure 8 shows the roles of the research partners in RD&I for mining.

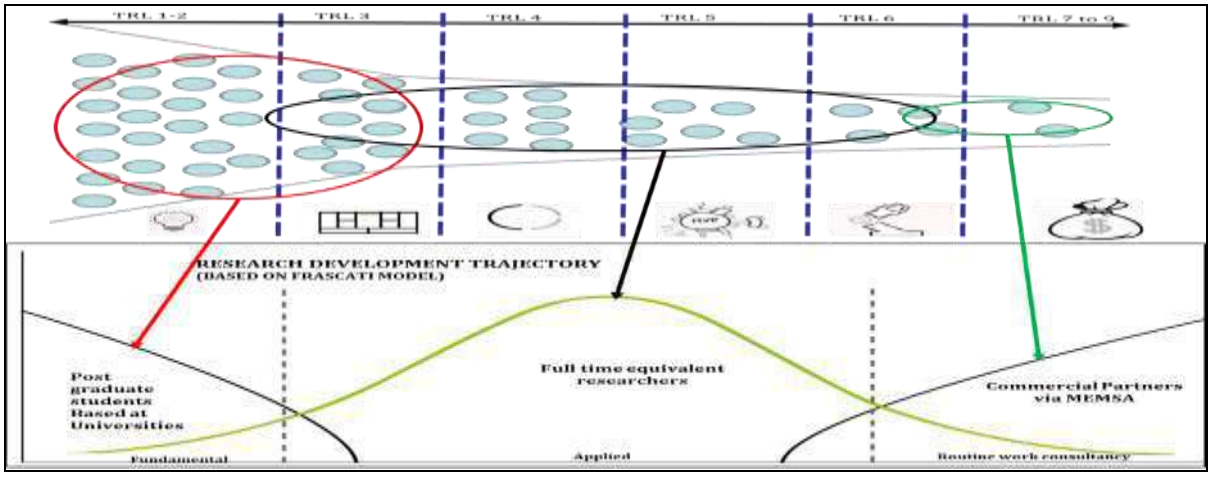


Figure 8. Integration NSI, The Frascati Model and The TRLs

In principle there will be a SAMERDI Research Centre (SRC) for each programme of SAMERDI Strategy as mentioned earlier (viz. LocM, MDB, NERB, AOK, RTIMS & SATCAP and as per the framework (Figure 8) will allow for fundamental research to be undertake to support the applied research undertaken at the Mining RD&I organisation ensuring closer alignment of the existing Centres of Excellence at the universities to the aims of the Mandela Mining Precinct. In addition, the initiative will create capacity and capability in mining RD&I and ultimately allow for new entrants in mining engineering to pursue RD&I as a career, fulfilling the requirement as stipulated by the Department of Science and Technology.

CONCLUSION

It has been demonstrated that there is a strong need for an independent mining RD&I organisation similar to that for Exploration and Processing. For the extraction component, there was no clear strategy prior to the Mining Phakisa and thus no single responsible research organisation. SAMERDI has been established, adopted and implemented. The total allocation for mining RD&I grew from R0.75 million for one year to on average R 100 million per year for three years (based on joint funding from DST and MCSA) as a result of the SAMERDI Strategy. This significant increase in funding led to the phrase **capital follows coherence** being coined.

The Mandela Mining Precinct is the vehicle that will drive the Mining Phakisa outcomes of **Advancing the Mining Cluster** through RD&I, manufacturing and sustainable development. The collaboration under the SAMERDI Strategy, coordinated at the Mandela Mining Precinct[11], meets the

[10] http://global-innovation.net/innovation/Innovation_Definitions.pdf

[11] The Mandela Mining Precinct means the public –private cooperation that stems out of the Mining Phakisa held in 2015 to facilitate and coordinate the research activities pertaining to the SAMERDI Strategy.

aims as set out in the SAMERDI strategy of creating capability. However, when considering the challenges under the capacity building, then it is evident that a different model has to be re-considered regarding the resources that are used in the research programmes to achieve higher research efficiencies with shorter delivery times.

The core issues will be to ensure the operational efficacy of the Mining RD&I organisation so that it is:
1. lean and more efficient;
2. fair and being seen independent; and
3. agile and flexible to address the current challenges in mining

It has been demonstrated that if the financial forecasting and budgets are validated and come to fruition, then this would imply that an independent Mining RD&I organisation would be financially sustainable.

Through the establishment of dedicated Mining RD&I organisation, with its own governance structures (as per the PFMA requirements) there are significant gains in the research efficiency (costs and time) notwithstanding the impact of having a faster solution to the industry under the current crisis it faces.

All of the above demonstrates that the creating of a large organisation can be managed to ensure that it always is focused on delivery.

A dedicated mining RD&I organisation that is lean and agile., adequately capacitated with its own appropriately skilled, capable and competent core research resources will be highly efficient (low cost base, higher agility) and responsive to the challenges facing the industry.

İŞ SAĞLIĞI ve GÜVENLİĞİ - HEALTH and SAFETY

ANTHROPOGENIC MERCURY IN THE FORMER MINING AREA OF ABBADIA SAN SALVATORE (SIENA, CENTRAL ITALY)

O. Vaselli [1,2,*], B. Nisi [3], D. Rappuoli [4], J. Cabassi [2], F. Tassi [1,2]

[1]*Dept. Earth Science, Florence, Italy*
*(*Corresponding author: orlando.vaselli@unifi.it)*
[2]*CNR-IGG, Florence, Italy*
[3]*CNR-IGG, Pisa, Italy*
[4]*Unione dei Comuni Amiata-Val D'Orcia, Castiglion d'Orcia, Siena, Italy*

ABSTRACT

Mercury exploitation in the Mt. Amiata area (Italy) lasted about 130 years (1847-1974) and affected the local economic conditions. About 100,000 tons of mercury were produced from roasted cinnabar. The mining complex covers about 65 ha and contains mining structures and workers' edifices. Since 2010, efforts by the local authorities were done to increase the knowledge about the environmental issue. Gaseous Elemental Mercury (GEM) concentrations and total- and leached-Hg contents on paints, plasters, roof tiles, concretes, metals, dust, wood structures and soils were determined. Criticalities and perspectives for the remediation process are presented, the ultimate goal being to recover the area as a mining museum. The environmental impact was evaluated according to the most recent regulatory laws. GEM (July 2011-November 2018) showed strong spatial and temporal variability, depending on the distance from the mining structures and ambient temperature, respectively. Surveys in summertime (June to September) showed high GEM concentrations (>50,000 ng m^{-3}). High total and leached mercury concentrations, up to 46,580 mg kg^{-1} and 4,470 mg L^{-1}, respectively, were measured in anthropogenic materials and soils. In the underground waters, most contents were >10 mg L^{-1}. Such a geochemical characterization has relevant interest for the operational cleanings during the reclamation activities.

Keywords: Decommissioned mining districts, Gaseous Elemental Mercury, Mt. Amiata, Central Italy

INTRODUCTION

The 3-200 ka years old volcanic complex of Mt. Amiata (Fig. 1), the largest and youngest volcano in Tuscany (central Italy), is made up of trachytic to olivine latitic lava flows and domes (Ferrari et al., 1996; Conticelli et al., 2015; Laurenzi et al., 2015), hosts several areas from where cinnabar was exploited to produce liquid mercury since the end of the 19th century. Abbadia San Salvatore, located on the eastern sector of Mt. Amiata (Fig. 1), was the main center of exploitation and production. According to Bombace et al. (1973), Nriagu (1979) and Ferrara et al. (1998), the total production of mercury, which terminated in early eighites, was estimated in >100,000 tons. The early furnaces were the Cermak Spirek. As the request of mercury was increasing, they were later on replaced by more efficient horizontal (Gould) and vertical (Nesa) furnaces. New dryers, condensers and conveyor systems of the ore deposit were also installed. Liquid mercury was produced by roasting cinnabar at high temperature in retort or rotary furnaces and in the presence of O_2, according to the following reaction:

$$HgS + O_2 \rightarrow Hg^0 + SO_2 \quad (1)$$

SO_2 was washed away and Hg^0 was condensed and stored in the typical flasks for mercury (34.47 kg). In the late sixties, the mercury production in the Mt. Amiata area, managed by private companies,

abrutply decreased since mercury was classified as noxius and toxic and, consequently, banned for most human activities. In 2008, the mining concession passed to the local municipality that was charged of the reclamation of the mining area (e.g. Vaselli et al., 2017). Scientific investigations and reports highlighted the environmental impact occurring in the mining area and surroundings (see Rimondi et al., 2014a,b; Vaselli et al., 2013, 2015, 2017; Chiarantini et al., 2017 for a review of the oldest and most recent studies in the Abbadia San Salvatore mining area).

To proceed with an appropriate management of the mining area (65 ha), in 1998 the authorities of the Tuscany Region produced an official document, known as the "Norma Amiata" (Regional Decree No. 1447). Specific guidelines related to the concentrations of mercury in the soils, air and waters were dictated since the target to be achieved in a near future is to turn the former mining into a historic museum, an archaeometallurgic park and public green. Consequently, outdoor and indoor concentrations of GEM (Gaseous Elemental Mercury) are to be less than <300 and <500 $ng \cdot m^{-3}$, respectively whilst those of dissolved mercury (after filtration at 0.45 mm) in surface and underground waters are expected not to overcome 5 and 1 $mg \cdot L^{-1}$, respectively. Eventually, Hg contents in the material from building and mining structures (e.g. bricks, roof tiles, metals) to be disposed, soils and terrains should not be higher than 1 $mg \cdot L^{-1}$ after leaching with CO_2-saturated water.

In this work, previous (Vaselli et al., 2015, 2017) and original data of the concentration of gaseous (GEM), dissolved and total and leachable mercury in the air, underground waters and building and mining structures, respectively, are presented and discussed to evaluate the interventions to be made during the reclamation operations that will start at the end of this year.

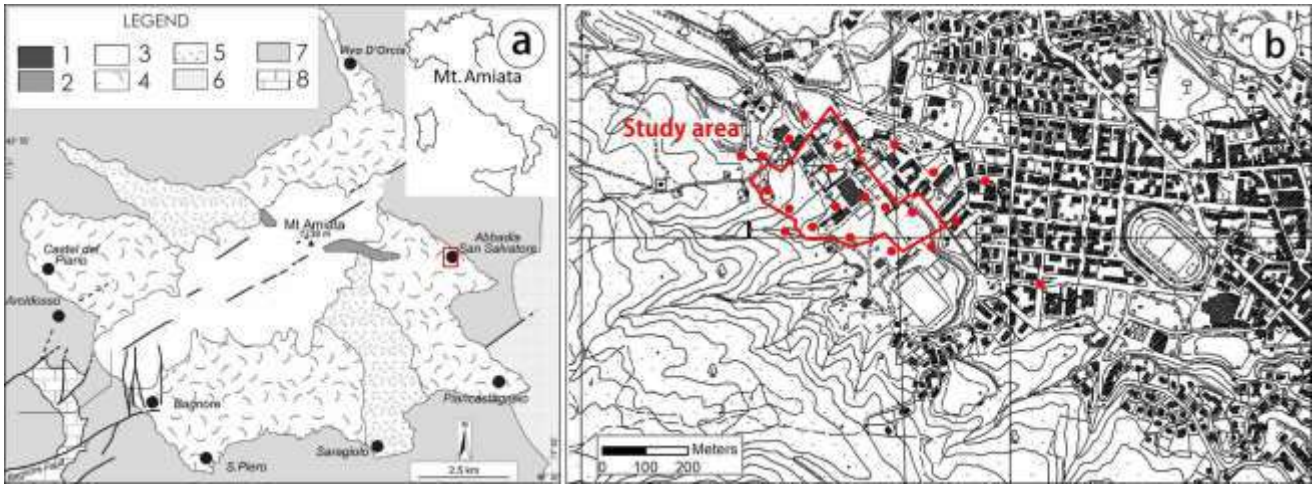


Figure 1. Simplified sketch map of Mt. Amiata and location of the study area. Legend: 1) Town; 2) Main fault; 3) Third volcanic complex; 4) Second volcanic complex: porphyritic rhyodacite dome and lava flow; 5) First volcanic complex, upper unit (trachydacite); 6) First volcanic complex, lower unit (trachydacite); 7) Clay and sand: Early Pliocene: 8) Ligurian Units: Jurassic-Middle Eocene and 9) Tuscan Nappe: late Triassic-Oligocene (modified after Nisi et al., 2014).

MATERIALS AND METHODS

The study area is in the southernmost part of the mining area and it is intimately connected to the urban area of Abbadia San Salvatore (Fig. 1b). It includes the Gould and Nesa furnaces, the old and new driers and condensers, the main mining material storage area as well conveyor system towers. An aerial view of the main edifices that constitute the study area is reported in Fig. 2. Measurements of elemental mercury in air were performed a portable Lumex (915+ and M) analyzer. The analyzer operation is based on differential atomic absorption spectrometry using high-frequency modulation of

light polarization (ZAAS-HFM) (Sholupov et al., 2004). The detection limit of the instrument is 2 ng·m^{-3} at a flow rate of 20 L·min^{-1}. The accuracy of the method is 20% (Sholupov and Ganeyev, 1995; Sholupov and Ganeyev, 1995). Application of Zeeman background correction and a multipath analytical cell provide high selectivity and sensitivity of measurements. The limit is governed by shot noise and equals CaDL = 2 ng·m^{-3} (average measuring time = 5 seconds) and CaDL = 0.3 ng·m^{-3} (average measuring time = 30 seconds) for mercury determination in air. The dynamic range covers four orders of magnitude (2-50,000 ng·m^{-3}). The GEM data were acquired at 150 cm from the ground while the operator was moving around of each room constituting each edifice or mining structure or along the perimeter of each edifice at a distance of 1 m from the walls. Measurements were every second and the mean values every 30 seconds (for 180 seconds) were calculated. Dissolved mercury in the waters from piezometers and total and leachable mercury in paint, plaster, roof tiles, roof, metals and soils, located inside the mining area, were analyzed following the method by Vaselli et al. (2015).

Figure 2. Aerial view of the main edifices and mining structures in the former mining area of Abbadia San Salvatore.

RESULTS AND DISCUSSION

Since July 2011 to November 2018, 19 surveys for the measurements of GEM on the edifices and mining structure hosted in the mining area were conducted. The gaseous mercury concentrations were highly variable since they were comprised between 5-10 ng·m^{-3} (likely representing the local background) up to >50,000 ng·m^{-3} (which is the saturation limit of the portable Lumex). The highest concentrations were recorded, as expected, in those structures where the cinnabar-hosting material was dried, roasted, condensed or bottled. Nevertheless, significant variations were recorded during the different surveys carried out in specific rooms since the ambient temperature plays a key role in favoring the release of gaseous mercury. The highest out-door and in-door GEM values were indeed recorded in summer time (July-September) when the temperature can reach values up to 30 °C whereas in winter time (December to February) the temperature can drop down to -5 °C or less. To highlight these strikingly high variations, the behavior of GEM with time in two selected sites inside the mining structure of Abbadia San Salvatore is reported (Fig. 3). The two sites refer to a large space inside building hosting the Gould furnaces (blue line) and below the condensers where liquid mercury was stored in the flasks (red line). The temporal variations are from February 2016 to November 2018 during which ten GEM surveys were conducted.

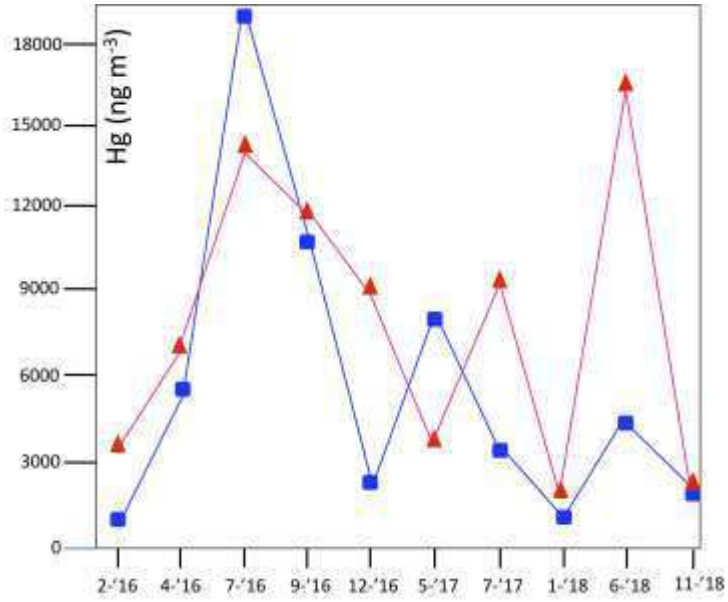


Figure 3. Temporal variations of GEM in two sites inside the mining area of Abbadia San Salvatore. Blue line: large space inside building hosting the Gould furnaces and red line: below the condensers where mercury was stored.

It is to be mentioned that the GEM variations are only intimately related to the ambient temperature but as well as the winds. This is the reason why high contents of GEM were also, though occasionally, recorded out-door (>500 ng m^3) close to the mining structures when the wind was blowing throughout the edifices hosting the furnaces and condensers. Vaselli et al. (2013) showed that the Hg-plume from the mining area was almost constantly moving SW, without entering the urban center of Abbadia San Salvatore. This is supported by a survey carried out in the city where values were always 42 ng·m^3 (Fig. 4) in August 2016.

Figure 4. GEM concentrations in different sites inside the urban center of Abbadia San Salvatore (August 2016).

In different occasions materials dispersed inside the buildings were removed and the gaseous mercury showed a clear tendency to decrease, afterwards. This suggests that cleaning operations prior the remediation activities may help to significantly reduce the GEM concentrations. Consequently, mercury is likely adsorbed in the materials standing in the edifices as well as those with which the structures were built. In the last few years, several elements constituting the buildings, edifices, mining structures and machinery, metallic and plastic material, rust, dust and soils, the latter collected in front of the structure hosting the Gould furnaces, were analyzed (Vaselli et al., 2017) for total and leachable mercury. The results are summarized in Fig. 5. There is a positive correlation between the leachable (in $mg \cdot L^{-1}$) and total (in $mg \cdot kg^{-1}$) mercury and the highest values are recorded in the two soils and in the materials collected from the most contaminated sites (area where furnaces, condensers and driers occur) and tend to decrease moving away from these zones. The higher the concentrations of total mercury the higher those of leachable mercury, even for materials whose background values of mercury are expected to be low (e.g. paint, plaster, roof tiles). This implies that mercury can be adsorbed by different components when they are exposed to high GEM concentrations. From 2013 to 2018, 14 surveys of the waters collected from about 30 piezometers (up to 20 m deep) located inside the mining areas were carried out (Vaselli et al., 2015 and unpublished data). In Fig. 6 the minimum, maximum and mean and median values of dissolved mercury are reported. The concentrations were high variable, ranging from below the detection limit (0.1 $mg \cdot L^{-1}$) to 853 $mg \cdot L^{-1}$.

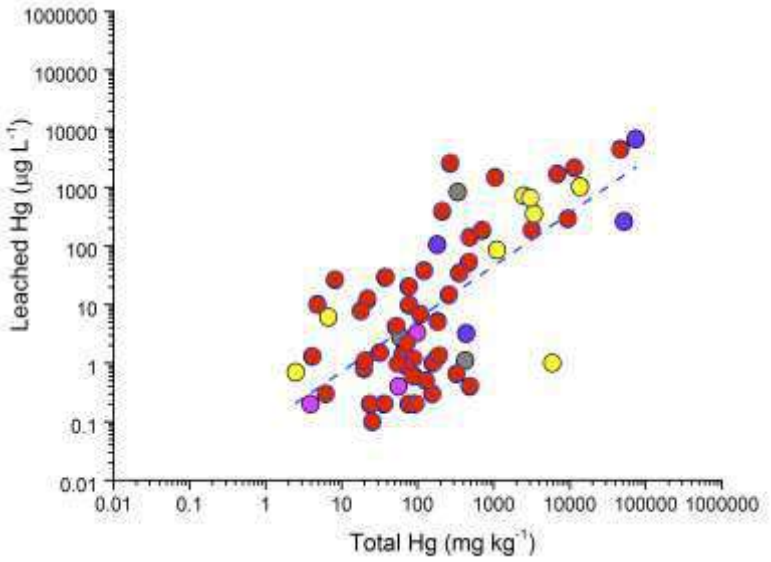


Figure 5. Total vs. Leachable Hg in different material from the former mining area of Abbadia San Salvatore. Legend: red circle: building material; fuchsia circles: wood; Grey circles: wool rock; yellow circle: dust, rust, metals, plastic; purple circle: soil, lime (modified after Vaselli et al., 2017).

The mean and median values significantly differ each other, indicating a strong heterogeneity in terms of mercury contents. The high Hg contents are likely related to interaction processes between the circulating (meteoric-originated) waters and the heterogeneous (mainly anthropogenic and related to the mercury production) material with which the area in front of the Gould furnaces was filled (Fig. 2).

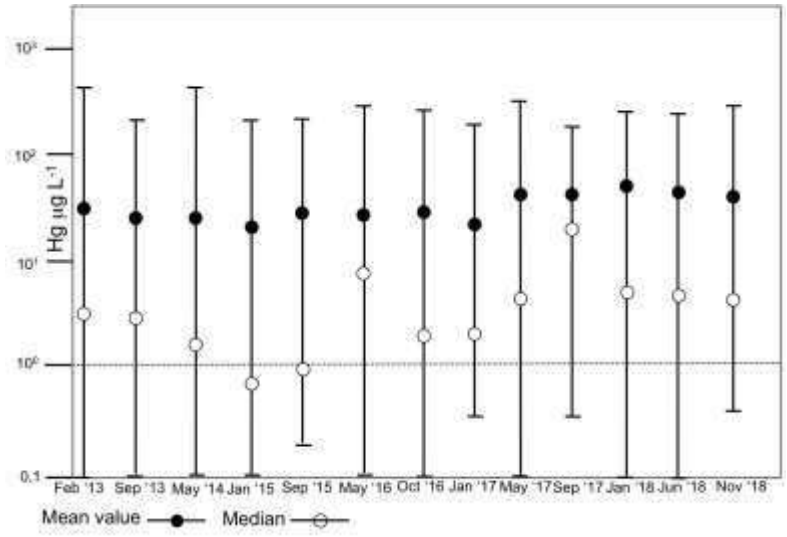


Figure 6. Temporal variations of dissolved mercury in the shallow groundwater system in the former area of Abbadia San Salvatore. The dotted line is the referred to the maximum content of mercury in drinking waters.

No preferential patterns of Hg were observed in the waters and no relationships with the water flow were evidenced, the contamination of Hg being randomly distributed (Bianchi et al., 2012; Vaselli et al., 2015). This poses several problems for improving the quality of the underground waters. However, ground waters downstream have Hg contents < 1 $mg \cdot L^{-1}$, suggesting that hydraulic connections between the shallow aquifers inside and outside the mining area is negligible.

CONCLUDING REMARKS

The reclamation project in the former mining area of Abbadia San Salvatore has not yet involved the Hg-contaminated buildings and mining structures. Consequently, the results obtained in this study are of interest for the operational cleanings. The main actions to reclaim the area are likely to be consisting in the: i) demolition of few minor structures and buildings; ii) clean-up of most facilities by high pressure air flow to remove dust and skin materials; iii) reshaping and capping of external ground; iv) placement of a capping layer; v) construction of a sealed structure to place Hg-contaminated soil and construction materials; vi) construction of linear groundwater barriers with pumping wells; vii) construction of a water treatment plant.

REFERENCES

Bianchi, F., Corti, F., Vaselli, O., Rappuoli, D., 2012. Bonifica Area Mineraria Lotto 6: Relazione Conclusiva Sulle Indagini e Studi degli Anni 2011 e 2012. Modalità Operative per la Bonifica. Technical Report; Municipality of Abbadia San Salvatore (Siena, Italy)—Unità di Progetto Bonifica: 2012, p. 53. (In Italian).

Bombace, M.A., Cigna Rossi, L., Clemente, G.F., Zuccaro Labellarte, G.. Allegrini, M., Lanzola, L., Gatti, L., 1973. Ricerca ecologica sulle zone mercurifere del Monte Amiata. Igiene Sanità Pubblica 29, 191–237. (In Italian).

Chiarantini, L., Rimondi, V., Bardelli, F., Benvenuti, M., Cosio, C., Costagliola, P., Di Benedetto, F., Lattanzi, P., Sarret, G., 2017. Mercury speciation on *Pinus Nigra* barks from Monte Amiata (Italy): an X-ray absorption spectroscopy study. Environ. Poll. 227, 83-88.

Conticelli, S., Boari, E., Burlamacchi, L., Cifelli, F., Moscardi, F., Laurenzi, M.A., Ferrari Pedraglio, L., Francalanci, L., Benvenuti, M.G., Braschi, E., Manetti, P., 2015. Geochemistry and Sr-Nd-Pb isotopes

of Monte Amiata Volcano, Central Italy: Evidence for magma mixing between high-K calc-alkaline and leucititic mantle-derived magmas. Italian J. Geosci. 134, 266–290.

Ferrara, R., Mazzolai, U.B., Edner, H., Svanberg, S., Wallinder, E., 1998. Atmospheric mercury sources in the Mt. Amiata area, Italy. Sci Total Environ. 213, 12–23.

Ferrari, L., Conticelli, S., Burlamacchi, L., Manetti, P., 1996. New geologic and volcanological data on the Mt. Amiata silicic complex. Acta Vulcanol. 8, 41–56.

Laurenzi, M.A., Braschi, E., Casalini, M., Conticelli, S., 2015. New ^{40}Ar-^{39}Ar dating and revision of the geochronology of the Monte Amiata Volcano, Central Italy. Italian J. Geosci. 134, 255–265.

Nisi, B., Vaselli, O., Tassi, F., de Elio, J., Ortega, M., Caballero, J., Rappuoli, D., Mazadiego, L.F., 2014. Origin of the gases released from the Acqua Passante and Ermeta wells (Mt. Amiata, central Italy) and possible environmental implications for their closure. Ann. Geophys., 57, 4, 2014, S0438; doi:10.4401/ag-6584.

Nriagu, J.O., 1979. Production and uses of mercury. In Biogeochemistry of Mercury in the Environment; Nriagu, J.O., Ed.; Elsevier: Amsterdam, The Netherlands, pp. 23–40.

Rimondi, V., Bardelli, F., Benvenuti, M., Costagliola, P., Gray, J.E., Lattanzi, P., 2014a. Mercury speciation in the Mt. Amiata mining district (Italy): Interplay between urban activities and mercury contamination. Chem. Geol., 380, 110-118.

Rimondi, V., Costagliola, P., Gray, J.E., Lattanzi, P., Nannucci, M., Paolieir M., Salvadori, A., 2014b. Mass loads of dissolved and particulate mercury and other trace elements in the Mt. Amiata mining district, Southern Tuscany (Italy). Environ. Sci. Pollut. Res., 21, 5575-5585.

Sholupov, S.E., Ganeyev, A.A., 1995. Zeeman atomic absorption spectrometry using high frequency modulated light polarization. Spectrochim. Acta Part B 50, 1227–1236.

Sholupov, S., Pogarev, S., Ryzhov, V., Mashyanov, N., Stroganov, A., 2004. Zeeman atomic absorption spectrometer RA-915+ for direct determination of mercury in air and complex matrix samples. Fuel Process. Technol. 85, 473–485.

Vaselli, O., Higueras, P., Nisi, B., Esbrì, J.M., Cabassi, J., Martìnez-Coronado, A., Tassi, F., Rappuoli, D., 2013. Distribution of gaseous Hg in the Mercury mining district of Mt. Amiata (Central Italy): A geochemical survey prior the reclamation project. Environ. Res. 125, 179–187.

Vaselli, O., Nisi, B., Rappuoli, D., Bianchi, F., Cabassi, J., Venturi, S. Tassi, F., Raco, B., 2015. Geochemical characterization of the ground waters from the former Hg-mining area of Abbadia San Salvatore (Mt. Amiata, central Italy): criticalities and perspectives for the reclamation process. It. J. Geosci., 134, 23-31.

Vaselli, O., Nisi, B., Rappuoli, D., Cabassi, J., Tassi, F., 2017. Gaseous Elemental Mercury and Total and Leached Mercury in Building Materials from the Former Hg-Mining Area of Abbadia San Salvatore (Central Italy). Intl. J. Environ. Res. Public Health, 14, doi:10.3390/ijerph14040425.

CEVHER HAZIRLAMA VE METALURJİ TESİSLERİNDE İŞ KAZASI VERİLERİNİN TANIMI VE ANALİZİ

DEFINITION AND ANALYSIS OF WORK ACCIDENT DATA IN MINERAL PROCESSING AND METALLURGICAL PLANTS

A.V. Korkmaz

Çimsa Çimento Sanayi A.Ş., Afyon
(av.korkmaz@hotmail.com)

ÖZET

Büyük endüstriyel kazalar, her geçen gün artan sanayileşme ile birlikte sık sık gündeme gelmekte ve ancak meydana geldiği zaman hatırlanmaktadır. Sanayi tesislerinde bu tür kazaların önlenmesi, etkilerinin en aza indirilmesi ve kazaya müdahale yönünde tedbirlerin yetersiz olması tüm gelişmiş ve gelişmekte olan ülkelerin olduğu gibi ülkemizin de öncelikli sorunları arasında yer almaktadır. Bu çalışma ile Türkiye'de metal üretimi gerçekleştirirken cevher hazırlama işlemleri ve metalürjik süreçler esnasında iş kazası ve meslek hastalıklarına sebep olabilecek tehlikelerin tanımı ve bu tehlikeler sonucu ortaya çıkabilecek risklere yönelik alınacak önlemlerin belirlenmesi amaçlanmıştır. Çalışma kapsamında Türkiye'de metalurjik üretim yapan entegre üretim tesislerinde yaşanılan iş kazası vakalarından örnekler seçilerek incelemeler yapılmış ve üretim faaliyetleri esnasında ortaya çıkabilecek yüksek olasılıklı tehlike ve riskler saptanmıştır. Tehlikeler sonucu ortaya çıkan risklerin çözüm önerileri sunulmuştur.

Anahtar Sözcükler: Cevher hazırlama, metalürjik işlemler, iş güvenliği, tehlike, risk

ABSTRACT

Major industrial accidents are frequently brought to the agenda with increasing industrialization and are only remembered when they occur. Preventing such accidents in industrial facilities, minimizing their impacts and insufficiency of measures towards intervention are among the priority problems of our country as well as all developed and developing countries. This study mineral processing when performing metal production in Turkey operations and work-related accidents during the metallurgical processes and the definition of hazards that can lead to occupational diseases and aimed to determine the measures to be taken against risks that may arise as a result of this hazard. Working under high-probability hazards and risks that may arise during production of metallurgical work accidents experienced in integrated production facilities selected examples from case studies have been made and production activities in Turkey was discovered. Solutions of the risks arising from the hazards are presented

Keywords: Mineral processing, metallurgical processes, occupational safety, hazard, risk

GİRİŞ

Günümüz koşullarında, hiçbir cevherin ocaktan çıkarıldığı haliyle pazarlanması mümkün olmadığından cevher zenginleştirmenin bir cevher yatağını ekonomik olarak işletilebilirliğini belirleyen önemli mühendislik çalışmalarından biri olduğu görülmektedir. Cevher zenginleştirme, çıkarılan mineralin ekonomik olarak kullanılmasına imkân tanır. (Ernst ve Young, 2013).

Cevher zenginleştirme ve metalurjik tesislerinin; aynı anda birçok işlemin yapıldığı entegre tesisler olması, proses gereği büyük ve tehlikeli makine çalışması ve tehlikeli kimyasalların kullanımı gibi unsurları barındırması sebepleriyle risklerin tespit edilmesi ve risk değerlendirmesi uygulaması için tercih edilmiştir.

Cevher zenginleştirme tesislerinin çalışma prensibi, metal cevheri madenciliğinde iş sağlığı ve güvenliği istatistikleri, bakır cevher zenginleştirme tesislerinde karşılaşılan iş kazası ve meslek hastalıklarına yol açabilecek risk etmenleri, madencilik sektörünü kapsayan yerli ve yabancı mevzuat, bugüne kadar geliştirilmiş benzer sektörlerde kullanılan başlıca risk değerlendirmesi yöntemleri incelenmiş bugüne kadar cevher zenginleştirme tesisleri alanında yapılan İSG çalışmaları ve sonuçları yapılan çalışma ile karşılaştırılmıştır (Ernst ve Young, 2013).

Çalışmanın son bölümünde ise; cevher zenginleştirme tesislerinde belirlenen İSG risklerine değinilmiş ve çözüm önerileri sunulmuştur. Özetle bu bildiri çalışmasında cevher zenginleştirme ve metalürjik tesislerdeki iş sağlığı ve güvenliği koşulları incelenmiş ve bir bakır cevher zenginleştirme tesisinde risk değerlendirmesi yapılarak karşılaşılabilecek iş sağlığı ve güvenliği risklerinin tespit edilmesi ve elde edilen verilerin literatürdeki bilgilerle desteklenerek bu tesislerde yer alan riskler hakkında genel bir profil çıkarılması hedeflenmiş, riskleri önlemek adına çözüm önerileri getirilmeye çalışılmıştır.

Bir cevher zenginleştirme tesisinde yer alan ana işlemler ise

- Kırma
- Öğütme
- Eleme/sınıflandırma
- Zenginleştirme (flotasyon)
- Susuzlandırma olarak sınıflandırılabilir.

Bu ana işlemlerin yanında tesis tasarımında yer alması gereken diğer yardımcı işlemler;

- Malzeme taşınımı (kuru malzemeler için bantlı konveyörler, ince taneli pülpler için pompalar)
- Stoklama (stok sahaları, silolar) olarak sınıflandırılabilir (GMKA, 2018).

Madencilik Sektöründe Yaşanan İş Kazalarına İlişkin İstatistikler

Madencilik sektörü yüksek iş kazası potansiyeline sahiptir. Sürekli değişen ortam şartlarına uyum sağlanma gerekliliği bu iş kolundaki riskleri attırmaktadır. Madencilik sektörünün bir kolu olan metal cevheri madenciliği de iş sağlığı ve güvenliği açısından yüksek riskler taşıyan sektörler arasındadır.

Çizelge1. Metal cevheri madenciliğinin iş yeri sayısının iş yeri büyüklüğüne göre dağılımı (SGK, 2018).

Faaliyet Kodu	Nace rev 2 sınıflamasına göre faaliyet grupları	İş Yeri Sayısı										Toplam
		İş Yeri Büyüklüğü (İşyerinde Çalıştırılan Sigortalı Sayısı)										
		1-9	10-19	20-29	30-49	50-99	100-249	250-499	500-749	750-999	1000+	
7	Metal Cevheri Madenciliği	597	117	52	72	55	31	12	6	0	0	942

Çizelge 1 incelendiğinde 2014 yılında Türkiye'de metal cevheri madenciliği sektöründe 942 iş yeri olduğu görülmektedir. İş yeri büyüklükleri incelendiğinde ise; 1-9 arası sigortalı çalışanı bulunan iş yeri sayısının 597'ye ulaştığı ve 250'den fazla sigortalı çalışanı olan toplam 18 işyeri bulunduğu anlaşılmaktadır (Brown, 2014).

Çizelge 2. Metal cevheri madenciliği zorunlu sigortalı sayısının işyeri büyüklüğüne göre dağılımı (SGK, 2018).

Faaliyet Kodu	NACE Rev 2 sınıflamasına göre faaliyet grupları	İş Yeri Sayısı										Toplam
		İş Yeri Büyüklüğü (İşyerinde Çalıştırılan Sigortalı Sayısı)										
		1-9	10-19	20-29	30-49	50-99	100-249	250-499	500-749	750-999	1000+	
7	Metal Cevheri Madenciliği	2022	1581	1206	2786	3851	4814	3794	3368	0	0	23422

Metal cevheri madenciliği faaliyet grubundaki toplam sigortalı çalışan sayısının 23422 olduğu görülmektedir (Çizelge 2). 100-249 arası çalışan büyüklüğü olan işyerlerinde 4814 kişi ile en yüksek istihdamın sağlandığı görülmektedir. Genel olarak incelendiğinde ise istihdam yoğunluğunun 50'den fazla çalışanı olan işyerlerinde bulunduğu ortaya çıkmaktadır (SGK, 2018).

Türkiye'de Madencilik Sektörü

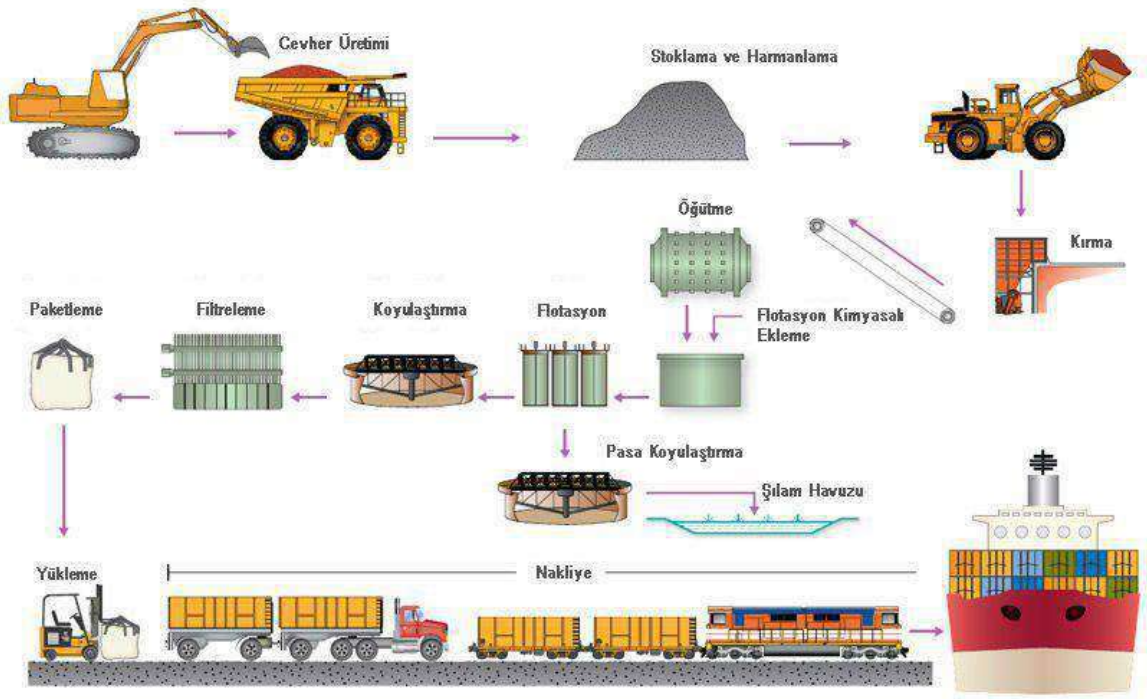
Madencilik faaliyetleri doğal kaynağın bulunduğu yerde gerçekleştirilmesi gerekliliğinden yerel ve bölgesel kalkınmaya katkı sağlayan ve kırsaldan kente olan göçü önleyen bir sektördür. Dünya piyasalarındaki talebin büyüklüğü ve yurt içinde sağlanan üretim hacmi, ülkemizde madenciliğin gerçekleştirdiği ihracat üzerinde belirleyicidir. Türkiye, karmaşık jeolojisi ve tektoniğinin sonucu olarak çok çeşitli maden kaynaklarına sahiptir. Ancak, bu karmaşık jeoloji ve tektonik, aynı zamanda maden yataklarının küçük boyutlu ve çok parçalı olmasının da bir nedenidir (TBMM, 2018).

Maden potansiyeli açısından Türkiye'de bulunan zengin mineral kaynakları bor tuzları, perlit, pomza, feldspat, bentonit, barit, manyezit, sodyum sülfat, kaya tuzu, trona, jips, stronsiyum tuzları, zeolit, olivin, asbest, lületaşı, sepiyolit, profilit, dolomit, kalsit, mermer, fluorit, kuvars-kuvarsit, silis kumu, zımpara, diyatomit, kireçtaşı, linyit, altındır. Önemli sayılabilecek mineral kaynakları; kaolen, boksit, diatomit, alünit, turba, karbondioksit, nefelin siyenit, krom, cıva, antimuan, gümüş, volfram, molibden ve toryumdur (Madencilik Raporu, 2018).

Örnek Cevher Zenginleştirme Tesisi Çalışma Prensibi (Bakır Prosesi)

Bakır zenginleştirme tesislerinde işlenen cevher, farklı minerallerden oluşmuş doğal bir malzemedir. Her bir bakır cevheri birbirinden farklı mineralojik yapıya sahiptir ve kimyasal bileşimleri birbirinden farklılık gösterir. Ayrıca; cevher yatağının coğrafik konumu, iklim koşulları, kimyasal analiz sonuçlarına göre belirlenen değerli ve gang mineral oranları, cevherin büyüklüğü gibi parametreler göz önünde bulundurularak bakır proses tesisine özgü akım şemaları geliştirilmelidir (Hoşten, 2002).

Proses akım şemaları bir tesiste kullanılan işlemlerin sıralarının ve malzeme akışının görsel olarak anlatan çizimlerdir. Genel hatları ile bakır proses tesisinin akım şeması Şekil 1.'deki gibidir. Cevher yatağından uygun metotla çıkarılan cevher, kırma ve öğütme işlemlerinin ardından flotasyon yöntemi ile zenginleştirilir. Susuzlandırma işleminin ardından yüklenerek nakliye edilir (Weiku, 2018).



Şekil 1. Bakır cevher zenginleştirme tesisi akış şeması (Weiku, 2018).

CEVHER ZENGİNLEŞTİRME TESİSLERİNDE İŞ KAZASI VE MESLEK HASTALIĞINA NEDEN OLAN RİSK ETMENLERİ

Dünya genelinde madencilik alanında ölüm, yaralanma ve meslek hastalıklarını önlemek ve sayılarını azaltmak adına birçok alanda iyileştirme ve düzenleme yapılmasına rağmen 30 milyonluk iş gücü ile madencilik sektörü hala en tehlikeli iş kolu olarak anılmaktadır. Madencilik faaliyetleri, dünyadaki iş gücünün %1'ini oluşturmasına rağmen ölümlü iş kazalarının %8 'inden sorumludur. Yaralanmalar konusunda güvenilir veriler bulunmamasına rağmen pnömokonyoz gibi meslek hastalıkları, işitme kayıpları ve titreşimin etkilerinden kaynaklanan rahatsızlıklar madenlerdeki tehlikelerin ciddiyeti konusunda sinyaller vermektedir (Hop vd., 2015).

Hasar, sakatlık, hastalık ve ölüme sebebiyet verebilme potansiyeline sahip her şey tehlike olarak adlandırılır. Cevher zenginleştirme tesislerinde görülen başlıca tehlikeler toz, gürültü, yüksekte çalışma, mekanik, elektrik, kimyasal tehlikeler olarak sıralanabilir (Hop vd., 2015).

Toz

5/11/2013 tarihli Resmi Gazete'de yayımlanan Tozla Mücadele Yönetmeliği'nde toz "işyeri ortam havasına yayılan veya yayılma potansiyeli olan parçacıklar" olarak tanımlanmıştır (TMY, 2013).

İşyerinde toz maruziyeti ;

- Mesleki solunum hastalıklarına,
- Göz, kulak, burun, boğaz ve deride tahrişe,
- Makine ve ekipmanda hasara,
- Görüş mesafesinin zayıflamasına,
- İstenmeyen kokulara sebep olur.

Şekil 2. Kırma Eleme tesisi tozlu çalışma

Cevher zenginleştirme işleminde toz;

- Şekil 2'deki gibi cevherin darbe görmesi, aşınması, kırılması, ve öğütülmesi ile,
- Önceden oluşan tozun yükleme, boşaltım ve transferi sırasında ortama tekrar salınması ile,
- Rüzgar veya makine ve işçilerin hareketiyle varolan tozun devirdaim etmesi ile yayılır (TMY, 2013).

Proses tesislerinde, cevher zenginleştirmenin ilk basamağında kullanılan kırıcıların tamamında toz açığa çıkar. Kırma işleminde kullanılan; çeneli, döner, merdaneli, konik kırıcılar kompresif methodla çalışırken; darbeli kırıcılar darbe etkisi ile boyut küçültmesi gerçekleştirirler. Kompresif kırıcılar, kırma işlemi sırasında kırıcıdan geçen malzemenin parçalanması ve havada asılı kalması ile toz oluşturur. Darbeli kırıcılar ise kaya üzerinde darbe etkisi yaratarak boyut küçültmesi sağlarken bir yandan da oluşan tozu dışarı üfler.

Kırıcılarda toz oluşumunu azaltmak için;

- Deşarj yüksekliğini azaltmak için kırıcı alt açıklığının uygun seviyelerde olmalı,
- Değirmen giriş açıklığını azaltmak için lastik kapaklar veya bölmeler konulmalı,
- Darbeli kırıcılarda, kırıcı içinde oluşan tozun dışarı üflenmesini engellemek için içeri giren hava miktarı azaltılmalıdır.

Kırıcılarda oluşan tozun bastırılması için;

- Su spreyleri,
- Toz toplama sistemleri,
- Elektrostatik presipitatörler kullanılabilir.

Bakır bileşikleri tozları incelendiğinde kanserojen olarak sınıflandırılmamıştır. Bakır tozları ve dumanı solunum yollarını tahriş edebilir. Bakır sülfat çok güçlü bir emetiktir. Bakır sülfat ve klorürün alerjik reaksiyonlara ve deride tahrişe neden olduğu bildirilmiştir. Bakır oksit ise göz ve üst solunum yolu iritantıdır. Endüstriyel maruziyet, mukoza hücrelerinin tıkanıklığına ve nazal septumların delinmesine yol açabilir (Simrac, 2018).

Kırma tesisleri düzenli gözetim gerektirir. Bunun yanında; kırıcı kontrol odalarında ve operatör bölümündeki toz kirliliğinin azaltılması için bu bölümler tamamen kapalı olmalı ve pozitif hava basıncı oluşturmak için temiz hava ile havalandırılmalıdır.

Kırma ünitesinde bulunan, kuru eleme işleminin gerçekleştiği eleklerde de toz oluşumu gözlemlenmektedir. Elekten geçen taneciğin boyutu küçüldükçe oluşan toz miktarı artar. Elekte oluşan toz miktarı azaltılamaz ancak uygun önlemlerle tozun yayılımı engellenebilir.

Eleklerde toz yayılımını engellemek için;

- Tamamen kapalı elek sistemleri kullanımı,
- Elek yanlarının plastik perdelerle kapatılması sağlanabilir (Simrac, 2018).

Tesis bölümünde ise kırıcılar ve elekler dışında diğer bir toz oluşumu ise silolara ve oluklara boşaltımda ve konveyörlerde gerçekleşmektedir. Deşarj yüksekliğinin fazla olması tirbülans oluşturur ve tozları havaya taşır. Konveyör bantlardaki toz oluşumunun azaltılabilmesi için bantlardan, bant çevresine yayılan toz kaçakları engellenmelidir. Bunun sağlanabilmesi için; cevher beslemesinin bandın orta bölümüne yapılmasına, beslenen cevherin yönünün bant hareketiyle aynı olmasına ve besleme hızının bant hızına uygun olmasına dikkat edilmelidir. Bunun yanında, cevherin konveyör bantlardan taşmasını önlemek için süpürgelikler konulabilir. Toz yayılımının engellenmesi için toz perdeleri kullanılabilir. Tesisin dış bölümünde ve taşıma yollarında da rüzgar ve araçların etkisiyle toz yayılabilir.

Alınabilecek önlemler ise;

- Geçiş yolların düzenli bakımı,
- Tozlu bölümlerin su ile bastırılması,
- Araçlar için hız limitlerinin düşürülmesidir (Simrac, 2018).

Gürültü

Gürültü; insanların işitme sağlığını ve duyusunu olumsuz yönde etkileyen, iş verimini azaltan, fizyolojik ve psikolojik dengesini bozan, istenmeyen seslerden oluşan çevre kirliliğidir. Son yıllarda maden ocakları ve cevher zenginleştirme tesislerinde, mekanizasyonun artması ile gürültü işyerlerinde önemli bir sorun haline gelmiştir. Cevher zenginleştirme tesislerinde, en yüksek gürültü oluşumu konveyör, kırıcı ve değirmen çalışmaları sırasında meydana gelmektedir. Çizelge 3'de cevher zenginleştirme tesisindeki makinelerin gürültü düzeylerinin; bilyalı değirmen operatör bölümünde 100 dB (A), pompa operatör bölümünde 89-100 dB (A), konveyör operatör bölümünde 82-113 dB (A) ve çeneli kırıcıdaki operatör bölümünde ise 90-100 dB (A) olduğu görülmektedir (Ediz, 2002).

Çizelge 3. Cevher zenginleştirme tesislerindeki makineler ve gürültü düzeyleri

Makine	Gürültü seviyesi dB (A)	Ölçümün Yapıldığı Yer
Çeneli kırıcı	90-100	Operatör bölümü
Konik kırıcı	92-96	Operatör bölümü
Bilyalı değirmen	100	Operatör bölümü
Konveyörler	82-113	Operatör bölümü
Pompa	89-100	Operatör bölümü
Flotasyon selüleri	63-91	Flotasyon binası

Cevher zenginleştirme tesislerinde gürültü düzeyini azaltmak için;

- Makine periyodik bakım ve kontrollerinin yapılması,
- Makine döner parçalarının düzenli yağlanması,
- Gürültülü makine parçalarının birkaç katlı metal plakalarla kapatılması,
- Mümkün olan yerlerde metal parçalar yerine plastik parçalar seçilmesi,
- Titreşimi engellemek için makinelerin düzgün ve sert zeminlere monte edilmesi,
- Çalışanların çalışma bölümlerinin gürültü kaynağından mümkün olduğunda uzak yerlerde bulunması,
- Çalışanların gürültü maruziyeti konusunda bilinçlendirilmesi,
- Gürültü ölçüm sonuçları ve yapılan işe uygun kişisel koruyucu donanım temin edilmesi ve kullanımının takip edilmesi,
- Çalışanların düzenli odyo testlerinin yapılması ve bunların kayıtları saklanması önemlidir (UÇB, 2018).

Yüksekte Çalışma

Seviye farkı bulunan ve düşme sonucu yaralanma ihtimalinin oluşabileceği her türlü alanda yapılan çalışma yüksekte çalışma olarak kabul edilir. Bir kişinin yüksekten düşmesine sebep olan etmenler;

- Yükü kaldıran yüzeyin desteğinin yetersiz olması,
- Zeminlerin ıslak, yağlı veya kaygan olması,
- Merdivenlerin uygunsuz kullanımı,
- Çalışma yapılan alanda yerde bulunan malzeme veya aletlere takılma,
- Uygunsuz aydınlatma,
- Kötü hava koşulları,
- Düşmeyi önleyici sistemlerin bulunmaması ya da yanlış kullanımı olarak sıralanabilir.

Yüksekte çalışmalar için;

- Yüksekte çalışma talimatı, acil durum ve kurtarma planı hazırlanmalı,
- Buzlu, rüzgarlı ve nemli havalarda çalışmalar ertelenmeli,
- Korkuluk, tırabzan gibi düşmeyi önleyici tedbirler alınmalı (NSW, 2002).

Kapalı Alan Çalışması

Sürekli çalışmaya göre tasarlanmamış, giriş ve çıkışları kısıtlı olan alanlar, kapalı alanlar olarak tanımlanmaktadır. Tehlikeli ya da tehlike oluşma ihtimali olan, ortama giren bir kişiyi yutma tehlikesine sahip bir malzeme ihtiva eden, içeri doğru kapanan kapılar veya aşağı eğimli olan duvarlar ya da içeriye giren bir kişinin boğulmasına ya da içeride kapalı kalmasına neden olabilecek daha küçük bir alana daralan duvarlar, korumasız makineler, açıkta duran kablolar, sıcaklık stresi gibi bilinen sağlık ve güvenlik tehlikelerini taşıyan alanlar gibi özelliklerin bir ya da birkaçına sahip olan bölümler ise giriş izni gerektiren kapalı alanlar olarak nitelendirilmektedir (Atasoy ve Eğrşi, 2012). Bakır cevher zenginleştirme tesislerinde bulunan değirmenler, kırıcılar, silolar ve besleme siloları, mazot tankları kapalı alanlardan bazılarıdır. Atasoy ve Eğri, 2012).

Cevher Hazırlama Tesislerinde Kimyasal İşler ve İş Güvenliği Riskleri

Cevher Zenginleştirme modern endüstriyel üretim süreçleri (flotasyon vb.), kimyasal madde kullanımını gerektirir. Kimyasal maddeler, tüketici mallarının yanı sıra, tarım, imalat, inşaat ve hizmet sektörlerinin de önemli üretim bileşenlerindendir. Bu maddelerin depolanması, kullanımı, üretimi, taşınması veya bertarafı sırasında oluşacak bir aksaklık sonucu meydana gelebilecek bir patlama, yangın

veya yayılım, ağır tahribata yol açabilir. Tehlikeli madde içeren, çok sayıda insanın sağlığını tehdit eden, doğal çevrenin kalıcı olarak veya uzun dönemli kirlenmesine neden olan ve yüksek derecede maddi hasar veren, geniş çaplı acil durum müdahalesi gerektiren yangın, patlama ve toksik yayılım olayları büyük endüstriyel kaza olarak sınıflandırılmaktadır (Baş, 2014).

Tehlikeli Madde Envanterinin Çıkartılması

Büyük endüstriyel tesislerin kimyasal kazaların tehlike kaynakları ve bu kazalar sonucu doğacak riskler çeşitlidir. Bu tür kazaları önlemek ve kontrol altına alabilmek için, sistematik bir şekilde bu tehlike ve risklerin tanımlanması gerekmektedir. Tehlikelerin belirlenmesinde, atılacak ilk adımlardan biri tehlikeli maddelerinin güncel bir envanterini çıkarmaktır. Envanter çalışması ile çalışma ortamındaki potansiyel tehlikeler ve etkileri de ortaya konacaktır. Örneğin; tesis yöneticisi tehlikeli madde ile ilgili aşağıdaki sorulara cevap verebilmelidir (Baş, 2014).

- Ürün, depolama veya kullanım şartlarında, alev alma tehlikesi arz ediyor mu?
- Ürün patlayıcı mı?
- Eğer ürün tutuşur veya bir patlama yaratırsa; bunların insanlar ve yapılar üzerindeki etkileri nelerdir?

Türkiye'de tehlikeli maddelerin sınıflandırılması için esasları ortaya konan 11.12.2013 tarihli ve 28848 sayılı Maddelerin ve Karışımların Sınıflandırılması, Etiketlenmesi ve Ambalajlanması Hakkında Yönetmelik, BEKRA işletmecileri tarafından iyi kavranmalıdır. Tehlikeli madde; madde veya müstahzarın aşağıdaki özellik kategorilerinden en az birisine sahip olduğunu belirtir: toksik, patlayıcı, oksitleyici, patlayıcı, kolayca alevlenebilir, alevlenebilir, zararlı, aşındırıcı ve tahriş edici.

Envanter çıkarmanın en iyi yolu kuruluş içindeki taşıma, depolama alanlarını ve karmaşık proseslerin bulunduğu tesisleri belirlemek, var olan tehlikeli maddeleri not etmektir. Ayrıca satın alma kayıtları da envanterin çıkarılmasında kolaylık sağlar. Envanter, kuruluşta bulundurulan tüm tehlikeli maddelerin (kuruluş içindeki taşıtlarda mevcut olan maddeler dâhil olmak üzere) maksimum miktarının belirlendiğine ilişkin olarak kanıt sunmalıdır. Envanter, kuruluşta bulundurulabileceği en yüksek miktarları ile tüm tehlikeli maddeler için tutulmalıdır (Kimyasalların Güvenli Depolanması Rehberi, ÇSGB). Tehlikeli maddeler; ham madde, ara madde, nihai ürün, yan ürün veya atık şeklinde olabilir. Tehlikeli madde envanteri, kimyasallar ve tehlikeleri hakkında yeterli bilgiye sahip olan teknik bir personel tarafından yeterince zaman ayrılarak titiz bir şekilde hazırlanmalıdır. Bir envanterde tarih, kimyasalın adı, formülü, markası, ambalajı, miktarı (g, kg, mL, L vs.), tehlike sınıfı, âdeti ve depolandığı yer gibi bilgiler bulunmalıdır. Ayrıca envanterin hangi bölüm için yapıldığı, yapan kişinin adı soyadı ve iletişim bilgileri de bulunmalıdır.

İşveren Sorumluluğu

Mevzuat uyarınca, İşletmeciler kuruluşlarında olası tehlikelerden kaynaklanan riskleri önlemek ve risklerini, risk değerlendirmesine göre kabul edilebilir bir seviyeye indirmek zorundadır. İşletmecilerin bu riskleri tanımlamak, analiz etmek, ölçmek ve değerlendirmek için özel yöntem, standart ve araçlara ihtiyacı olacaktır. Dahası, işletmeciler kendi risk değerlendirme süreçlerinin yeterliliği konusunda çalışanları ikna etmek zorundadırlar (Sounsa vd., 2014).

Tüm işletmeciler;

- Büyük kazaları önlemek ve büyük bir kazanın meydana gelmesi durumunda, bunların etkilerini çevre ve insanlara en az zarar verecek şekilde sınırlamak için gerekli tüm önlemleri almakla yükümlüdür.
- İş Güvenliği Mevzuatı yükümlülükleri iş güvenliği hedeflerine ulaşmak için kuşkusuz yerine getirilmelidir.

- Bildirim
- Risk Değerlendirmesi
- Kaza Önleme Politikası - BKÖP
- Domino Etkisi: Bilgi Alışverişi
- Kaza Durumunda Eylem, İletişim ve Raporlamalara önem verilmelidir.

İş Güvenliği Kültürü

İşletmeciler, faaliyetlerini; teknoloji, politikalar, prosedürler ve sistem koşullarına uygun olarak oluşturulan güvenlik kültürüyle tamamlamalıdır. Tesis çalışanlarının (yöneticiler, teknik personel, işçiler) değerleri, tutumları, algıları, yetkinlikleri ve davranışları güvenlik kültürünün oluşmasında etkilidir. Bu kültürün gelişmesinde; kuruluşun tüm operasyonlarının gözetilmesi, somut güvenlik hedeflerinin ortaya konulması ve izlenmesi kritik önem taşır. Çalışanların, güvenlik göstergelerini ve kuruluştaki gelişmeleri bilmeleri ve takip edebilmeleri de önemlidir. Kuruluştaki güvenlik uygulamaları ve değişime ilişkin bilgilerin iletişimi, personelin güvenlik kültürüne sahip çıkmasını güçlendirecektir. Bu bilgiler açık olmalı ve herkes tarafından erişilebilir olmalıdır. Kuruluşun daimi çalışanlarına ek olarak, dış hizmet sağlayıcıları da güvenlik politikaları oluşturulurken dikkate alınmalıdır (Sounsa vd., 2014).

Güvenlik Kültürünün Bileşenleri:

1.Planlama
- Üst düzey yönetim tarafından sahiplenilen ve hesap verilebilir bir çerçeve sağlayan; kuruluşun sorumlulukları ve vizyonunu ortaya koyan politika oluşturulması
- Tehlikelerin belirlenmesi ve kontrolü, acil durumlara müdahaleyi ve yasal standartları takip eden planlamanın ortaya konulması
- Tehlikelerin Belirlenmesi ve Risk Değerlendirmesi süreçlerinin sistematik bir şekilde ele alınması

2. Uygulama
- Planlamada belirlenen hususların uygulanması

3. Kontrol
- Performans değerlendirmesinin gerçekleştirilmesi

4. Geliştirme
- Kuruluşun güvenlik uygulamalarının gözden geçirilmesi ve sürekli iyileştirmesi

METALURJİ TESİSLERİ TEHLİKELERİN BELİRLENMESİ VE RİSK DEĞERLENDİRMESİ (DEMİR ÇELİK ENDÜSTRİSİ)

Demir çelik sanayi, birbirini tamamlayan (entegre) özellikte bir sanayi sektörüdür. Bağımsız olarak çalışabilen ve çeşitli demir-çelik ürünleri üreten alt sektörlerden oluşmaktadır. Bunlar; Uzun Hadde Ürünleri, Yassı Hadde Ürünleri, Vasıflı Çelik Ürünleri, Demir-Çelik Döküm Sanayi, Çelik Borular ve Ferro Alaşımları'dır. Demir çelik sanayi tüm dünyada lokomotif sanayi olarak adlandırılmakta ve gelişmişliğin bir göstergesi olarak kabul edilmektedir. Otomotiv, makine, beyaz eşya, savunma, inşaat ve ulaştırma gibi birçok sektöre ara malı üretmesinden dolayı sektör stratejik bir öneme sahiptir (DÇS, 2018).

Türkiye'de yakın tarihine baktığımız vakit, Türkiye 2000 yılında 15 milyon ton olan ham çelik üretimi ile Dünyada 17. Avrupa'da 6. en büyük Demir Çelik Sektörü unvanına sahip ülke iken, 2009 yılında 25 milyon ton seviyelerine ulaşan üretim ile Dünyanın 10., Avrupa'nın ise 2. en büyük Demir Çelik Sektörü konumuna yükselmiştir. 2010 yılında ise Türk Demir-Çelik üretimi, toparlanan dünya ekonomisine paralel artışa geçerek 2008 yılı üretimini yeniden yakalayarak yeni eklenen kapasitelerin de etkisi ile günümüzde kriz öncesi aylık üretim seviyelerini yakalamış durumdadır. Nitekim ülkemizde 8 Ağustos 2012 tarihli verilerine göre; Türkiye'nin 500 Büyük Sanayi Kuruluş listesinde yer alan demir-çelik

kuruluşlarının sayısı 61 olup söz konusu firmaların üçü ilk 10'da yer almaktadır. Bu firmalardan; Ereğli Demir ve Çelik Fabrikaları T.A.Ş. 7. sırada, İskenderun Demir ve Çelik A.Ş. 8. sırada, İçdaş Çelik Enerji Tersane ve Ulaşım Sanayi A.Ş. 9. sırada yer almaktadır (DÇS, 2018).

Bu durumu daha anlaşılır bir şekilde açıklamak gerekirse 5510 Sayılı Kanun'un 4-1/a Maddesi Kapsamındaki Sigortalılardan İş Kazası Geçiren ve Meslek Hastalığına Tutulan Sigortalı Sayılarının Ekonomik Faaliyet Son yıllarda ise Çin kökenli çelik ürünlerinin gerek yurt içinde gerek ihracat pazarlarımızdaki varlığını artırması, sektörü olumsuz yönde etkilemiştir. Türkiye'de ham çelik üretimi 2012 yılında 35,9 milyon ton ile rekor düzeyde gerçekleşmesine karşılık izleyen yıllarda gerileme eğilimine girmiş ve 2015 yılını 31,5 milyon tonluk üretimle tamamlamıştır. 2016'da ise, yurt içinde ham çelik üretimi fiyatlarındaki gelişmelerin etkisiyle yıllık bazda %5,3 artarak 33,2 milyon tona ulaşmıştır. Yukarıda kısaca bahsettiğimiz üzere ülke genelinde üretimin temelini oluşturan sektörlerden biri olan demir çelik sektörü ülke ekonomisi ve sanayileşmede lokomotif sektör olma özelliğinin yansıra bugün demir-çelik sektöründe faaliyet gösteren yaklaşık 31 bin işyerinde 160 bin kişinin istihdam edilmesi de sektörün önemini bir kez daha gözler önüne sermektedir. Ancak sektörün bu çarpıcı özelliklerinin yanında İş Sağlığı ve Güvenliği mevzuatına göre demir-çelik sektörü çok tehlikeli işler sınıfında yer alması ve sonucunda meydana gelen ciddi meslek hastalıkları ve iş kazaları sektörün maalesef bir başka çarpıcı özelliğini ortaya koymaktadır. Sınıflamasına ve Cinsiyetlerine ilişkin 2016 yılına ait istatiksel verilerde Türkiye' de demir-çelik sektöründe 2016 yılında 16 meslek hastalığı ve ayrıca toplam 13.081 adet iş kazası yaşandığı tespit edilmiştir. Bu sektöre ilişkin başlıca iş kazaları ve meslek hastalığı çeşitleri şunlardır:

Demir Çelik sektöründe sıklıkla karşılaşılan iş kazaları:

- İş ekipmanlarının sebep olduğu kazalar
- Bir veya birden fazla cismin sıkıştırması, ezmesi, batması ve kesmesi
- Çarpışma, çarpma
- Elektrik akımına kapılma
- Yanma
- Yangın
- Parlama/Patlama
- Elle taşıma ve ergonomik risklerin neden olduğu kazalar
- Düşme
- Kayma
- Kişisel faktörlerden kaynaklı iş kazaları

Demir-Çelik sektöründe; Hammadde Manipülasyon, Kok Fabrikaları, Yüksek Fırınlar, Çelik Üretim, Sürekli Dökümler, Ray Profil Haddehanesi, Kontinü Haddehane, Çubuk ve Kangal Haddehanesi, Enerji Tesisleri, Hava Ayrıştırma Tesisleri, Merkez Bakım ve Yapım, Refrakter, Hava Ayrıştırma Tesisleri başta olmak üzere sahanın genelinde bu tip iş kazaları görülmektedir (DÇS, 2018).

Demir Çelik Sektöründe Meslek Hastalıkları

Fiziksel Tehlikelerden Kaynaklanan Hastalıklar

Demir-Çelik sektörü gürültüye maruz kalınan sektörlerin başında gelmektedir. Sektörün prosesi nedeni ile oluşan gürültü desibel değerleri oldukça yüksek çıkmaktadır. Demir-Çelik sektöründe gürültüye neden olan birçok makine, ekipman, tesis ve tesisat mevcuttur. Bunlardan birkaçını sayarsak: stocker makinesi, reclaimer makinesi, kaba-ince kırıcılar makinesi, cevher hazırlama üniteleri, kompresörler, konveyör bantlar, elektrik ark ocakları, haddehaneler, presler, merdaneli öğütücüler, havalandırma fanları gibi daha birçoğunu sayabileceğimiz makine ve ekipmanlar yüksek seviyelerde

gürültüye neden olmaktadır. Bu sektörde çalışanlar gürültü maruziyetine karşı korunamadığı takdirde 10 yıl gibi kısa bir süre içerisinde işitme kaybı ile karşılaşabilme durumu söz konusu olabilir. Ayrıca yüksek ısıya sahip partiküller kulak zarını yakmakta ve bazı ağır materyallerin düşmesi sonucu çıkan ses, kulak zarının yırtılmasına neden olabilmektedir. Bazı büyük makine, ekipman ve tesisatlar yere temas ettikleri için çalışma ortamında sürekli olarak titreşime neden olurlar. Ayrıca bu makine ve ekipmanlarda arıza halinde veya bakım onarımlarının yapılmadığı durumlarda da çalışılması, işçilerin titreşime maruz kalmasına neden olur. Bütün vücudun titreşime maruz kalması bulanık görmeye ve hareketten kaynaklanan baş dönmesine neden olabilir. Elle kullanılan makinaların yarattığı titreşim nedeni ile ise karpal tünel sendromu, raynaud sendromu ve eklemlerde aşınmalar ortaya çıkabilir ve maruziyetin devamı sonunda bu rahatsızlılar kalıcı olabilir. Ayrıca dupuytren kontraktürü ile karşı karşıya kalma riski öğütme ve dövme işleri ile uğraşanlarda görülebilir. Demirin dövülmesi sırasında ve demirin eritilmesi sırasında ise çok yüksek derecede ısı ortaya çıkmaktadır. Her ne kadar eritme işlemi sırasında çok daha yüksek sıcaklıklar görülse de, demir dövme ve şekillendirme sırasında sürekli olarak işlemin gözlenmesi sıcaklıktan daha fazla etkilenilmesine (dikkat dağınıklığı/bulanıklığına) neden olmaktadır. Ayrıca yarı mamul demir çeliğin işlendiği sektörlerde ise Lazer/Plazma tezgâhlarının kullanımı sırasında cildin yanması için gereken lazer güç düzeyinden çok daha azı, göz retinasını tahrip etmek için yeterlidir. Lazer/Plazma ünitelerinde çalışanlar için veya her ne kadar da çalışan gözünü korusa da çevreden geçen işçiler için lazer kullanımı riskli olabilir (Mayhew, 2003).

Kimyasal Tehlikelerden Kaynaklanan Hastalıklar

Özellikle Hammadde Maniplasyon, Kok Fabrikaları, Yüksek Fırınlar, Çelik Üretim ve Sürekli Dökümler bölümlerinde/müdürlüklerinde eriyik metaller ve kok kömür tozu partikülleri çalışanlar için tehlike oluşturabilmektedir. Bu toz ve dumanlara sürekli maruz kalınması astım hastalığına neden olabilir ve bu durum kalıcı bir hal alabilir. Silikaya maruz kalma, daha çok metallerin eritilmesi için kullanılan ocakların bakımı ile ilgilenen ve patlamalı ocaklarla çalışan işçiler arasında görülür ve sonunda silikoz hastalığına yakalanmaya neden olabilir. Polisiklik Aromatik Hidrokarbonlar ise yanmalı işlemler sonucunda ortaya çıkarlar. Genellikle çelik endüstrisinde kömürün kısmen yakılması ile kok elde edilirken kömür katranın zifti bazı uçucuların açığa çıkmasına neden olur. Bunlar havada aerosol ya da buhar şeklinde bulunabilirler. Kısa süreliğine bunlara maruz kalma deride kaşıntılara, müköz zar iltihabına, baş ağrısına, baş dönmesine ve mide bulantısına neden olur. Kok kömürü kullanılan ocaklarda ayrıca, katran ve zift partiküllerinin havaya karışmasına neden olmaktadır. Uzun vadede bu ortama maruz kalan işçiler için akciğer kanserine yakalanma riski sıradan bir insanınkine göre iki kat daha fazladır. Çünkü kok kömüründe bulunan katran ve zift kanserojendir. Demir-çelik endüstrisinde yaklaşık olarak 1500 kimyasal madde kullanılmaktadır. Bunların her biri üretim sürecinin belirli evrelerinde devreye girmektedir. Kömürün yanarak kok haline gelmesi sırasında katran, benzen ve amonyak ortaya çıkmaktadır. Kükürt dioksit ve azot oksit içeren dumanlara maruz kalmak, vanadyum ve diğer metal alaşım katkıları kimyasal pnömoniteye neden olmaktadır. Benzen, toluen ve zaylen gibi kömür ocağı gazında hazır bulunan maddeler solunum yolu rahatsızlıklarına ve merkezi sinir sistemi bozukluklarına neden olurlar. Bunlara uzun yıllar maruz kalma ise kemik iliği hasarlarına, anemiye ve kan kanserine neden olabilir (Nyirenda vd., 2015)

SONUÇ

Cevher Hazırlama ve metalürji tesisleri proses çalışmaları doğrultusunda kazaların tehlike kaynakları ve bu kazalar sonucu doğacak riskler çeşitlidir. Kazaları önlemek ve kontrol altına alabilmek için, sistematik bir şekilde bu tehlike ve risklerin tanımlanması gerekmektedir. Cevher Hazırlama ve Metalürji tesisleri proses çalışmaları doğrultusunda, meydana gelen iş kazalarının sebeplerinin öncelikli olarak: iş ekipmanlarının sebep olduğu kazalar, elle taşıma ve ergonomik risklerin neden olduğu kazalar, yangın, parlama ve patlama risklerinin neden olduğu kazalar analiz edilmelidir. Bu bağlamda; Risk değerlendirmesi sonucuna bağlı olarak, kazaların risklerinin azaltılması ya da istenen eşik değere çekilmesinde;

- Kullanılan tehlikeli maddenin değiştirilmesi (daha az tehlike arz eden madde ile) ya da kullanılan miktarın azaltılması;
- Önleyici eylemlerin artırılması (güvenlik bariyerleri);
- Kaza sonuçlarının şiddetini azaltıcı önlemlerin alınması öne çıkan temel noktalardır.

İşletmeci, risk değerlendirme sürecinde, aşağıdaki temel ilkeleri dikkate almalıdır:

- Risk değerlendirme sürecinin amacı ve hedefi üzerinde anlaşmaya varılması;
- Uygun personel ve araçlarının tanımlanması;
- Yeterli kaynak ve zamanın tesis edilmesi;
- Tarihsel kaza verileri gibi, uygun nitelikteki arka plan bilgisi ve derlenmiş çalışmaların incelenmesi;
- Mevzuatta belirlenmiş olan büyük kaza tanımı.

KAYNAKLAR

Atasoy A. G, Eğri N. (2012). Kapalı Alanlardaki Çalışmalarda İş Sağlığı ve Güvenliği. İş Sağlığı ve Güvenliği Enstitüsü Müdürlüğü. Sayfa: 3-4, 2012.

Baş, D. (2014). Implementation of Article 12 of the Seveso II Directive in Turkey (MSc dissertation, Middle East Technical University).

Brown T.J., (2014). World Mineral Production 2009-2013, British Geological Survey, Natural Environment Research Council, Sayfa:19-20, U.K.

Demir çelik sektörü iş kazası ve meslek hastalıkları, https://www.calismamevzuati.com/2017/11/demir-celik-sektorunde-is-kazalari-ve-meslek-hastaliklari, (Erişim Tarihi: 27/11/2018).

Ediz İ. G., (2002). Madencilikte Gürültüye Bağlı İşitme Kayıplarının İncelenmesi, Türkiye 13. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı (TMMOB Maden Mühendisleri Odası), (Birinci Baskı), Sayfa: 14-15, Zonguldak.

Ernst & Young. (2013). Dünyada ve Türkiye'de Madencilik Sektörü, Sayfa: 2-12. http://www.fenimining.com/upload/dosyalar/m_rapor_1347711063.pdf, (Erişim Tarihi: 13/12/2018).

Güney Marmara Kalkınma Ajansı, Balıkesir İli Maden Potansiyeline Bir Bakış, Sayfa: 6-9, http://gunmarsifed.org/Raporlar/GMKA_Balikesir_Maden_Potansiyeline_Bir_Bakis.pdf, (Erişim Tarihi: 13/12/2018).

Hop S, Vapur H, İSG Yönünden Cevher Hazırlama Proseslerindeki Problemler ve Önerilen Çözümler, Maden İşletmelerinde İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Sempozyumu, İstanbul, 2015. http://cevherhazirlama.com/wp-content/uploads/2016/01/isg-cevher-hazirlama-soner-top.pdf, (Erişim Tarihi: 22.12.2015).

Hoşten Ç., (2002). Cevher Hazırlama ve Zenginleştirme Temel İşlerinin Tasarımı, (İkinci Baskı), Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Sayfa: 2-170, Ankara.

İnternet:
http://www.weiku.com/products/18823627/140mm_forged_steel_grinding_balls_for_%20copper_mine_ores.html,(Erişim Tarihi: 08.12.2018).

Mayhew, C., (2003). 'Health and safety in construction procurement', A Handbook For The Public Sector. NSW, (2002). Department of Mineral Resources, Minerals Industry Safety Handbook Part-4 (Birinci Baskı), Sayfa 90-92.

Nyirenda V, Chinniah Y, Agard B., (2015). ''Identifying Key Factors for an Occupational Health and Safety Risk estimation Tool in Small and Medium-size Enterprises'', IFAC Papers Online 48, 541–6.

SGK İstatistik Yıllıkları: http://www.sgk.gov.tr/wps/portal/tr/kurumsal/istatistikler (Erişim Tarihi: 11.12.2018).

SIMRAC Project Support Services, Hazardous metals in mineral processing plants in South Africa-The risk of occupational exposure, Sayfa: 159-164, http://www.mhsc.org.za/sites/default/files/health603.pdf

Sousa, V., Almeida, N., Dias, L., (2014). ''Risk-based management of occupational safety and health'', Safety Science 66, 75–86.

TBMM, Madencilik Sektöründeki Sorunların Araştırılarak Alınması Gereken Önlemlerin Belirlenmesi Amacıyla Kurulan Meclis Araştırması Komisyonu Raporu, Sayfa: 220- 228, 2010. https://www.tbmm.gov.tr/sirasayi/donem23/yil01/ss544.pdf, (Erişim Tarihi: 10/11/2018).

T.C. Ekonomi Bakanlığı, Madencilik Raporu, Sayfa: 3-21, 2014, http://www.kutso.org.tr/wp-content/uploads/2014/11/madencilik.pdf, (Erişim Tarihi: 18/12/2018).

Tozla Mücadele Yönetmeliği, Resmi Gazete Sayısı: 28812, Resmi Gazete Tarihi: 05.11.2013, T.C. Resmi Gazete, Ankara, 2013.

Uluslararası Çalışma Bürosu Ankara, *İşyerinde Gürültü*, 3-5, http://staging.ilo.org/public/libdoc/ilo/1996/96B09_331_turk.pdf, (Erişim Tarihi: 27/01/2018).

DOĞALTAŞ İŞLEME TESİSLERİNDE GÜRÜLTÜ ÖLÇÜMÜ VE ANALİZİ

MEASUREMENT AND ANALYSIS OF NOISE IN NATURAL STONE PROCESSING PLANTS

Z. Duran [1,*], T. Doğan [2], B. Erdem [2], M. Genç [3]

[1]*Sivas Cumhuriyet Üniversitesi Sivas MYO, 58140, Sivas*
*(*Sorumlu yazar: zduran@cumhuriyet.edu.tr)*
[2]*Sivas Cumhuriyet Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, 58140, Sivas*
[3]*Turgut Özal Üniversitesi Hekimhan Mehmet Emin Sungur MYO, 44400, Malatya*

ÖZET

Gürültü, denetimi zor ve meslek hastalığı bakımından hasar potansiyeli büyük bir çevre kirliliği unsurudur. Bu çalışmada Sivas ve çevresinde faaliyet gösteren yedi adet doğaltaş işleme tesisinde gürültü ölçümü alınmış, sonuçları değerlendirilmiş, frekans-gürültü ilişkileri ortaya çıkarılmıştır. Gürültü düzeyleri en yüksek makineler; kafa kesme/yan kesme, köprülü kesim, S/T, dar silim, eskitme, katrak ve ebatlama/honlama makineleridir. Gürültü değerleri en düşük makineler ise dolgu/güçlendirme makineleri, plaka silim ve pah kırma makineleridir. Ölçüm yapılan makineler ve tesis ortamı dikkate alındığında, en yüksek gürültü düzeyine ait frekans aralıkları çoğunlukla 1250 Hz - 5000 Hz arasında olup, 3150 Hz civarında yoğunlaşmıştır. Dolayısıyla tesis ortamındaki sesler, genel olarak ince ses olarak tanımlanabilmektedir. Doğaltaş işleme tesislerindeki çalışma bölgelerinden dolgu/güçlendirme makinelerinde çalışan personel hariç, diğer bölgelerde çalışanlar en düşük maruziyet eylem değeri olan 80 dBA'den daha yüksek gürültü düzeyine maruz kalmışlardır. Doğaltaş işleme tesislerinin süreçleri benzer olmasına rağmen makinelerin gürültü değerlerinde önemli farklılıklar ortaya çıkmaktadır. Bu farkın temel nedenleri arasında tesislerdeki makine yerleşim planlamasının değişkenlik göstermesi ve gürültü düzeyleri yüksek olan makinelerin diğer makinelerle aynı bölmelerde bulunması sayılabilir.

Anahtar Sözcükler: Gürültü maruziyeti, ⅓ oktav bant frekansı, spektral analiz, doğaltaş işleme fabrikası.

ABSTRACT

Noise is a major environmental pollution component that is difficult to control and has the potential for damage in terms of occupational disease. In this study, noise measurements were taken in seven natural stone processing plants operating in Sivas and its surroundings, the results were evaluated, and the frequency-noise relations were revealed. Machines with the highest noise levels are head cutting/side cutting machines, bridge saw, block cutting machines, small surface grinding machines, marble ageing machines, gang saw and sizing/honing machines. The machines with the lowest noise levels are void filling machines, slabs waxing machines and chamfering machines. When the machines and the plant are taken into consideration the frequency ranges for the highest noise levels are mostly between 1250 Hz - 5000 Hz and concentrated around 3150 Hz. Thus, in general, the sounds in the plant environment can be defined as thin. Employees in other regions were exposed to a noise level of more than 80 dBA, which is the lowest exposure action value, except for the personnel working in the filling/reinforcement machines of natural stone processing plants. Although the processes in natural stone processing plants are similar, there are significant differences in noise levels of machines. The main reasons for this difference are the machine layout planning in the plants and the placement of machines with high noise levels along with low-noise machines in the same compartments.

Keywords: Noise exposure, ⅓ octave band frequency, spectral analysis, natural stone processing plant.

GİRİŞ

Günümüzde madencilik sektöründe artan teknoloji ve üretim kapasitelerinden dolayı gürültü en önemli fiziksel risk etkenlerinden birisi olmuştur. Ülkemiz doğaltaş rezervi ve kalitesi açısından oldukça zengin olan bir ülkedir. Doğaltaş ocağı ve işlemeciliği, ülkemizde yoğun insan gücüne dayanarak yapılmaktadır ve ülkemizde irili ufaklı birçok doğaltaş ocağı ve işleme tesisi bulunmaktadır. Doğaltaş işleme tesislerinde çalışanlar diğer madencilik faaliyetlerine göre gürültünün zararlı etkilerine daha fazla maruz kalmaktadır.

Yapılan çalışmalarda Amerika Birleşik Devletleri'nde (ABD) yaklaşık 10 milyon işçinin tehlikeli gürültü seviyesi (>85 dBA) tehdidi altında olduğu ve her gün 4 milyon işçinin gürültüye maruz olduğu bildirilmektedir. ABD'de işitme kaybı tehdidi altında çalışan işçiler en çok madencilik, inşaat ve imalat sektörlerinde çalışmaktadırlar (WEB 1, 2019).

Sağlıklı genç insan 20 Hz – 20000 Hz frekans aralığındaki sesleri duymakla birlikte insan kulağı tüm frekanslara eşit bir şekilde duyarlı değildir (OSHA, 2013; FHWA, 2018). İnsan kulağının en hassas olduğu frekans aralığı 1000 Hz ile 5000 Hz (Brüel and Kjaer, 1978; May, 2000) ve 500-4000 Hz (Dobie ve Hemel, 2004; WEB2, 2019) arasındaki bölgedir. İnsan kulağının işitebildiği frekans aralıklarını düşük, orta ve yüksek frekans aralığı olarak tanımlamak için literatürde çeşitli yaklaşımlar bulunmaktadır. 200 Hz'den düşük frekanslı sesleri düşük frekanslı ses (Bolin vd., 2011; Alves vd., 2015; Drew vd., 2017), 250 Hz'den düşük frekanslar düşük frekanslı ses, >250 Hz – 2000 Hz arası frekanslar orta frekanslı ses, >2000 Hz frekans yüksek frekanslı ses (Bıçakcı, 2011; BRD, 2017; WEB3, 2019) ve >1500 Hz frekans yüksek frekanslı ses olarak adlandırmışlardır (Kaymak vd., 2006).

Yüksek frekanslı sesler, düşük frekanslı seslere göre çalışanlar üzerinde daha fazla işitme kayıplarına sebep olmaktadır (Güler ve Çobanoğlu, 2001; Erdoğan, 2016). Düşük frekanslı sesler yorgunluk hissi oluşturarak yoğunlaşma bozukluklarına yol açmaktadır (Bilgili ve diğ., 2011). Bu frekans aralığındaki seslerin konsantrasyon bozukluğu, yüksek tansiyon, geçici hafıza kaybı, kulaklarda basınç, tüm vücudu etkileme, kalp ritim bozukluğu, artan tükürük seviyeleri ve uyku bozukluğu gibi ciddi problemlere de yol açabileceği (Leventhall, 2003; Waye, 2004; Roberts, 2010; Bolin vd., 2011; Drew vd., 2017), yüksek frekanslı sesler ise kişisel duyarlılığa ve yaşlılığa bağlı olarak yüksek tansiyon, yorgunluk, işitme kaybı, baş ağrısı, kulak çınlaması, baş dönmesi ve mide bulantısı gibi etkilerinin olduğu ifade edilmektedir (Reinhold vd., 2014; WEB 4, 2019). Manşonlu kulaklıklar 500 Hz ve üzerindeki orta ve yüksek frekanslarda kulak tıkacına göre daha etkili yalıtım sağlamakta ve gürültü şiddetini 40-50 dB azaltmaktadır (İlgürel, 2013).

Sesin frekansını belirlemek için A ve C ağırlıklı ses değerlerine bakılarak frekans aralığı genel olarak alçak frekanslı (dBC – dBA ≥ 2), geniş bant eşit ses seviye frekanslı (dBC – dBA = 0) ve genel olarak yüksek frekanslı (dBC – dBA ≤ 2) olarak tanımlanabilir (Bilgili vd., 2011). Ayrıca belirli tipteki yüksek ve alçak frekanslar, A filtresi ağırlıklı saptamadan daha rahatsız edici ve zararlı olabilmektedir. Bu nedenle alçak ve yüksek frekans içeren gürültülerin incelenmesinde; Dünya Sağlık Örgütü, A ağırlıklı ölçüme ek olarak C ağırlık ölçüm de tavsiye etmektedir (Bilgili vd., 2011 ve Özçetin, 2011). Ek olarak; A ağırlıklandırma filtresi genel amaçlı gürültü ölçümlerinde yaygın biçimde kullanılırken C ağırlıklandırma filtresi, insan kulağının çok gürültülü seslere verdiği tepki ile daha uyumludur. İnsan kulağının duyabileceği en düşük ses basınç seviyesi (SPL) 0 dB, aşırı gürültü ses basınç seviyesi 120 dB'dir (Bilgili vd., 2011; Özmen, 2014; WEB 5, 2019). Kısa süre içerisinde (1 s) yükselip, daha sonra alçalan seslerin değerlendirilmesinde eşdeğer sürekli ses seviyesi (L_{eq}) yeterli bilgiyi sağlayamadığı için ses maruziyet seviyesi (SEL) dikkate alınmalıdır (Bernard, 1975; WEB6, 2019).

Aukour ve Al-Qinna (2008), Ürdün'de bir mermer fabrikasında vardiyada ses seviyesi ölçüm cihazları ve gürültü dozimetrelerini kullanarak 15 dk boyunca gürültü ölçümü yapmışlardır. Buna göre; sekiz saatlik bir referans döneme normalize edilen günlük maruziyet değerini ($L_{EX\text{-}8h}$) 100 dBA olarak

hesaplamışlardır. Ayrıca mermer fabrikalarının insanların yoğun olduğu bölgelerin en az 100 metre uzağında kurulması gerektiğini belirtmişlerdir.

Şengün vd. (2012), doğaltaş işleme teknolojisinde kullanılan iş makinelerinin kayaç özelliklerine göre gürültü seviyelerini belirlemişler ve en yüksek gürültü seviyesini andezit ve bazalt kayacının kesimi sırasında meydana geldiğini söylemişlerdir. İşleme makinelerinin kullanımı sırasında dairesel testereler ile mermer kesme işlemleri sırasında oluşan gürültünün şiddeti kesilen mermerin fiziksel ve mekanik özelliklerine bağlı olarak değişmektedir yorumunda bulunmuşlardır. Çınar ve Şensöğüt (2015), Konya ve civarında faaliyet gösteren iki mermer fabrikasından gürültü ölçümleri yapmışlardır. Buna göre; İşletme 1 ve 2'de yaptıkları 10 farklı ölçüm noktasında en yüksek gürültü kaynaklarının sırasıyla Ebatlama-3 (96,74 dBA) ve Yatay Yarma Makinası (94,44 dBA) olduğunu, en düşük gürültü kaynaklarının sırasıyla (89,55 dBA) Silim-2 makinası ve Katrak Makinası (87,51 dBA) olduklarını hesaplamışlardır. Taştan (2016), birbirinden farklı özelliklere sahip on sekiz granit fabrikasında gürültü ölçümü yapmıştır. Buna göre yaptığı ölçümler sonucu granit fabrikalarında gürültünün iş sağlığı ve güvenliği açısından risk oluşturduğunu ifade etmiştir. Jain vd. (2017), Hindistan'ın kuzeybatısındaki Rajasthan eyaletinde otuz mermer fabrikasında çalışanlara işitme test analizleri yapmışlardır. Buna göre; bu fabrikalarda çalışanların %46,7'sinde gürültüye bağlı işitme kaybı tespit ettiler. Lindawati vd. (2018), Endonezya'daki Güney Aceh eyaletinde bulunan bir mermer fabrikasında S/T makinesi boşta çalışırken gürültü değerini 94 dBA, kesim işlemi sırasında 96 dBA ölçmüşlerdir.

SAHA ÇALIŞMASI

Materyal ve Metot

Bu çalışmada gürültü maruziyeti ölçümleri, TS EN ISO 9612-2009 "Akustik-Mesleki Gürültü Maruziyetinin Belirlenmesi-Mühendislik Metodu" ile TS 2607 ISO 1999 "Akustik-İş Yerinde Maruz Kalınan Gürültünün Tayini Ve Bu Gürültünün Sebep Olduğu İşitme Kaybının Tahmini" standartlarına uygun olarak gerçekleştirilmiştir. Her iki standartta da gürültüye maruziyet düzeyinin değerlendirilmesi için sekiz saatlik bir referans döneme ($L_{EX\text{-}8h}$) normalize edilen günlük maruziyet değerinin hesaplanmasına dayalı olarak, frekans ağırlıklı ses basıncı değerlerinin karelerinin toplamının (RMS) karekökü tanımlanmış ve gürültü maruziyeti değerlendirmesine yönelik frekans-gürültü ilişkisi de çalışılmıştır.

Ölçümler Çevre ve Şehircilik Bakanlığı'nın "Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği'nde yer alan tüm gürültü ölçümleri için uygun olan yüksek hassasiyete sahip Tip-1 gürültü seviyesi ölçüm cihazı kullanılarak gerçekleştirilmiştir (Svantek, 2013). Gürültü ölçüm cihazı IEC 61672-1: 2002 Standardında öngörülen gereklilikleri de karşılamakta olup frekans analizi için dâhili ⅓ oktav bant filtresi bulunmaktadır. Gürültü ölçümleri üç ayrı profil tanımlanarak A, C ve Z (doğrusal) frekans ağırlıklandırması ile gerçekleştirilmiştir.

Gürültü Ölçümü ve Değerlendirilmesi

Gürültü ölçümleri Sivas ve çevresinde bulunan yedi adet doğaltaş işleme tesisinde gerçekleştirilmiştir. Ölçümler, gürültü-titreşim analizlerini yapmada kullanılan bir paket program (Svantek, 2017) aracılığıyla analiz edilmiş, ölçümlerin ⅓ oktav frekans-gürültü ilişkileri çıkarılmış ve sonuçlar Çizelge 1'de verilmiştir. Doğaltaş işleme tesislerinde ölçüm alınan makineler aşağıda verilmiştir. Bunlar; katrak, köprülü kesim, plaka silim, S/T, dolgu ve güçlendirme, eskitme, kafa kesme/yan kesme, ebatlama, honlama, pah kırma, dar silim makineleri ile tesis ortamlarından oluşmaktadır. Doğaltaş işletme tesislerinde alınan gürültü ölçümlerinin değerlendirilmesi ile aşağıdaki sonuçlara varılmıştır.

a) Doğaltaş işleme tesislerine yapılan ölçümler sonucunda gürültü değerleri en yüksek makineler; kafa kesme/yan kesme, S/T ve ebatlama/honlama makineleridir.

b) Gürültü değerleri en düşük makinler ise; dolgu ve güçlendirme makineleri, plaka silim ve pah kırma makineleridir.
c) Katrak makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 10 dBA civarındadır. Gürültü düzeyi en yüksek olan C doğaltaş işleme tesisi 94,4 dBA iken, gürültü düzeyi en düşük 84,4 dBA ile E doğaltaş işleme tesisidir.
d) Köprülü kesim makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 16 dBA civarındadır. Gürültü düzeyi en yüksek olan D doğaltaş işleme tesisi 103,3 dBA iken, gürültü düzeyi en düşük 87,5 dBA ile C doğaltaş işleme tesisidir.
e) Plaka silim makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 2 dBA civarında olup gürültü düzeyleri 87 dBA civarındadır.
f) S/T makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 6 dBA civarındadır. Gürültü düzeyi en yüksek olan B doğaltaş işleme tesisi 100,8 dBA iken, gürültü düzeyi en düşük 94,3 dBA ile E doğaltaş işleme tesisidir.
g) Dolgu/güçlendirme makinelerinde çalışan personel hariç, diğer çalışma bölgelerinde çalışanlar en düşük maruziyet eylem değeri olan 80 dBA'dan daha yüksek gürültü düzeylerine maruz kalmışlardır.
h) Eskitme makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 2 dBA civarında olup gürültü düzeyleri 97 dBA civarındadır.
i) Kafa kesme/yan kesme makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 8 dBA civarındadır. Gürültü düzeyi en yüksek olan B doğaltaş işleme tesisi 99,0 dBA iken, gürültü düzeyi en düşük 91,5 dBA ile F doğaltaş işleme tesisidir.
j) Ebatlama/honlama makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 7 dBA civarındadır. Gürültü düzeyi en yüksek olan E doğaltaş işleme tesisi 99,0 dBA iken, gürültü düzeyi en düşük 92,7 dBA ile C doğaltaş işleme tesisidir.
k) Pah kırma makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 3 dBA civarında olup gürültü düzeyleri 87 dBA civarındadır.
l) Dar silim makinesindeki gürültü düzeyleri arasındaki fark 12 dBA civarındadır. Gürültü düzeyi en yüksek olan D doğaltaş işleme tesisi 97,0 dBA iken, gürültü düzeyi en düşük 86,2 dBA ile C doğaltaş işleme tesisidir.
m) Doğaltaş işleme tesislerinin süreçleri benzer olmasına rağmen makinelerin gürültü değerlerinde önemli farklılıklar ortaya konulmuştur. Bu farkın temel nedeni, tesislerde kullanılan cihaz ve ekipman değişiklikleri ile makine yerleşim planından kaynaklanmaktadır.
n) Ölçüm yapılan tüm doğaltaş işleme tesislerinde çalışanların maruz kaldığı baskın frekans aralıkları değişkenlik göstermektedir (Çizelge 1). Doğaltaş işleme tesislerinde ölçüm yapılan tüm makinelerde ve fabrika ortamına bakıldığında maksimum gürültü düzeyinin frekans aralıklarının çoğunlukla 1250-5000 Hz arasında olduğu ve 3150 Hz frekans bölgesinde yoğunlaştığı görülmektedir. Baskın frekans aralıklarının düşük frekans aralığında olduğu doğaltaş işleme tesisi bulunmamaktadır.
o) Baskın frekansın yüksek frekans aralığında olduğu G doğaltaş işleme tesisindeki dar silim makinesinde (3150 Hz) zamana bağlı frekans analizi Şekil 1'de verilmiştir. Dar silim makinesinde maruziyet sınır değeri olan 85 dBA ve üzerinde gürültü düzeyi 2000 – 4000 Hz arasında değişmektedir.
p) Baskın frekansın orta frekans aralığında olduğu C doğaltaş işleme tesisinde plaka silim makinesinde (800 Hz) zamana bağlı frekans analizi Şekil 2'de verilmiştir. Plaka silim makinesinde maruziyet sınır değeri olan 85 dBA ve üzerinde gürültü düzeyi 800 Hz'dir.
q) Tüm doğaltaş işleme tesislerinde dBC ile dBA arasındaki fark 2 dB'den az olduğu için sesler genel olarak yüksek frekanslı olup ince ses olarak tanımlanabilmektedir.
r) Doğaltaş işleme tesislerinde genel olarak ses basınç seviyeleri (SPL), eşdeğer gürültü düzeyine (Leq) eşit ve/veya daha düşüktür.
s) Dolgu/güçlendirme makinelerinde çalışanlar hariç diğer tüm makinelerde çalışanlar çalışma sürelerinin neredeyse tamamında maruziyet sınır değeri olan 85 dBA'dan daha yüksek gürültüye maruz kalmaktadırlar.

t) Doğaltaş işleme tesislerinde; ses maruziyet seviyesi (SEL) 90,3 dBA ile 124,8 dBA arasında değişmektedir.

Çizelge 1. Doğaltaş işleme tesislerinde gürültü ölçüm sonuçları

Makine	Firma Kodu	Ölçüm süresi sa:dk:sn	Filtre, detektör	L_{tepe} (dB)	L_{max} (dB)	L_{min} (dB)	SPL (dB)	L_{eq} (dB)	SEL (dB)	L_{10} (dBA)	L_{50} (dBA)	L_{90} (dBA)	L_{99} (dBA)	$L_{EX,8h}$ (dBA)	σ (dBA)	Baskın frekans (Hz)
Katrak	A	00:04:15	A, Hızlı	107,2	94,3	86,5	87,9	88,8	112,8	90,2	88,6	87,1	86,1	88,5	2,0	5000
			C, Hızlı	107,2	95,6	88,0	89,3	90,2	114,3	91,5	90,1	88,6	87,7	89,9	2,0	
			Z, Hızlı	107,8	95,8	88,5	89,8	90,8	114,8	92,0	90,6	89,2	88,2	90,5	2,0	
	B	00:05:23	A, Hızlı	109,1	95,1	85,8	88,7	88,6	113,6	90,0	88,2	87,0	86,1	88,3	2,0	2000 - 3150
			C, Hızlı	109,1	96,0	86,8	89,8	89,5	114,5	90,9	89,1	88,0	87,1	89,2	2,0	
			Z, Hızlı	109,4	96,7	88,1	91,0	90,7	115,6	92,0	90,3	89,2	88,3	90,4	2,0	
	C	00:03:40	A, Hızlı	110,7	98,1	92,8	94,3	94,7	118,1	95,9	94,5	93,3	92,9	94,4	2,3	630
			A, Hızlı	110,7	98,1	92,8	94,3	94,7	118,1	95,9	94,5	93,3	92,9	94,4	2,0	
			Z, Hızlı	110,8	98,5	94,3	95,7	96,0	119,4	96,9	95,9	95,0	94,0	95,7	2,0	
	D	00:07:06	A, Hızlı	108,0	96,9	82,9	91,6	89,3	115,6	91,4	89,1	86,0	83,4	89,0	2,0	4000
			A, Hızlı	108,0	96,9	82,9	91,6	89,3	115,6	91,4	89,1	86,0	83,4	89,0	2,0	
			Z, Hızlı	108,1	97,2	84,4	91,7	89,5	115,8	91,5	89,2	86,4	84,8	89,2	2,0	
	E	00:03:42	A, Hızlı	106,0	88,7	82,8	84,1	84,5	107,9	85,6	84,4	83,2	82,6	84,2	2,0	4000
			A, Hızlı	106,0	88,7	82,8	84,1	84,5	107,9	85,6	84,4	83,2	82,6	84,2	2,0	
			Z, Hızlı	105,9	94,7	85,0	86,7	86,7	110,1	87,7	86,5	85,5	85,0	86,4	2,0	
Köprülü kesim makinesi	A	00:05:44	A, Hızlı	113,6	102,7	79,7	88,3	92,8	118,2	95,9	91,9	82,8	80,2	92,5	2,1	2500 - 3150
			C, Hızlı	113,2	101,2	84,3	90,2	92,5	117,9	95,1	91,8	86,9	85,2	94,5	2,1	
			Z, Hızlı	113,7	102,0	85,0	91,0	93,5	118,8	95,9	92,8	88,0	86,0	93,2	2,0	
	B	00:04:48	A, Hızlı	115,9	105,5	87,7	91,6	95,9	119,9	98,4	95,0	91,1	88,7	95,6	2,1	1600 - 3150
			C, Hızlı	115,9	104,2	89,7	92,0	95,3	119,3	97,5	94,7	91,8	90,2	95,1	2,0	
			Z, Hızlı	116,9	105,0	90,2	92,5	96,2	120,1	98,4	95,4	92,5	90,9	95,9	2,0	
	C	00:04:42	A, Hızlı	106,1	94,1	80,9	84,0	87,8	112,3	89,8	87,9	83,1	81,5	87,5	2,0	800
			A, Hızlı	106,1	94,1	80,9	84,0	87,8	112,3	89,8	87,9	83,1	81,5	87,5	2,0	
			Z, Hızlı	107,1	95,2	83,5	87,7	89,0	113,5	90,9	89,0	85,3	84,0	88,7	2,0	

			A, Hızlı	118,9	107,6	92,5	95,2	103,5	125,9	106,4	103,5	95,0	93,4	103,3	2,0	
	D	00:02:52	A, Hızlı	118,9	107,6	92,5	95,2	103,5	125,9	106,4	103,5	95,0	93,4	103,3	2,0	4000
			Z, Hızlı	120,6	107,8	92,6	94,7	103,9	126,3	106,7	104,0	94,6	93,2	103,7	2,0	
			A, Hızlı	110,2	94,9	82,7	86,8	86,5	111,8	88,3	86,1	84,2	82,9	86,2	2,0	
	A	00:05:36	C, Hızlı	110,8	98,1	86,0	91,1	89,6	114,9	91,3	89,2	87,6	86,5	89,4	2,0	3150
Plaka silim			Z, Hızlı	111,1	98,7	86,7	93,2	90,4	115,7	92,2	90,0	88,1	86,9	90,2	2,0	
			A, Hızlı	109,2	95,7	84,7	89,5	88,8	114,0	91,7	87,6	86,0	85,0	88,5	2,1	
	C	00:05:32	C, Hızlı	108,4	97,2	85,8	90,2	90,2	115,4	93,4	88,8	87,0	86,2	90,0	2,0	800
			Z, Hızlı	110,3	97,5	86,0	90,6	90,5	115,7	93,6	89,2	87,4	86,6	90,2	2,0	

Makine	Firma Kodu	Ölçüm süresi sa:dk:sn	Filtre, detektör	Ltepe (dB)	Lmax (dB)	Lmin (dB)	SPL (dB)	Leq (dB)	SEL (dB)	L10 (dBA)	L50 (dBA)	L90 (dBA)	L99 (dBA)	LEX, 8h (dBA)	σ (dBA)	Baskın frekans (Hz)
			A, Hızlı	113,3	101,3	90,4	94,4	96,1	121,0	98,3	95,7	93,1	91,0			
	A	00:05:12	C, Hızlı	113,3	100,8	93,7	96,8	97,0	121,9	98,4	96,8	95,4	94,2	96,7	2,0	3150 - 4000
			Z, Hızlı	113,9	101,4	94,3	97,3	97,7	122,7	99,2	97,5	96,1	94,8	97,4	2,0	
			A, Hızlı	120,7	107,1	92,5	93,3	101,1	127,0	102,8	101,4	94,7	93,0	100,8	2,1	
	B	00:06:36	C, Hızlı	120,7	106,8	92,3	92,7	102,1	128,1	105,0	102,0	96,4	92,8	101,8	2,0	3150
			Z, Hızlı	121,3	107,6	92,7	93,0	103,1	129,0	105,9	102,9	97,0	93,2	102,8	2,0	
			A, Hızlı	115,9	103,8	94,9	97,3	98,8	123,9	100,7	98,4	96,8	95,6	98,6	2,0	
	C	00:05:23	C, Hızlı	115,5	102,9	94,6	96,7	98,2	123,3	99,9	97,8	96,3	95,3	97,9	2,0	1250 - 3150
S/T Makinesi			Z, Hızlı	115,8	103,1	94,9	97,0	98,5	123,6	100,2	98,2	96,6	95,6	98,2	2,0	
			A, Hızlı	112,1	99,6	92,7	93,9	96,8	102,8	99,5	96,5	93,3	92,4	96,5	2,1	
	D	00:04:04	A, Hızlı	112,1	99,6	92,7	93,9	96,8	102,8	99,5	96,5	93,3	92,4	96,5	2,1	2500
			Z, Hızlı	112,1	99,9	93,5	94,7	97,3	103,3	99,6	96,7	94,3	92,4	97,1	2,0	
			A, Hızlı	114,8	104,4	83,1	83,5	94,6	119,3	96,4	94,5	87,8	83,9	94,3	2,1	
	E	00:04:52	A, Hızlı	114,8	104,4	83,1	83,5	94,6	119,3	96,4	94,5	87,8	83,9	94,3	2,1	3150
			Z, Hızlı	115,2	103,6	82,9	83,5	94,2	118,8	95,9	94,3	87,4	83,8	93,9	2,1	
			A, Hızlı	115,9	103,8	89,2	90,2	100,0	122,9	102,0	100,4	93,1	89,9	99,8	2,1	
	F	00:03:16	C, Hızlı	115,9	102,5	89,2	89,9	98,8	121,6	100,8	99,1	92,6	89,7	98,6	2,1	3150
			Z, Hızlı	117,1	103,1	89,5	90,3	99,6	122,5	101,6	99,9	93,1	90,1	99,3	2,1	
		00:05:08	A, Hızlı	123,8	107,7	89,3	96,6	98,5	123,4	100,4	98,3	94,6	91,1	98,2	2,0	

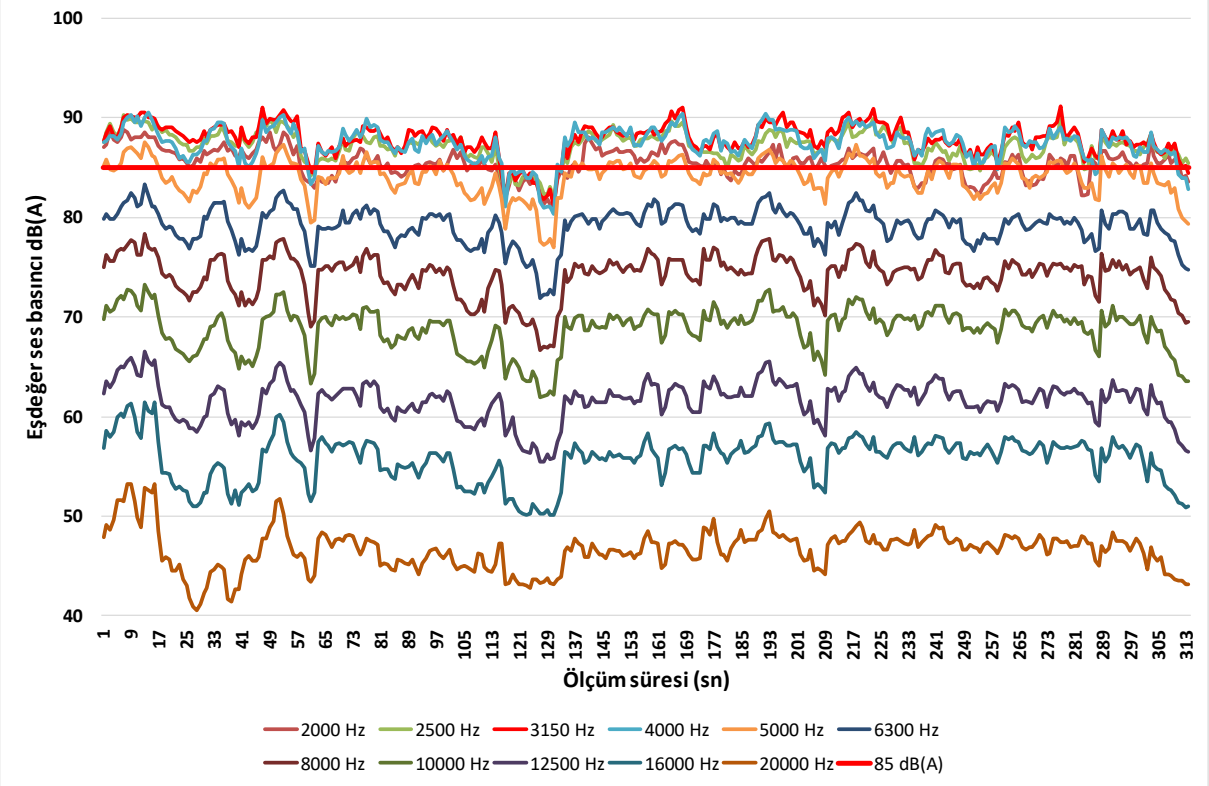
	G		C, Hızlı	124,8	110,7	89,1	95,6	97,6	122,5	99,3	97,3	94,0	90,9	97,3	2,0	3150 - 2500
			Z, Hızlı	124,5	110,9	89,6	96,2	98,1	123,0	99,8	97,8	94,6	91,3	97,9	2,0	
Dolgu/ Güçlendirme	A	00:05:10	A, Hızlı	107,9	93,6	71,4	78,5	79,9	107,7	81,7	78,3	76,5	73,6	79,6	2,0	3150
			C, Hızlı	107,9	95,3	80,6	87,2	87,4	115,2	88,9	87,2	85,2	82,3	87,2	2,0	
			Z, Hızlı	109,6	98,6	83,6	91,3	91,5	119,3	93,8	91,0	88,2	85,3	91,2	2,0	
	B	00:02:52	A, Hızlı	93,8	80,8	62,4	64,5	68,0	90,3	69,6	66,9	64,6	63,1	67,7	2,0	600
			A, Hızlı	93,8	80,8	62,4	64,5	68,0	90,3	69,6	66,9	64,6	63,1	67,7	2,0	
			Z, Hızlı	103,0	96,9	70,2	71,6	79,0	101,3	80,9	74,2	71,5	70,0	78,7	2,1	
Eskitme Makinesi	B	00:04:26	A, Hızlı	118,0	101,8	95,0	99,6	99,3	123,5	100,1	99,3	98,3	96,4	99,0	2,0	3150
			C, Hızlı	118,0	106,6	97,8	101,6	101,6	125,8	103,4	101,2	99,6	98,1	101,3	2,0	
			Z, Hızlı	118,6	107,3	99,2	102,4	102,4	126,6	104,2	102,0	100,5	99,5	102,1	2,0	
	E	00:03:13	A, Hızlı	113,2	98,9	92,4	92,6	97,2	120,0	98,6	97,5	93,2	92,1	96,9	2,0	3150
			A, Hızlı	113,2	98,9	92,4	92,6	97,2	120,0	98,6	97,5	93,2	92,1	96,9	2,0	
			Z, Hızlı	115,4	103,3	97,4	98,5	101,9	124,8	102,9	102,3	98,6	97,4	101,7	2,0	

Makine	Firma Kodu	Ölçüm süresi sa:dk:sn	Filtre, detektör	L_{tepe} (dB)	L_{max} (dB)	L_{min} (dB)	SPL (dB)	L_{eq} (dB)	SEL (dB)	L_{10} (dBA)	L_{50} (dBA)	L_{90} (dBA)	L_{99} (dBA)	$L_{EX,8h}$ (dBA)	σ (dBA)	Baskın frekans (Hz)
Kafa kesme/yan kesme	A	00:04:11	A, Hızlı	118,0	105,1	86,1	93,2	96,7	120,6	101,0	93,0	89,1	86,6	96,4	2,0	3150 - 4000
			C, Hızlı	118,0	105,5	88,3	93,7	96,0	119,9	99,7	93,3	90,8	88,9	95,7	2,0	
			Z, Hızlı	118,5	105,9	88,8	94,4	96,8	120,7	100,6	94,0	91,4	89,6	96,5	2,0	
	B	00:04:10	A, Hızlı	118,7	106,4	88,9	93,0	99,3	123,3	103,1	95,7	93,0	89,5	99,0	2,0	3150 - 4000
			C, Hızlı	118,7	106,3	89,4	93,8	99,8	123,8	103,2	97,2	93,5	90,2	99,5	2,0	
			Z, Hızlı	119,7	107,2	89,8	94,2	100,6	124,6	104,0	97,8	94,0	90,6	100,3	2,0	
	C	00:04:55	A, Hızlı	121,5	102,2	89,9	95,1	93,3	118,0	95,3	92,6	91,4	90,6	93,0	2,0	1250 - 3150
			C, Hızlı	120,9	101,1	89,8	94,8	93,0	117,7	94,7	92,6	91,4	90,6	92,8	2,0	
			Z, Hızlı	121,4	101,6	90,1	95,2	93,4	118,1	95,2	93,0	91,7	90,8	93,1	2,0	
	D	00:04:28	A, Hızlı	103,1	89,3	98,0	99,9	124,2	115,7	101,6	100,1	96,1	89,7	99,6	2,0	4000
			A, Hızlı	103,1	89,3	98,0	99,9	124,2	115,7	101,6	100,1	96,1	89,7	99,6	2,0	
			Z, Hızlı	102,6	90,5	98,0	99,9	124,2	116,6	101,6	100,1	96,2	91,2	99,6	2,0	
	F	00:04:01	A, Hızlı	124,1	104,0	82,8	85,6	91,7	115,6	95,3	88,8	85,1	84,0	91,5	2,1	3150
			C, Hızlı	124,1	112,7	84,0	86,3	92,7	116,6	94,7	88,8	85,5	84,4	92,5	2,1	

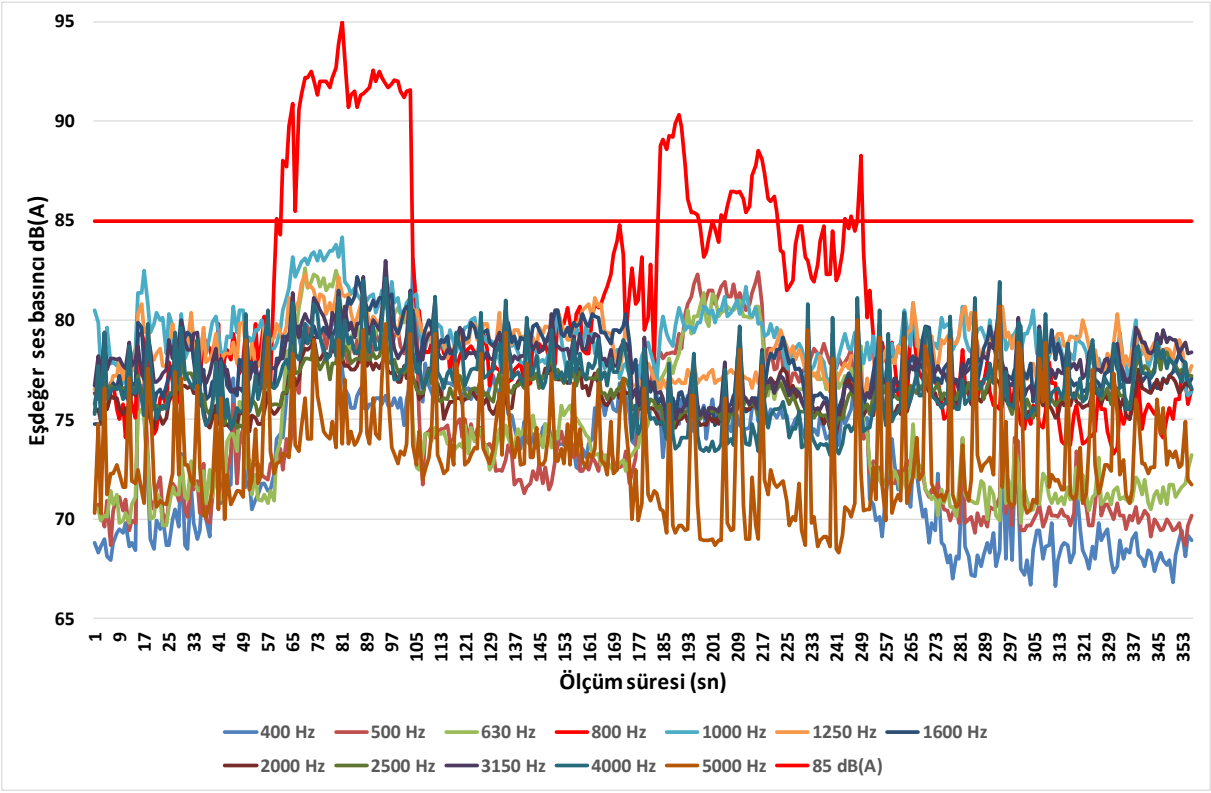
			Z, Hızlı	124,9	112,9	84,9	86,8	93,6	117,4	96,0	89,7	86,2	85,1	93,3	2,1	
	G	00:05:05	A, Hızlı	115,7	103,5	86,9	94,7	95,3	120,1	98,9	93,3	90,1	88,1	95,0	2,0	4000
			C, Hızlı	113,9	102,0	87,9	94,0	94,6	119,5	97,8	93,0	90,3	88,8	94,3	2,0	
			Z, Hızlı	114,5	102,6	88,3	94,4	95,2	120,0	98,4	93,5	90,6	89,1	94,9	2,1	
Ebatlama/honlama	A	00:04:17	A, Hızlı	110,0	98,3	88,8	95,8	93,6	117,7	95,9	92,7	90,7	89,4	93,4	2,0	3150 - 4000
			A, Hızlı	110,0	98,3	88,8	95,8	93,6	117,7	95,9	92,7	90,7	89,4	93,4	2,0	
			Z, Hızlı	110,4	98,5	90,1	95,8	93,9	118,0	95,9	93,2	91,5	90,4	93,7	2,0	
	B	00:04:05	A, Hızlı	121,3	103,5	92,0	94,7	95,9	119,7	98,2	95,0	92,9	92,0	95,6	2,1	1000 - 3150
			C, Hızlı	121,3	106,3	94,7	96,6	97,2	121,2	98,7	96,9	95,4	95,0	97,1	2,1	
			Z, Hızlı	122,5	106,9	96,7	98,3	98,9	122,8	100,3	98,7	97,4	97,0	98,6	2,1	
	C	00:03:33	A, Hızlı	113,7	96,2	90,2	92,8	100,3	116,9	95,3	92,0	90,1	89,2	92,7	2,0	800 - 1250
			C, Hızlı	113,7	97,9	92,0	93,9	101,2	117,9	95,7	93,4	91,8	91,2	93,7	2,0	
			Z, Hızlı	115,4	98,8	93,9	95,3	102,7	119,0	97,0	95,0	93,6	93,0	95,2	2,0	
	E	00:04:53	A, Hızlı	117,7	104,8	91,4	96,5	100,1	124,8	102,9	100,0	93,7	92,2	99,9	2,1	4000 - 5000
			A, Hızlı	117,7	104,8	91,4	96,5	100,1	124,8	102,9	100,0	93,7	92,2	99,9	2,1	
			Z, Hızlı	119,9	104,8	92,6	97,0	100,4	125,1	103,2	100,2	94,6	93,2	100,1	2,1	
	G	00:05:07	A, Hızlı	114,7	98,2	87,3	91,8	93,0	117,9	94,9	92,7	90,2	88,1	92,7	2,0	3150 - 4000
			C, Hızlı	115,2	101,6	88,8	92,0	93,2	118,1	94,9	92,8	91,0	89,5	92,9	2,0	
			Z, Hızlı	115,7	101,9	89,2	92,4	93,6	118,5	95,3	93,2	91,4	89,8	93,4	2,0	

Makine	Firma Kodu	Ölçüm süresi sa:dk:sn	Filtre, detektör	L_{tepe} (dB)	L_{max} (dB)	L_{min} (dB)	SPL (dB)	L_{eq} (dB)	SEL (dB)	L_{10} (dBA)	L_{50} (dBA)	L_{90} (dBA)	L_{99} (dBA)	$L_{EX,8h}$ (dBA)	σ (dBA)	Baskın frekans (Hz)
Fabrika içi ölçümü	A	00:05:07	A, Hızlı	107,6	95,3	79,6	90,3	87,4	112,3	90,2	86,0	82,7	81,0	87,2	2,0	3150
			C, Hızlı	115,6	102,6	83,0	94,1	90,0	114,9	92,2	89,6	85,5	83,7	89,7	2,0	
			Z, Hızlı	116,1	102,7	83,7	94,8	90,8	115,7	93,0	90,5	86,2	84,3	90,5	2,0	
	C	00:05:15	A, Hızlı	105,5	92,2	82,4	85,6	87,3	112,3	89,2	86,9	84,9	83,2	87,0	2,0	1250 - 1600
			C, Hızlı	106,3	95,7	83,2	87,4	87,5	112,5	89,1	87,2	85,5	83,9	87,2	2,0	
			Z, Hızlı	111,0	102,4	83,5	87,6	88,1	113,0	89,4	87,5	85,7	84,2	87,8	2,0	
	D	00:05:05	A, Hızlı	111,1	96,7	76,8	87,0	87,2	112,0	90,3	86,1	79,4	77,2	86,9	2,1	2500
			A, Hızlı	111,1	96,7	76,8	87,0	87,2	112,0	90,3	86,1	79,4	77,2	86,9	2,1	
			Z, Hızlı	111,	97,8	80,	89,	89,	114,	91,7	88,5	83,6	81,2	88,9	2,0	

				3		6	5	2	1							
	E	00:03:27	A, Hızlı	101,6	88,3	73,5	75,3	82,3	105,4	84,1	82,4	75,3	73,8	82,0	2,0	4000
			A, Hızlı	101,6	88,3	73,5	75,3	82,3	105,4	84,1	82,4	75,3	73,8	82,0	2,0	
			Z, Hızlı	101,7	90,1	77,0	78,5	83,7	106,9	85,4	83,8	78,7	77,2	83,5	2,0	
Pah kırma	A	00:03:12	A, Hızlı	108,9	95,0	86,4	88,9	89,7	112,3	91,7	89,2	88,0	86,9	89,4	2,0	3150 - 4000
			C, Hızlı	108,9	96,1	88,5	90,6	91,3	113,8	92,6	91,1	89,8	88,7	91,0	2,0	
			Z, Hızlı	109,2	96,4	89,0	91,1	92,1	114,6	93,4	91,9	90,6	89,5	91,8	2,0	
	C	00:03:41	A, Hızlı	108,3	93,4	84,3	84,8	86,8	110,3	88,7	86,3	85,0	84,1	86,5	2,0	1600
			A, Hızlı	108,3	93,4	84,3	84,8	86,8	110,3	88,7	86,3	85,0	84,1	86,5	2,0	
			Z, Hızlı	108,4	94,8	85,5	86,2	88,0	111,4	89,5	87,6	86,3	85,7	87,7	2,0	
Dar silim makinesi	A	00:05:32	A, Hızlı	111,7	93,4	85,9	89,3	89,1	114,3	90,7	88,8	87,1	86,2	88,8	2,0	3150
			C, Hızlı	112,9	97,5	89,0	92,0	92,5	117,7	94,1	92,3	90,6	89,4	92,2	2,0	
			Z, Hızlı	113,2	98,0	89,6	92,9	93,3	118,5	95,1	93,1	91,1	89,9	93,0	2,0	
	B	00:03:32	A, Hızlı	117,0	103,1	87,9	90,8	94,9	118,1	100,1	90,8	89,2	88,0	94,6	2,0	1000 - 4000
			C, Hızlı	117,0	105,3	88,9	92,1	95,7	118,9	99,5	92,0	90,1	89,1	95,4	2,0	
			Z, Hızlı	118,0	106,1	89,1	92,3	96,4	119,6	100,6	92,3	90,4	89,2	96,1	2,0	
	C	00:03:07	A, Hızlı	106,1	93,2	83,7	86,2	86,5	109,2	87,7	86,2	85,1	84,1	86,2	2,0	800
			A, Hızlı	106,1	93,2	83,7	86,2	86,5	109,2	87,7	86,2	85,1	84,1	86,2	2,0	
			Z, Hızlı	106,1	96,0	85,8	87,1	88,1	110,8	89,1	87,7	86,7	86,0	87,8	2,0	
	D	00:02:55	A, Hızlı	128,4	107,3	90,2	94,0	97,2	119,7	99,0	97,0	94,2	90,6	97,0	2,0	2500
			A, Hızlı	128,4	107,3	90,2	94,0	97,2	119,7	99,0	97,0	94,2	90,6	97,0	2,0	
			Z, Hızlı	128,5	107,4	91,7	94,6	97,4	119,9	99,2	97,1	94,9	92,1	97,1	2,0	
	G	00:05:05	A, Hızlı	116,0	98,0	86,2	90,5	92,7	117,6	94,7	94,2	89,8	87,1	92,5	2,0	3150
			C, Hızlı	116,4	102,4	88,3	91,0	93,2	118,1	94,9	92,7	90,9	89,2	92,9	2,0	
			Z, Hızlı	116,9	102,6	88,7	91,4	93,6	118,5	95,3	93,1	91,3	89,5	93,3	2,0	



Şekil 1. G Doğaltaş işleme tesisi dar silim makinesinde baskın frekanslarda oluşan gürültü düzeyleri



Şekil 2. C Doğaltaş işleme tesisi plaka silim makinesinde baskın frekanslarda oluşan gürültü düzeyleri

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu çalışma kapsamında Sivas ve çevresinde bulunan yedi adet doğaltaş işleme tüm şubelerinde 11 farklı işlem için toplam 132 adet gürültü ölçümü yapılmıştır. Ölçümler, bir analiz paket programı kullanılarak değerlendirilmiştir. Bunlar; katrak, köprülü kesim, plaka silim, S/T, dolgu ve güçlendirme, eskitme, kafa kesme, yan kesme, ebatlama, honlama, pah kırma, dar silim makineleri ile fabrika ortamlarından oluşmaktadır. Genel olarak doğaltaş işlemlerinde yapılan ölçümlerin değerlendirilmesi ile aşağıdaki sonuçlara ve önerilere ulaşılabilir.

a) Tüm doğaltaş işleme tesislerinde yapılan ölçümler sonucunda gürültü değerleri en yüksek makineler; köprülü kesim, kafa kesme/yan kesme, S/T ve ebatlama/honlama makineleri, gürültü değerleri en düşük makineler ise dolgu ve güçlendirme makineleri, plaka silim ve pah kırma makineleridir.
b) Tüm doğaltaş işleme tesislerinde dolgu/güçlendirme makinelerinde çalışan personel hariç, diğer çalışma bölgelerinde çalışanlar en düşük maruziyet eylem değeri olan 80 dBA'dan daha yüksek gürültü düzeylerine maruz kalmışlardır.
c) Doğaltaş işleme tesislerinde çalışanların maruz kaldığı seslerin frekans aralıkları genel olarak yüksek frekans aralığında olduğu için kulak koruyucusu olarak manşonlu kulak koruyucuları kullanmaları önerilmektedir.
d) Bu tesislerde çalışanlar kulak koruyucusu kullanmamaları durumunda kişisel duyarlılığa ve yaşlılığa bağlı olarak yüksek tansiyon, işitme kaybı, baş ağrısı, kulak çınlaması, yorgunluk, baş dönmesi ve mide bulantısı gibi etkilere maruz kalabilirler. Dolayısıyla bu tesislerde çalışanların gürültünün zararlı etkileri konusunda mutlaka eğitim verilmeleri ve yapılan işin niteliğine göre kulak koruyucusu takmak zorunda oldukları hatırlatılmalıdır.
e) Doğaltaş işleme tesislerinde kısa süren ve yükseldikten sonra alçalan sesler olmadığı için ses maruziyet seviyesinin (SEL) değerlendirilmesi yanılgılara sebep olabilir.
f) Doğaltaş işleme tesislerinde dBC ile dBA arasındaki fark (≤2 dB) olduğu için gürültü ölçümleri için A frekansına ek olarak C frekansında da ölçüm alınmasında fayda vardır.
g) Doğaltaş işleme tesislerinde dBC ile dBZ arasındaki fark (≤1 dB) olduğu için gürültü ölçümleri için C frekansına ek olarak Z frekansında da ölçüm alınmasında gerek yoktur.
h) Yüksek frekanslı ses ölçümü yaparken A frekansına ek olarak C veya Z frekans ağırlıklandırmasından herhangi biri ölçülmelidir.
i) Doğaltaş işleme tesislerinde gürültü şiddeti yüksek olan köprülü kesim, kafa kesme/yan kesme, S/T ve ebatlama makineleri ayrı bölmelere alınmalıdır.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma Sivas Cumhuriyet Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Komisyonu (CÜBAP) tarafından M-713 Nolu proje kapsamında desteklenmiştir.

SİMGELER DİZİNİ

dB : Şiddet birimi
dBA : İnsan kulağının en hassas olduğu orta ve yüksek frekansların özellikle vurgulandığı bir ses değerlendirmesi birimi
$\mathbf{L_{EX,\ 8h}}$: 8 saatlik eş değer ses düzeyi ($L_{EP,d}$)
$\mathbf{L_{eq}}$: Eşdeğer gürültü düzeyi
SPL : Ses basınç seviyesi
Leq : Eşdeğer gürültü düzeyi
SEL : Ses maruziyet seviyesi
$\mathbf{L_{10}}$: Ölçüm süresinin %10'u kadar bir süre içinde aşılan gürültü seviyesi
$\mathbf{L_{50}}$: Ölçüm süresinin %50'si kadar bir süre içinde aşılan gürültü seviyesi
$\mathbf{L_{90}}$: Ölçüm süresinin %90'ı kadar bir süre içinde aşılan gürültü seviyesi

σ : Gürültü ölçümleri sonucunda kaydedilen değerlerin belirli bir aralıkta olduğu değer

KAYNAKLAR

Alves, J.A., Silva, L.T., Remoaldo, P.C., (2015). The Influence of Low-frequency Noise Pollution on the Quality of Life and Place in Sustainable Cities: A Case Study from Northern Portugal, *Sustainability, 7(10)*, pp 13920-13946.

Aukour, F. J., Al-Qinna, M. I. (2008). Marble Production and Environmental Constrains: Case Study from Zarqa Governorate, *Jordan Journal of Earth and Environmental Sciences, Volume 1, Number 1*, ISSN 1995-6681 pp 11-21.

Bernard, P., 1975. Leq, SEL: When? Why? How? Brüel & Kjær, pp. 2–8

Bilgili, S., Gürtepe, E., Türkel, E., Altınoluk, H.M., Hüsmen, N., Bütün, A., Ertorun, H., (2011). Çevresel Gürültü Ölçüm ve Değerlendirme Kılavuzu, Çevre ve Orman Bakanlığı, Çevre Yönetimi Genel Müdürlüğü, Hava Yönetimi Dairesi Başkanlığı, Ankara.

Bıçakcı, T., (2011). Trafikten Kaynaklanan Çevresel Gürültü Haritaları Ve Çukurova Üniversitesi Kampüsü Örneği, Yüksek lisans tezi, Çukurova Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Çevre Mühendisliği Ana Bilim Dalı.

Bolin, K., Bluhm, G., Eriksson, G., Nilsson, M. E., (2011). Infrasound and Low Frequency Noise From Wind Turbines: Exposure and Health Effects, Envıronmental Research Letters, 035103, pp 6.

BRD, (2017). Technical discussion, BRD Noise and Vibration Control, Inc., (https://hushcore.net/wp-content/uploads/2016/09/General-Info.pdf).

Brüel and Kjaer, (1978). *Architectural Acoustics*, Brüel & Kjaer Sound & Vibration Measurement A/S, Nærum, Denmark.

Çınar, İ., Şensöğüt C. (2015). Mermer hazırlama tesislerinde oluşan gürültünün işçiler üzerindeki maruziyet değerlerinin belirlenmesi, Maden İşletmelerinde İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Sempozyumu Bildiriler Kitabı, 21-22 Aralık, 335-344, Adana.

Dobie, A, R., Hemel, S, B, V., (2004). Hearing Loss: Determining Eligibility for Social Security Benefits, *National Academy of Sciences*, 500 Fifth Street, N.W., Lockbox 285, Washington, DC, s, 48.

Drew, K., Macfarlane, R., Oiamo, T., Mullaly, M., Stefanova, D., Campbell, M., (2017). Health Impacts of Environmental Noise in Toronto. Technical Report.

Erdoğan, A., (2016). Denizli'de Tekstil Fabrikasında Gürültüye Bağlı İşitme Kayıpları Sıklığı ve Etkileyen Etmenler, Uzmanlık tezi, Pamukkale Üniversitesi Tıp Fakültesi Halk Sağlığı Ana Bilim Dalı.

FHWA, (2018). Noise Measurement Handbook, Federal Highway Administration, Final Reports, FHWA-HEP-18-065.

Güler, Ç., Çobanoğlu, Z., (2001). Gürültü, Çevre sağlığı temel kaynak dizisi No: 19, 43.

İlgürel, N., (2013). Gürültüden İşitsel Etkilenmede Yönetmeliklerin Rolü ve Kişisel Korunma Yöntemleri, Türk Otolarengoloji Arşivi, s23-29.

Jain vd., (2017). Impact of Noise Exposure on Hearing Acuity of Marble Factory Workers, *Indian J Physiol Pharmacol 61(3),* pp 295 - 301.

Kaymak, E., Atherton, M., Rotter, K., Millar, B., (2006). Active noise control at high frequencies, Conference: 13th International Congress on Sound & Vibration, At Vienna Austria.

Leventhall, G., (2003). A Review of Published Research on Low Frequency Noise and its Effects, Contract Report, Department for Environment, Food and Rural Affairs, Defra Publications, London.

Lindawatia, L., Fitriadia, N., Afdhalb. (2018). Analysis of Noise Level Generated by Stone Cutter Machine A Case Study in Marble Production Unit, South Aceh, *Jurnal Inovasi Teknologi dan Rekayasa ISSN: 2581-1274 Vol. 3, No 1*, pp53-58.

May, J.J., (2000). Occupational Hearing Loss, *American Journal of Industrial Medicine, Vol. 37*, pp112-120.

OSHA, (2013). OSHA Technical Manual 13-03 (TED 01): Noise**,** Occupational Safety and Health Administration, Washington, D.C., A.B.D.

Özçetin, Z., (2011). Konservatuvar Binalarının Gürültü Kontrolü Açısından Analizi Ve Bir Örnek Çalışma: Ankara Musiki Muallim Mektebi Mamak Belediyesi Konservatuvar Binası, Gazi Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Mimarlık Ana Bilim Dalı.

Özmen, A., (2014). Çalışanların gürültü ile ilgili risklerden korunmalarına dair yönetmelik hükümlerinin örneklerle ve saha uygulamalarıyla açıklanması, İş Sağlığı ve Güvenliği Uzmanlık Tezi, ÇSGB İş Sağlığı ve Güvenliği Genel Müdürlüğü.

Reinhold, K., Kalle, S., Paju, J., (2014). "Exposure to High or Low Frequency Noise at Workplaces: Differences between Assessment, Health Complaints and Implementation of Adequate Personal Protective Equipment", *Agronomy Research*, 12(3), pp 895-906.

Roberts, C., (2010). Low Frequency Noise from Transportation Sources, Proceedings of 20th International Congress on Acoustics, ICA 2010, Sydney, Australia.

Svantek, (2013). Svan 971 Pocket-size Sound Level Meter&Analyser User Manual, SVANTEK SP. Z O.O., 57 pp, Warsaw, Poland.

Svantek, (2017). SvanPC++ Software User Manual, SVANTEK SP. Z O.O., 261 pp, Warsaw, Poland.

Şengün, N., Altindağ, R., Demirdağ, S. (2012). "Dairesel Testerelerle Kesme İşleminde Testere Devir Sayısının Ve Gürültü Seviyesi Değişimlerinin İncelenmesi", *Pamukkale Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi, Cilt 19, Sayı 3*, s121-126.

Taştan, H. T., (2016). Granit Fabrikalarında Gürültü Maruziyetinin Değerlendirilmesi, İş Sağlığı ve Güvenliği Uzmanlık Tezi, ÇSGB İş Sağlığı ve Güvenliği Genel Müdürlüğü, Ankara.

Waye, K.P., (2004). "Effects of Low Frequency Noise on Sleep", *Noise & Health, 6(23)*, pp 87–91.

WEB1, **(**2019). https://www.protectear.com/us/blog/2017/01/30/hearing-loss-construction-industry/ alındığı tarih: 11.01.2019.

WEB2, (2019). https://www.faa.gov/pilots/safety/pilotsafetybrochures/media/hearing.pdf alındığı tarih: 11.01.2019.

WEB3, (2019). https://www.noisesolutions.com/low-frequency-noise-identification-and-mitigation/ alındığı tarih: 11.01.2019.

WEB4, (2019). https://www.health.belgium.be/en/ultrasound-and-high-frequency-sound alındığı tarih: 11.01.2019.

WEB5, (2019). https://www.rms.nsw.gov.au/business-industry/partners-suppliers/documents/guides-manuals/environmental-noise-management-manual.pdf alındığı tarih: 11.01.2019.

WEB6, (2019). http://www.acoustic-glossary.co.uk/sound-exposure.htm alındığı tarih: 11.01.2019.

STATISTICAL ANALYSIS OF THE ACCIDENTABILITY IN THE BRAZILIAN MINERAL INDUSTRY

P.H.A. Campos [1,*], R.C. Candia [1], L.A. Silva [2]

[1]*Mining Engineering Department – Federal University of Minas Gerais – Brazil*
*(*Corresponding author: pedrocampos@demin.ufmg.br)*
[2]*Vale – Brazil*

ABSTRACT

The extractive industry has always been considered one of the most dangerous for workers. However, there is a deficiency in finding updated materials that quantitatively describe work accidents in this industry in Brazil. Through data provided by the Social Security, this work makes a comparison by absolute numbers and other indicators of accidents of the mineral industry with other economic sectors. In addition, a detailed study on mining is done in order to check out those specific sectors that are most responsible for the accidents. The result shows that the extractive industry is among the four highest economic sectors with respect to the occurrence of accidents, and is the first activity with more mortality. The sectors that most contribute negatively to these results are the mining sectors of tin, coal, manganese and stone, sand and clay. In the study on the evolution between the years 2009 to 2016, there is a gradual decrease in the number of accidents and in the mortality rate of this industry in general.

Keywords: Occupational accidents. Statistical analysis. Mineral industry. Brazilian Mining.

INTRODUCTION

In the context of globalization, the issue of occupational safety and health poses a challenge for both governments and organizations, considering the social cost of occupational accidents. In this context, the discussion about the themes related to work accidents due to their consequences and their extension in the world scenario is very important.

According to Lapa (2009), in the social aspect, the work accident and the occupational disease are factors that promote the social misery, either by the decrease of the familiar income, the incapacity for the work and even by the loss of lives; so the society as a whole should be sensitized by the significant numbers as well as by the financial and social consequences that accidents cause.
On the other hand, mining is one of the oldest activities of mankind, since man throughout his development has always used some element of the earth's crust, even being denominated the historical eras in function of the material more used like the age of the stone, iron, among others. We cannot imagine the current technological development, apart from mining, which made possible the development of our species, thus allowing important scientific and technological advances.

According to Candia (2018) despite the fact that in recent years significant reductions in the rate of injuries and accidents in mining have been observed, the number as the degree of severity is still high. In this context, the governments of most of the more developed countries consider as strategic the improvement of the health and safety of the human resources involved in the productive processes.

Historically, mineral extractive industry has always been considered one of the economic activities that most exposes its workers to risks and damages to health (SALEH. et al., 2011). Bernardino Ramazzini, in his book *De Morbis Artificum Diatriba*, dated 1700, attributed this to two main causes: to the harmful substances that were manipulated, exhaled and absorbed during the work; and to the effort

and inadequate postures to which the workers were subject during the extraction process (RAMAZZINI, 2016).

Although Georgius Agrícola, in his book *De Re Metallica*, of 1556, already describes the most common accidents and illnesses among miners (MENDES, 1995 apud FUNDACENTRO, 2004), there were no laws or regulations to worker protection. In Brazil, the importance of prevention and preoccupation with occupational accidents went through milestones, such as the creation of the Ministry of Labor, Industry and Commerce (1930), the Regional Labor Stations (1940), the Consolidation of Labor Laws (CLT) (1943), and the Regulatory Norms (NR) (1978). In mining, the creation of the NR-22 (Occupational Safety and Health in Mining) in 1999 and the Mining Regulatory Norms (NRM), approved in 2001, should also be highlighted.

Despite the technological and methodological evolution as well as the health and safety issue, the mineral extraction sector remains dangerous. For example, NR-04 (Specialized Services in Safety Engineering and Occupational Medicine - SESMT) assigns a risk value equal to 4, the highest possible value, for all classes of mineral extractive activities. This degree of risk results in the obligation of a greater number of members in the SESMT of the company.

According to Law No. 8,213 / 91 - Provides for Social Security Benefit Plans and other provisions - Art. 19, "Work accidents are those caused by the exercise of work at the service of a company or a domestic employer or by the exercise of work of the special insured ... causing bodily injury or functional disturbance that causes death or the temporary or permanent loss or reduction of the capacity to work."

Therefore, it is considered a work accident not only typical accidents (those occurring within the company or in the exercise of work), but also road accidents and diseases triggered by professional practice. For this, it is necessary that there be technical characterization by medical expertise, from the causal nexus between accident-injury or illness-work (AEAT, 2017). All these data are obtained from the Work Accident Communication (WAC).

The number of accidents without WAC can also be measured by statistics. These data are identified based on the Technical Social Security Nexus (TSSN), the Professional / Work Technical Nexus, the Technical Nexus for Occupational Accident Disease or Individual Nexus (AEAT, 2017). This methodology of characterization of accidents was created with the objective of minimizing underreporting and eventually improving the reliability of the presented statistics (AEAT, 2017).

With regard to the consequences, accidents can be classified as simple medical care, incapacity with leave of less than 15 days, incapacity with leave longer than 15 days, permanent disability and death. These data are obtained from the Single System of Benefits (SSB) (AEAT, 2017).

Absolute numbers of causes and consequences of accidents, although important, are not good references for the evaluation of the risk exposure and damage of workers for each economic activity. Indicators of accidents supply this demand, being indispensable for the determination of prevention programs. Among them, the incidence rate of work accidents, specific incidence rate of work diseases, mortality rate and lethality rate stand out.

METHODOLOGY

The present study uses descriptive statistics to evaluate the current state of occupational accidents related to the mineral extraction industry in Brazil. The data collection was done from the Statistical Yearbook of Accidents at Work (AEAT) and the historical database of occupational accidents, AEAT *Infologo*, both made available on the Brazilian Social Security website. The AEAT uses the National

Classification of Economic Activities (CNAE) for the stratification of economic activities. Table 1 shows the sections of the CNAE 2.0 code. The focus of this work is the mining activities (extraction and beneficiation), which belong to section B - Extractive Industries. This section also includes oil and gas data that, although not considered mineral industries, were accounted for the analysis for the richness of the study. The detailing of the code with its subdivisions can be found on the Social Security website.

Table 1. CNAE 2.0 Code with sections and description

SECTION CNAE 2.0	DESCRIPTION
A	AGRICULTURE, LIVESTOCK, FOREST PRODUCTION, FISHING AND AQUACULTURE
B	EXTRACTIVE INDUSTRIES
C	TRANSFORMATION INDUSTRIES
D	ELECTRICITY AND GAS
E	WATER, SEWAGE, WASTE MANAGEMENT AND DECONTAMINATION ACTIVITIES
F	CONSTRUCTION
G	TRADE; REPAIR OF MOTOR VEHICLES AND MOTORCYCLES
H	TRANSPORTATION, STORAGE AND MAIL
I	ACCOMMODATION AND FOOD
J	INFORMATION AND COMMUNICATION
K	FINANCIAL ACTIVITIES, INSURANCE AND RELATED SERVICES
L	REAL ESTATE ACTIVITIES
M	PROFESSIONAL, SCIENTIFIC AND TECHNICAL ACTIVITIES
N	ADMINISTRATIVE ACTIVITIES AND COMPLEMENTARY SERVICES
O	PUBLIC ADMINISTRATION, DEFENSE AND SOCIAL SECURITY
P	EDUCATION
Q	HUMAN HEALTH AND SOCIAL SERVICES
R	ARTS, CULTURE, SPORTS AND RECREATION
S	OTHER SERVICE ACTIVITIES
T	DOMESTIC SERVICES
U	INTERNATIONAL ORGANIZATIONS AND OTHER EXTRATERRITORIAL INSTITUTIONS

Source: Statistical Yearbook of Accidents at Work – 2017

For a more in-depth measurement of workers' exposure to the risks inherent to economic activity, the absolute numbers of accidents and work, stratified by reason and consequence, as well as indicators of work-related accidents, such as incidence of work, illness, mortality rate and lethality.

For a more qualified analysis of the data and indicators of occupational accidents, it is important to refer to the number of work links according to economic activity. As this data began to be published only from the year 2009, the analysis of this work comprises the period between 2009 and 2016, the last year with the information already disclosed.

ANALYSIS AND DISCUSSION OF RESULTS

The first evaluations of occupational accidents in the extractive industry aim at a comparison with the indicators presented by other economic activities. Taking the average of occurrences between 2009 and 2016, section B accounts for 1% of total accidents in Brazil. The five largest absolute numbers of occupational accidents belong to the sections: C - Transformation Industry; G - Trade, Repair of Motor

Vehicles and Motorcycles; Q - Human Health and Social Services; F - Construction and H - Transport, Storage and Mail. There is still a large proportion, 8%, classified as 'Ignored / Zero', which are occurrences in which there was no linkage to an economic activity (Figure 1). The existence of this class shows that the Social Security system's data entry system has deficiencies. Because it was an inconclusive class, it was decided to exclude it in the following analyzes.

Relative numbers can mask the reality of the risks and damages of an economic activity, since it is natural that a section with a high number of employment links is more susceptible to the occurrence of accidents. This is the situation in Sections C, G, and F.

Although it is not among the first 5 sections of the CNAE with the highest absolute numbers of accidents at work, when comparing the incidence rate, the extractive industries section appears in 4th place, behind the E - Water, Sewage, Activities of Waste Management and Decontamination; Q - Human Health and Social Services; and C - Transformation Industries; as seen in Figure 2. The incidence rate is defined by equation 1:

$$\text{Incidence rate (per 1,000 workers)} = \frac{\text{Number of annual work accident}}{\text{Average annual number of links}} \times 1.000 \qquad (1)$$

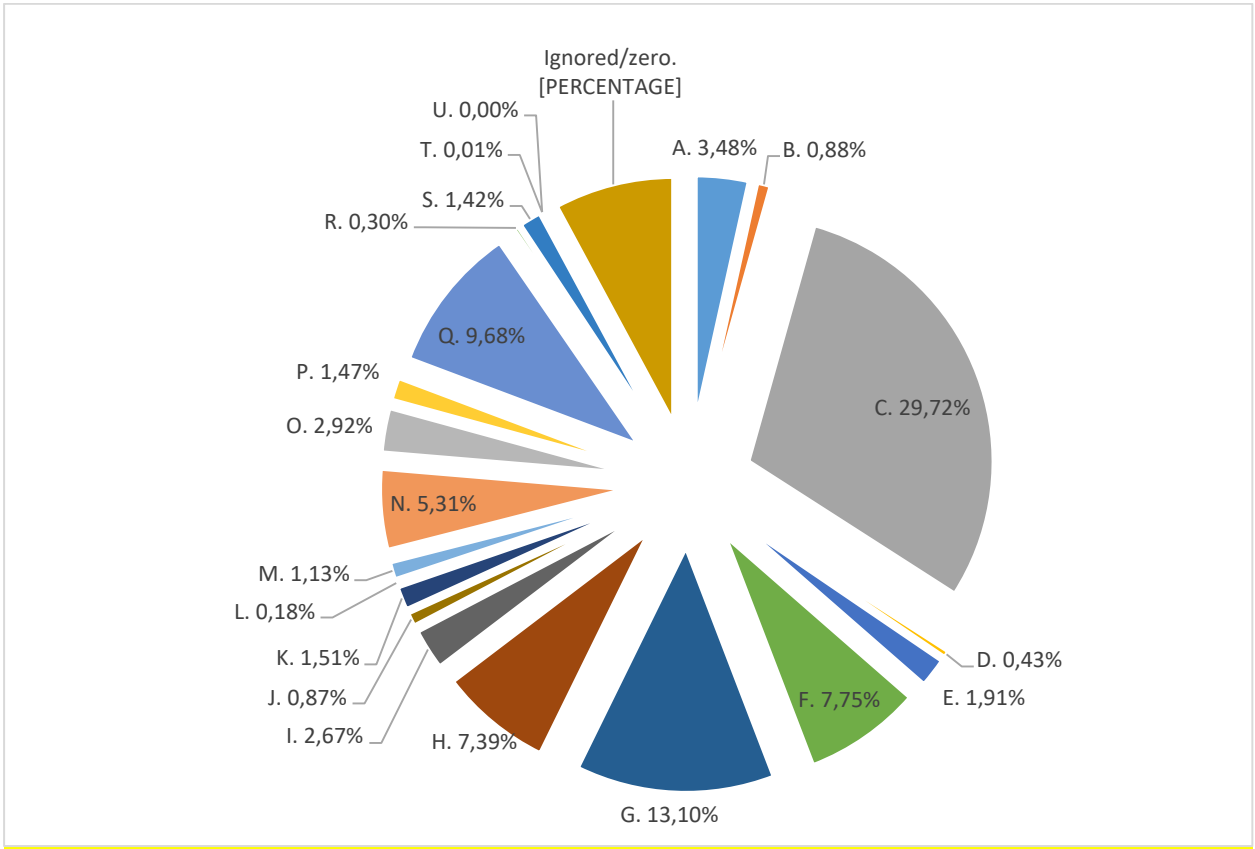


Figure 1. Proportion of accidents and work diseases by CNAE 2.0 section.

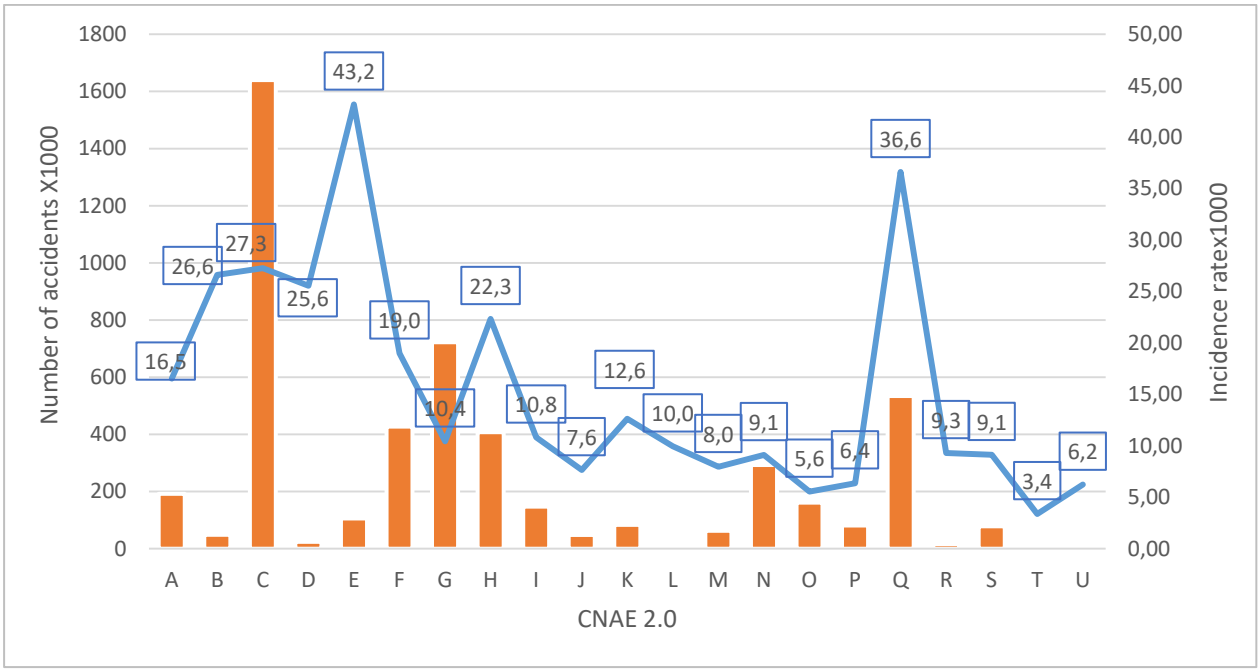


Figure 2. Number of accidents and incidence rate per CNAE 2.0 section.

The incidence rate is an indicator of the intensity of accidents at work. By expressing the relationship between the working conditions and the average number of workers exposed to those conditions, it becomes a more adequate and realistic tool of analysis than the absolute numbers of accidents.

Excluding the work-related illness of total accidents, the mining industry continues in 4th place when analyzing the specific incidence rate of occupational diseases, this time behind sections K - Financial Activities, Insurance and Related Services; C - Manufacturing Industries; and D - Electricity and Gas (Figure 3). The specific incidence rate of work diseases is defined by equation 2:

$$\text{Disease incidence rate (per 1,000 workers)} = \frac{\text{Number of annual work diseases}}{\text{Average annual number of links}} \times 1.000 \qquad (2)$$

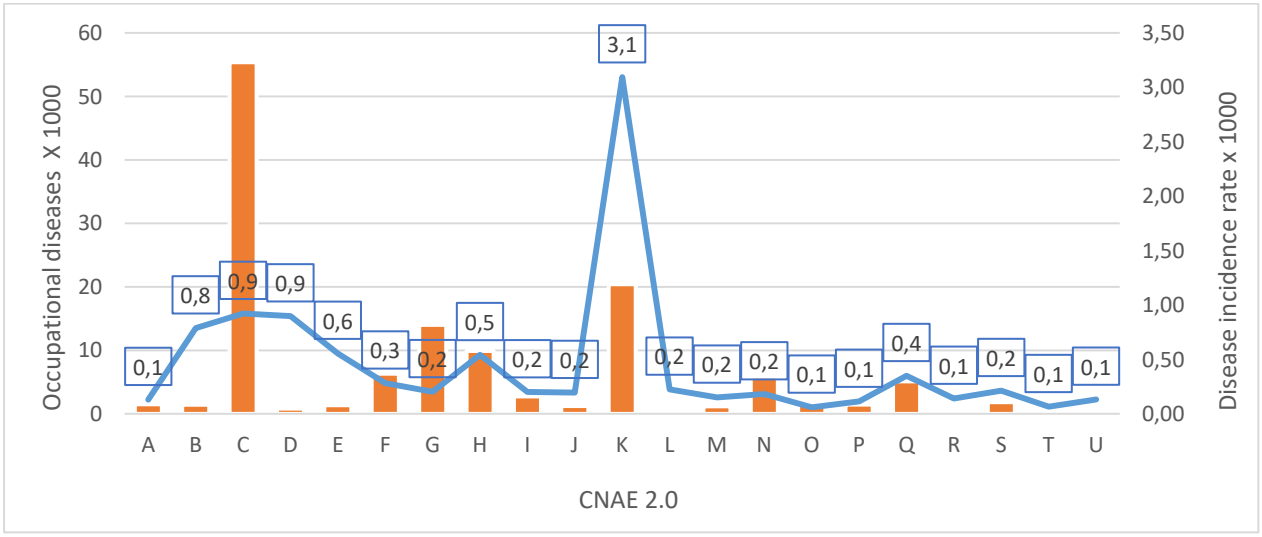


Figure 3. Number and incidence rate of diseases by section of CNAE 2.0.

However, the perception of the importance of Occupational Health and Safety in the extractive industry is better evidenced by the numbers of mortality rate and lethality, indexes in which this economic activity is in 1st and 2nd place, respectively. It is noticed again that the exclusive analysis of the absolute number of deaths, which is low in this industry in relation to the others, could lead to a skewed conclusion (Figure 4).

The mortality rate and lethality are defined by equations 3 and 4, respectively:

$$\text{Mortality rate (per 100,000 workers)} = \frac{\text{Annual number of deaths in accidents at work}}{\text{Average annual number of links}} \times 100.000 \quad (3)$$

$$\text{Lethality rate (per 1,000 accidents)} = \frac{\text{Annual number of deaths in accidents at work}}{\text{Number of recorded and unregistered accidents}} \times 1.000 \quad (4)$$

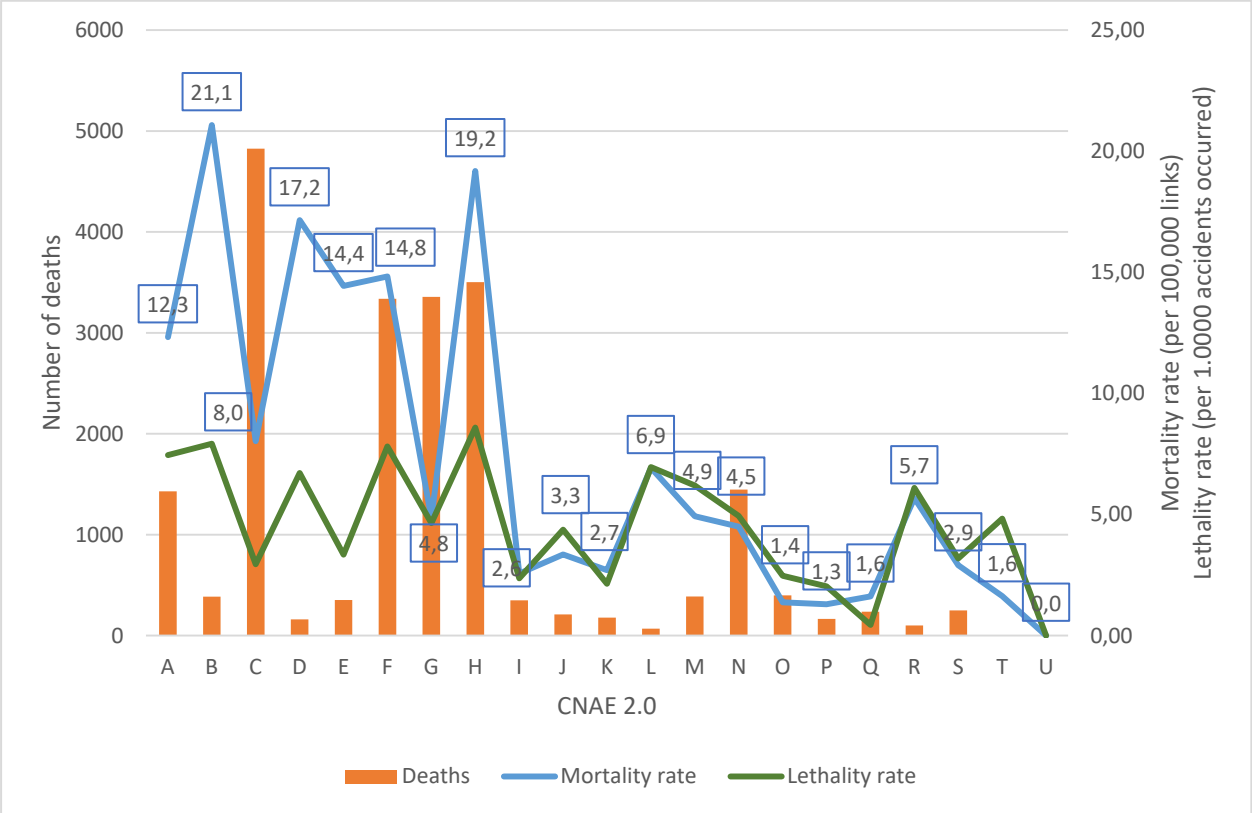


Figure 4. Number of deaths, mortality rate and lethality per CNAE 2.0 section.

In order to make a more detailed analysis of the mineral sectors with the greatest influence on the numbers already presented, the statistical analysis becomes stratified by the CNAE 2.0 economic class. Table 2 shows the classes that compose section B - Extractive Industry, according to the CNAE 2.0 code. As already mentioned, the sectors correspond to the mining and beneficiation processes. In addition, oil and gas data were maintained for the richness of the study comparison. The details of each class can be found on the website of the National Classification Commission (CONCLA).

Table 2. Classes that compose the Extractive Industry, according to the code CNAE 2.0

SECTION B - Extractive Industry
Extraction of coal
Extraction of oil and natural gas
Extraction of iron ore
Extraction of aluminum ore
Extraction of tin ore
Extraction of manganese ore
Extraction of ore from precious metals
Extraction of radioactive minerals
Extraction of non-ferrous metal ores not elsewhere specified
Extraction of stone, sand and clay
Extraction of minerals for the manufacture of fertilizers, fertilizers and other chemical products
Extraction and refining of sea salt and rock salt
Extraction of gemstones (precious and semi-precious stones)
Extraction of nonmetallic minerals not specified above
Support activities for the extraction of oil and natural gas
Activities to support the extraction of minerals, other than oil and natural gas

Source: Statistical Yearbook of Accidents at Work – 2017

Figure 5 shows the number of accidents and the incidence rate, by type, of the Extractive Industry. It is observed that, despite the large number of accidents in the extraction of stone, sand and clay, oil and natural gas and their support activities, and iron ore; their incidence rates are not as high as that of other sectors. That is, because the sectors that generate the most jobs, they end up presenting high values of occupational accidents; however, the intensity with which accidents occur is not as high as the incidence rate shows. However, the mineral coal, radioactive minerals and tin sectors may be overlooked as to the absolute value of accidents, but the high incidence rate reflects the greater risk of accidents occurring in these environments. The manganese ore extraction class stands out with the low value.

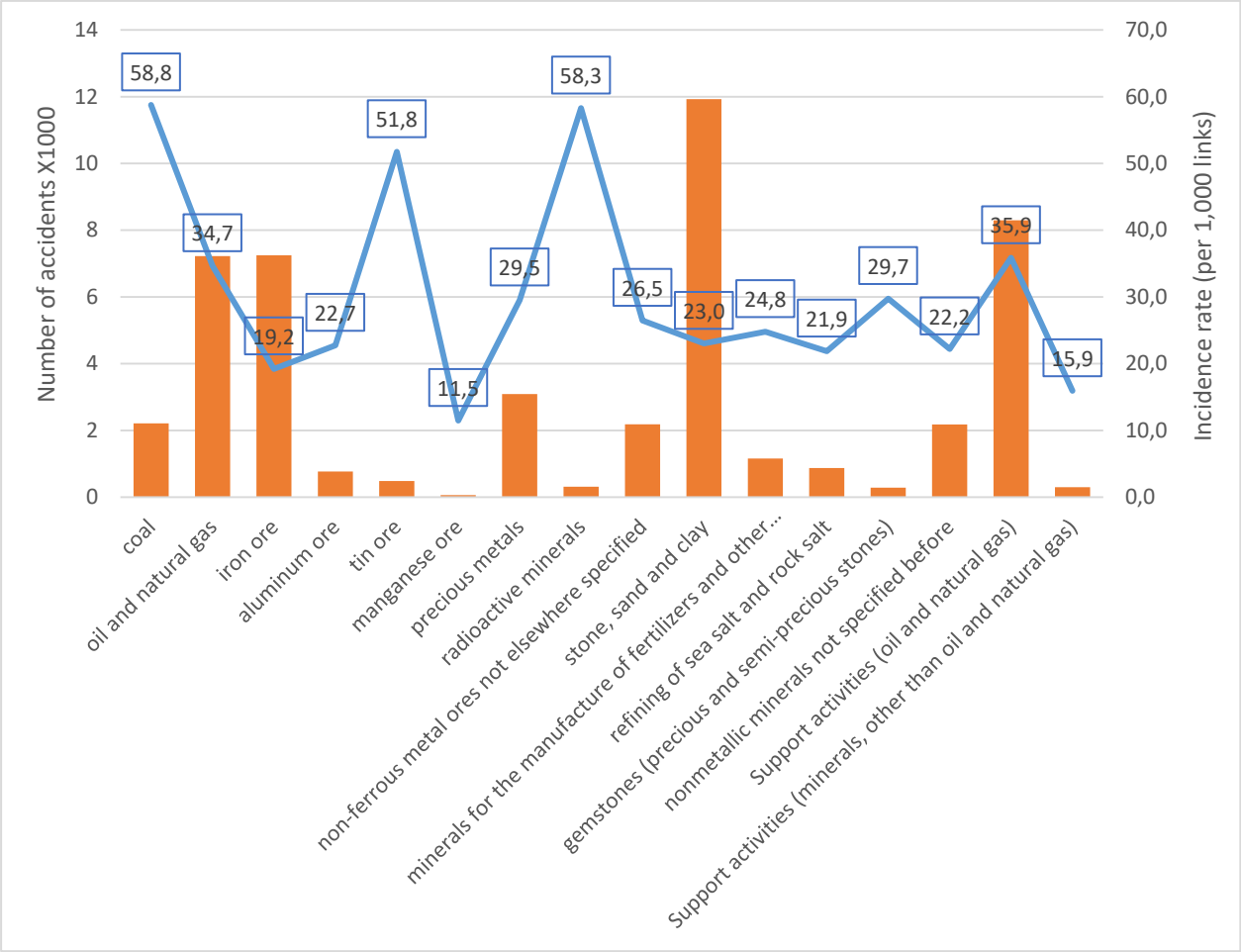


Figure 5. Number of accidents and incidence rate by sector of the Extractive Industry.

Taking into account only work-related diseases, the iron ore extraction sector presents not only the highest absolute values, but also the highest incidence rate, as seen in Figure 6. Coal mining and extraction support activities of oil, gas and other minerals come soon after. The class of other non-ferrous metal minerals, such as rare earth minerals, niobium, titanium, tungsten and copper, zinc, lead and nickel ores, stands out positively.

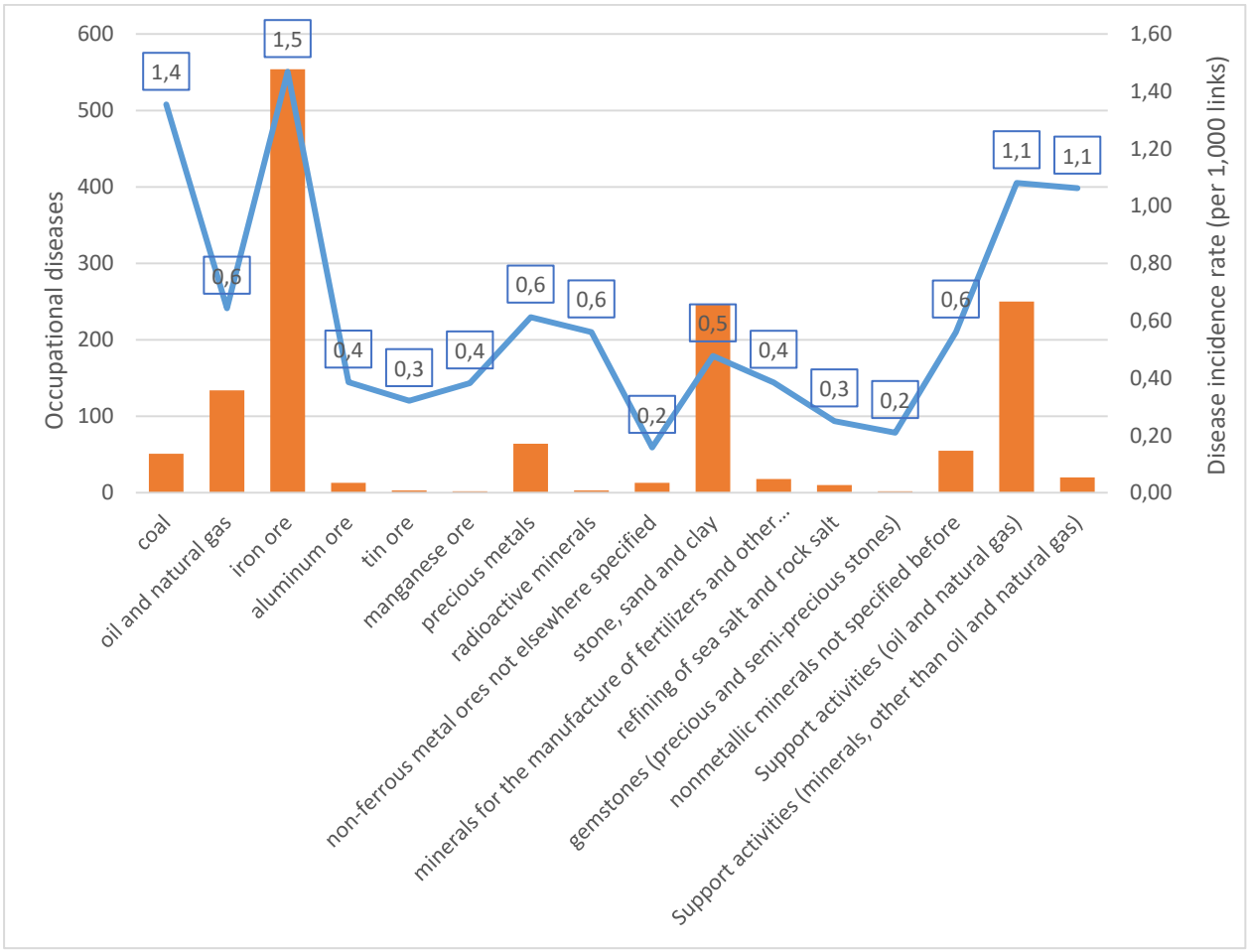


Figure 6. Number and incidence rate of diseases by sector of the Extractive Industry.

Figure 7 shows that mining of tin, coal, manganese and stone, sand and clay have the highest mortality rates, while manganese and stone, sand and clay are the most lethal. In these cases, oil and natural gas stand out with low numbers.

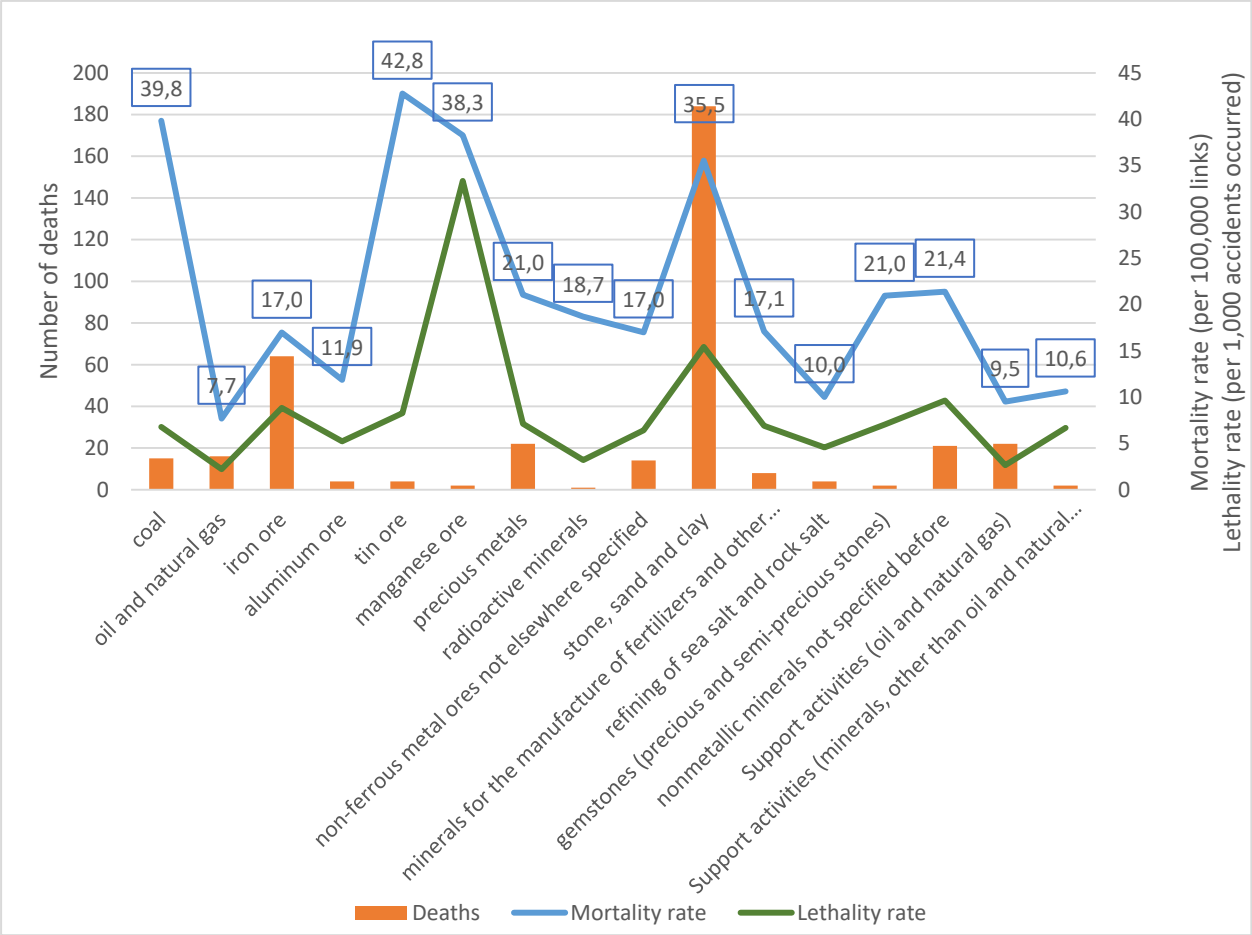


Figure 7. Number of deaths, mortality rate and lethality by sector of the Extractive Industry.

Finally, the evolution over the years 2009 to 2016 of accident numbers, their stratification by cause and consequence, as well as incidence rates, mortality and lethality can be visualized in Figures 8 and 9. It is noticed that, influenced mainly due to the decrease in typical work accidents, the total number of accidents decreased over the years, mainly impacting accidents that resulted in medical care, absence for more than 15 days and permanent incapacity. There is also a tendency to reduce the mortality rate, which is not accompanied by the lethality rate.

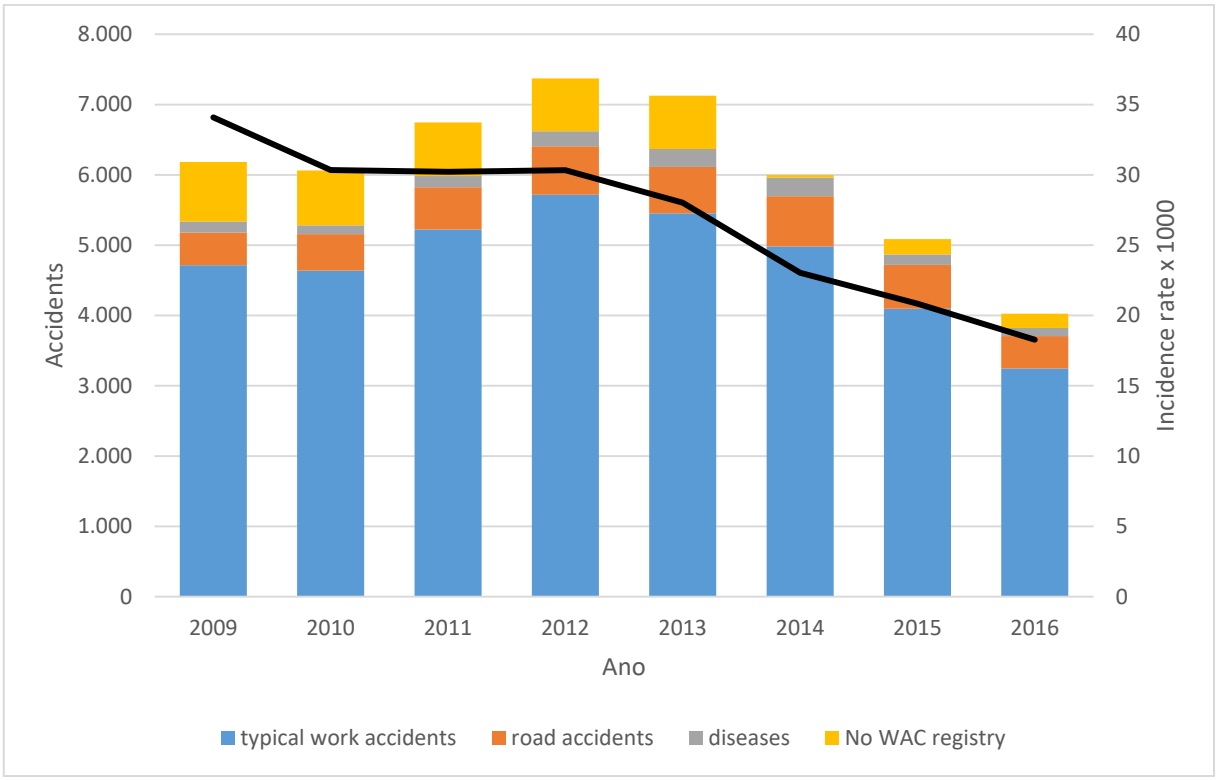


Figure 8. Evolution of the number of accidents stratified by cause and incidence rate in the Extractive Industry

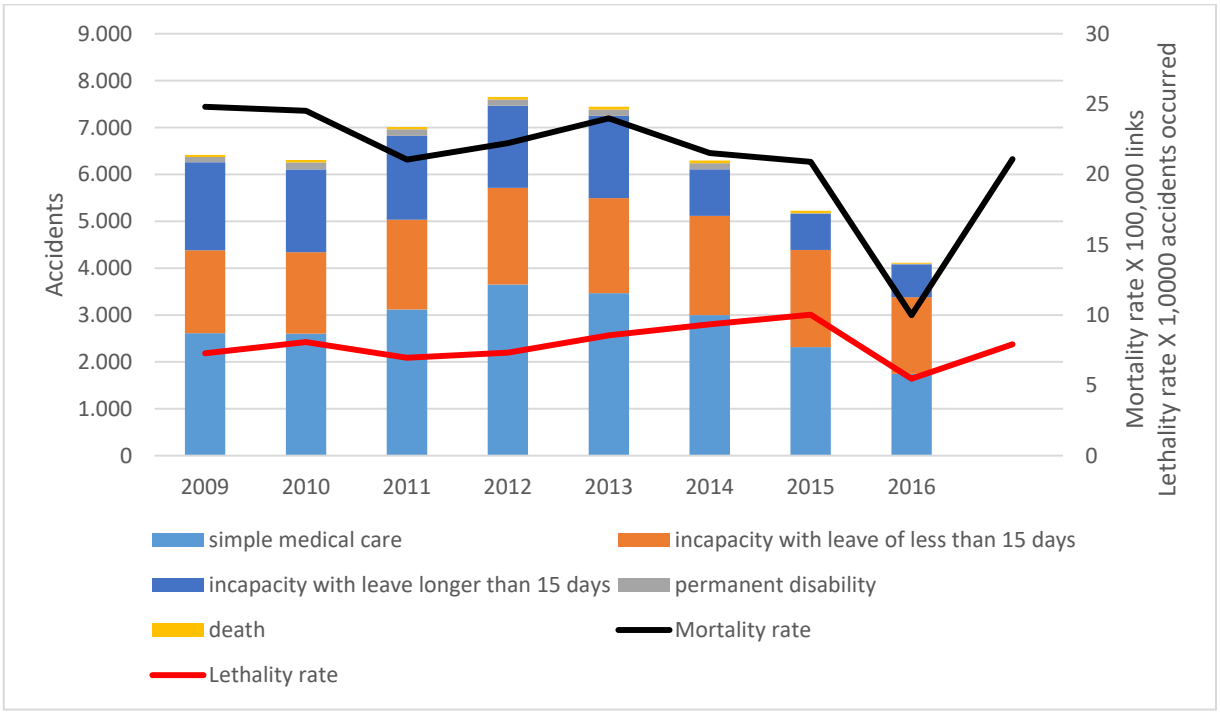


Figure 9. Evolution of the number of accidents stratified by consequence and rate of mortality and lethality in the Extractive Industry

CONCLUSIONS

The Brazilian extractive industry has its detractors as a result of the legacy that was left behind by the ambitious and inhumane way that this activity was developed in the past. Nowadays, perception is an evolution in the sense of obtaining the best possible indexes of occupational health and safety, together with a good productivity.

The statistics revealed in this study show that, despite low absolute numbers of accidents, the activity remains high risk - it is the 4th highest activity in the incidence rates of accidents and work diseases - and high damage - activity with higher mortality and 2nd most lethal.
Regarding risk, the activities that most contribute to this are those related to coal mining, radioactive minerals and tin ore. As for damage, mining classes of tin, coal, manganese and stone, sand and clay stand out negatively.

Recent historical analysis shows a gradual reduction in accident and mortality rates in the extractive industry as a whole. Large mining companies have already absorbed a greater culture of prevention, working with good health and safety practices, making use of technology, skilled labor and making investments in the area. For example, there are special programs such as the '*Programa MINERação'*, a partnership between IBRAM and mineral companies. Small businesses, however, find it difficult to absorb skilled labor and invest in health and safety.

Although the statistics shown here are revealing, the lack of data and sources of additional information on this subject is highlighted. Some data for the year 2017 were incomplete, which is why it was decided to do the analysis until 2016. It is important to mention that the numbers presented here may be underestimated, as underreporting of accidents by companies is not unusual.

REFERENCES

Brasil. Lei n° 8.213, de 24 de julho de 1991. Dispõe sobre os planos de benefícios da previdência social e dá outras providências. Diário Oficial da União, Brasília, 24 de julho de 1991. Disponível em: < http://www.planalto.gov.br/ccivil_03/LEIS/L8213cons.htm>. Acesso em: 25 de outubro de 2018.

Candia, R. C. et. al. Análisis de la accidentalidad por caída de rocas en la minería d los Estados Unidos de Norte América. Umining. Santiago de Chile. 2018.

Fundacentro. Introdução à Higiene Ocupacional. São Paulo, Fundacentro, 2004. 84p.

Lapa, R. Gestão de riscos. Apostila de aulas Pece. São Paulo, 2009. 65 p.

Ministério Da Fazenda. Anuário Estatístico de Acidentes do Trabalho – AEAT 2017. Brasília, v.1. 996p. 2017.

Ramazzini, B. As doenças dos trabalhadores – tradução de Raimundo Estrela. 4ed. São Paulo: Fundacentro, 2016. 321p.

Saleh, J. H. et al. Safety in the mining industry and the unfinished legacy of mining accidents: Safety levers and defense-in-depth for addressing mining hazards. 764p to 777p. 2011.

STUDY OF VENTILATION AND COOLING IN GOLD MINES IN SOUTH AFRICA AS A MEANS TO IMPROVE SAFETY AND PRODUCTIVITY

T. Mapeta [1,] *, S.M. Rupprecht [1]

[1] *University of Johannesburg, South Africa*
*(*Corresponding author: tendai.mapeta@gmail.com)*

ABSTRACT

Mining at deeper levels with the correlating increase in temperatures due to the inherent virgin rock temperatures, has necessitated cooling the occupational environment. This cooling is necessary to ensure the environment meets the mental and physical requirements of the workers, thereby promoting a healthier, safe, and productive working environment. As mines progress deeper, there is a constant need for the upgrading of the ventilation systems. Significant past work has been carried out on the effects of ventilation and cooling in the mines. This paper investigates current methods of cooling and ventilation for hot environments that are plus 30 degrees wet bulb (WB) and discusses proposed methods to reduce in-stope temperatures (working environment) to below 27.5°C (WB).

Keywords: In-stope ventilation and cooling in deep mines

INTRODUCTION

South Africa's gold sector is a world leader in deep-level gold mining. Deep-level underground mining, however, brings with it risks and hazards which require constant commitment and adherence to safety and health standards and procedures. High temperatures and high humidity levels in some underground mines create stressful working conditions and can decrease productivity (Mineral Council South Africa, 2018). A mine's cooling strategy should be intricately planned as the mine deepens and its life extends. Cooling units can be upgraded, and different combinations of cooling systems can be utilized. This is important not only for the safety and health of the mine workers but also for the sustainability of the mining industry in such a competitive world market (Greth et al., 2017). Inarguably much work has been carried out in the past in relations with cooling and ventilation. The purpose of this article is to discuss proposed current methods of cooling and ventilation for hot environments with the aim to reduce in-stope temperatures (working environment) to below 27.5°C wet bulb (WB). As of now utilized underground cooling practices are separated into various classifications dependent on the scale of the systems. This incorporates three wide-ranging categories: central cooling, spot cooling, and micro-climate cooling. These classifications can each be isolated further into various cooling methods which differ dependent on structure and heat of the systems.

BACKGROUND

In the hot, humid mines of South Africa, heat-acclimatized workers doing hard physical work showed a decrease in productivity beginning at an effective temperature of 27.7°C (at 100% relative humidity with minimal air motion), which is approximately the reported threshold for the onset of heat stroke during hard work. These observations demonstrate the importance of the effective temperature or corrected effective temperature, as a heat stress index in mines where the humidity level is high (Jacklitsch et al., 2016).

They also state that, in general, performance and productivity decrease as the effective temperature or corrected effective temperature exceeds about 30°C.

The World Health Organization has recommended that for heat-unacclimatized individuals effective temperature or corrected effective temperature values that exceed 30°C for sedentary activities, 28°C for moderate work, and 25.5°C for hard work are unacceptable for workers. For fully heat-acclimatized individuals, the recommended limits are increased by about 2°C. Marriott (1993) emphasizes that it is especially true when the people are involved in hard physical work, the body competes for the blood to supply the essentials organs and at the same time to cool the body itself. Because of the way that the nerve center identifies that the body temperature is excessively high, and it sends motivations which cause veins providing the vessels in the skin to expand. Vasodilation happens in shallow veins of warm-blooded creatures when their surrounding condition is hot; this procedure occupies the stream of warmed blood to the skin of the creature, where warmth can be all the more effortlessly discharged to the climate (Wikipedia, 2019). Hence, there is a decrease in productivity, as the blood supply is diverted to cooling your body rather than supply blood to other parts of the body.

Germany has put together their mine controls with respect to dry-bulb temperatures and basic effective temperatures, and working time is constrained to six hours if over three hours of the day is spent working at dry-bulb temperatures of over 28.0°C (Leveritt,1998). Van den Berg and Bluhm in their article “Ventilation planning considerations when dealing with hot groundwater” (2015) advocate that mines in Australia need to manage high ambient temperatures and humidity, due to the very steep virgin rock temperature gradients in the operational and planning phases.

Biffi (2018) comments that each underground working must be mechanically ventilated with a framework that is designed, installed and operated and kept in good working conditions as per best engineering practice. Above all, a ventilation system should provide adequate air to the underground workings. Audit of past research on ventilation and cooling demonstrates that adequate central ventilation and cooling research work has been done and that the mining industry is currently at a phase where past work should be reviewed and recommendations appropriately implemented.

Target Temperature Limit

The DeepMine Research Programme (de Klerk, 2001) investigated the thermal environment conditions at the scene of reportable accidents for every single gold mine supporting the conclusion of the literature that heat stress affects both safety and productivity The research outcomes demonstrating that elevated thermal conditions (>29,0 °C) adversely impact injury and production rates.

Existing South African legislation requires that no person shall work in a mine where the conditions are conducive to heat stroke, except if such work is carried out in accordance with an approved code of practice. In terms of a conservative but practical limit, thermal conditions ‘conducive to heat stroke’ exist, albeit only potentially so, whenever the wet-bulb temperature equals or exceeds 27,5 °C (Schutte et al., 1994). The research additionally concluded that the thermal environment will impact on a worker’s capacity to perform and coordinate movements in constrained space with speed and precision. Once the wet-bulb temperature rises above 29°C, individuals work faster, but less precisely than they would underneath this temperature.

According to the SIMRAC, Schutte et al., (1994), the Emergency Heat Stress Index (EHSI) recommended action levels are:

- EHSI ≥28°C: emergency work to be undertaken only by heat tolerant or heat acclimatized task forces, no time limits but work should proceed under supervision and with regular water breaks,

- EHSI ≥30°C: special precautions and tolerance times to be observed
- EHSI ≥45°C: maximum permissible upper limit, no work should be undertaken unless whole body cooling is feasible.

Basing on the terms of the DMR legislation, it explains that If the temperature exceeds 27,4°C WB or 37°C dry bulb or 37°C globe temperature (an indication of radiant heat) at that point a mine must begin to implement heat stress management (Schutte,2018).

Proposed methods

So as to maintain safe temperatures to protect mine workers, mine management must pursue heat decrease strategies. There are a number of heat mitigation methods which mine operators can execute. There are multiple means to reduce the heat load and remove the heat being produced. This incorporates ventilation, artificial cooling, and reducing the magnitude of heat generation of a given source. (Greth, 2018). The most well-known technique is using ventilation to supply volumes of cool air to diminish the heat load and dilute the contaminants created in the production workings. This should be possible by increasing the fresh air volumes through surface accesses such as shafts, raises, adits, or other mine entrances.

If ventilation alone inadequately provides acceptable climatic conditions in the production workings and throughout the mine, artificial cooling methods are often employed. These methods can be exceptionally successful; however, they require large capital investments, continuous maintenance, and additional operating costs. This includes central cooling, spot cooling, and micro-climate cooling systems. These strategies can be analyzed based off their heat reduction, temperatures, and operating costs. Anderson (2017) advises that the opportunities and costs to be secured of these methods must be completely comprehended before a mine can execute a heat management program.

While the underground mine environment is encountering these changes, mine workers are as yet present in these declining climatic conditions, which expose them to a wide risk of dangers. (Greth, 2018). So, it is fundamental that the workplace be made safe for them. Numerous methods can be proposed yet how these systems are applied will vary on a case by case basis for each mine dependent on a variety of factors. These factors include the heat load, geographic location, employed mining method, the material handling system, mine layout, state/federal regulations, and economic constraints (Van den Berg, et al., 2013).

Covering a portion of the current cooling methods that are currently being applied it is important to acknowledge that engineers tend to cool the haulages as well as the stope, yet workers just walk through the haulages to gain access to the production face, an environment where the worker spends most of his shift time. Thus, the work place is the most important area to focus on cooling and ventilation engineers must focus on cooling the place where the people are working".

For worldwide discussion purposes, a conventional 'hierarchy-with-depth' for introducing cooling gives a valuable framework. This is shown graphically in Figure 1 starting with ventilation only, progressing to surface bulk air cooling, then underground air cooling, and ultimately ice-from-surface systems for the ultra-deep mines.

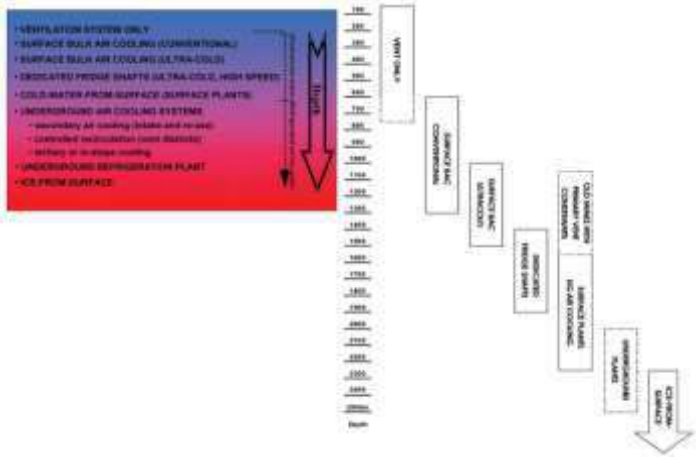


Figure 1. Source: (Mackay, et al., 2010). Hierarchy-with-depth and phase-in of refrigeration modes

The above generic hierarchy of cooling systems as function of depth, in spite of the fact that it is not perfectly valid for all mine sites or operating conditions, it does provide a valuable starting point when designing ventilation and cooling techniques.

Primary Ventilation Planning

McPherson (2009) depicts ventilation as an essential method to remove heat from the underground mine environment. Air is important not only for breathing but also to disperse chemical and physical contaminants (gases, dusts, heat, and humidity). This spent air, otherwise called return air or contaminated air is then led to the surface through the mine's exhausting system. Primary ventilation is associated to the main ventilation and cooling infrastructure. It includes the main surface fans, main booster fans, upcast and downcast shafts, ventilation raises, main airways, bulk air coolers, central refrigeration systems, etc. The point of the primary system is to provide air flow to the sections and service zones in adequate amount and at proper temperatures and quality. (Bluhm, 2004)

Due to factors like the mining method and ore body geometry, size, and shape the means of how this air is moved can change from mine to mine. In spite of the fact that there is no strict standard across the mining industry, primary mine ventilation design does confirm to specific practices. So as to move air into the underground workings, fans are utilized in explicit configurations such as forcing, exhausting, or push-pull to deliver fresh air into the mine through surface accesses such as shafts, raises, adits, ramps, or other mine entrances. (Greth, 2018) Below are the two critical positions of the fan:

- A surface fan situated at the top of an exhaust shaft or exhaust raise will pull the air hence creating a negative pressure all throughout the mine.
- A fan situated at the top of an intake shaft or intake raise will compel fresh air through vertical and horizontal airways thus creating positive pressure through the mine.

Surface fans situated at the top of an exhaust and an intake airway will both push and pull the air consequently creating a neutral pressure at some locations in the mine (McPherson 2009).

The discovery of new reserves which requires expansion beyond the current life of mine or an increase in the production rate, likens to an increase in fresh air to dilute the heat load or evacuate other contaminants. The adjustment in ventilation and cooling requirements can require a major upgrade to account for the changes in the mine design. An upgrade such as this creates a higher demand on the ventilation system. Here and there this can be met by upgrading the fans to supply more air. This technique is known as "flooding". (Greth, 2018). The downside to the "flooding" strategy is that

the effectiveness diminishes exponentially as the heat load increments. In the end, ventilation loses its economic advantage and must be replaced by artificial cooling. (Brake, 2001).

Cooling Systems

Greth (2018) presumes that mine ventilation has been generally utilized as the primary method to remove the heat and dampness that was transferred to the ventilating air from linear/spot heat sources and diesel/electrical mining equipment. Fresh air is basically provided into the mine condition to dispose of the heat and to cool the mine workers. At the point when the ventilation alone can't satisfactorily provide acceptable work conditions, artificial mine cooling systems are incorporated with the ventilation in the production and development workings and throughout the mine.

Cooling systems are a critical cost, however the capital and operating costs to install and operate these systems are necessary to ensure the wellbeing of the mine worker. In a discussion with Biffi (2018), he concludes – “From my point of view, we just have to spend the money to get the infrastructure if we want to achieve our goal”.

Centralized Cooling Systems

Centralised cooling systems is regularly referred to as bulk air cooling or primary cooling. These centralized cooling systems are utilized in mines where heat issues are widespread (McPherson, 2009). Bulk air cooling provides cooling throughout the mine workings in order to lessen the heat load to safe levels. This cooling system comprises of two non-mobile heat exchange systems:

1. One is the bulk air cooler (BAC), which goes about as an evaporator that cools the encompassing air. The BAC system incorporates a cooling tower that showers chilled water over the air which is drawn through the BAC.
2. The other system includes the refrigeration plant, which acts as a condenser where heat is dismissed as air or water to the surrounding area. If heat is rejected through water, then a condenser cooling tower (CCT) is required. In contrast to a BAC, a CCT rejects the heat from water to the air (Brake, 2012).

In view of the location of the BAC: surface or underground centralized cooling systems can be broken down into two classifications (Hooman et al., 2015).

A surface BAC is ordinarily the primary means of artificial cooling utilized by a mine. This is due to the complexity and cost of implementing underground artificial cooling on a central scale (Mackay, et al., 2010).

A surface BAC is frequently situated on the surface where the ventilation system can draw air through the chamber of the BAC. The positional efficiency of a surface BAC can be the smallest compared to other methods this is because it is located so far away from the mine’s production workings. The surface BAC has no size limit and consequently, it can cool larger quantities of air. Numerous surface BACs can be utilized in various configurations at the same location to maximize air cooling (Brake, 2012). Two different surface BAC configurations are shown in Figure 2 below.

Figure 2. A vertical fill-packed tower BAC and multi-stage horizontal spray chamber BAC (Greth, 2018) Source: Roman et. al, 2013)

Greth (2018) states that Ramsden et. al (2007) derived that a constraining factor for the conventional surface BAC is that there is a limit to how low the temperatures can drop in the intake shaft as mine personnel use it for transport and hoisting. The answer for this is the utilization of a dedicated downcast airshaft which utilizes ultra-cold surface bulk cooling. This ultra-cold air will achieve safe limits by the time it reaches the bottom of the shaft due to auto-compression and strata heat. It will likewise require upgrading the BACs and refrigeration plant infrastructure.

As mining expands the mining depth will make it uneconomical for any surface BAC to be financially viable. This depth will vary between mine sites to mine site depending on the operating conditions. At the point when the mine achieves this depth, it must utilize underground artificial cooling so as to keep on relieving the mine's heat load (Mackay, et al., 2010). The primary underground BAC is commonly placed in the main intake. Secondary underground BACs might be set further in the mine and used to re-cool fresh intake air or to re-cool recirculated air. This is known as secondary cooling. Hence, refrigeration plants are regularly placed on the surface (McPherson, 2009). Despite the fact that a surface refrigeration plant may provide chilled water, at greater depths, the chilled water may heat up due the pressure differential. As water is pumped underground the potential energy is converted directly to heat thus warming the water.

A surface refrigeration plant providing cold water to an underground BAC requires a large system of insulated pipes, pumps, and water dams. There are number of drawbacks to operating an underground refrigeration plant. The coefficient of performance is lower as vapor condensing temperatures are increased due to constrained air quantities and the fact that the air utilized for the condenser heat rejection has a higher wet bulb temperature. Underground BACs can use either an underground or surface refrigeration plant. Underground refrigeration plants perform at a higher effectiveness over surface plants as they are nearer to where cooling is required underground. Fouling may be an issues in underground refrigeration plants if the water source isn't sourced from the surface because of the substandard nature of underground water. In addition, maintenance on underground refrigeration plants is difficult because of the bound regions underground (Castillo et al., 2005).

Spot Cooling Systems

Spot cooling systems are frequently alluded to as decentralized, tertiary, face, or in-stope air cooling systems. These spot cooling systems are utilized in areas where heat problems are confined and frequently are far from main airways (McPherson, 2009). Regularly these restricted areas include actively mined faces as heat is produced from equipment operation and from the freshly mined rock/ore. On the off chance that these areas are not active for a significant lot of time, then a mobile spot cooler would be perfect as they can be designed to be portable and thus used in other active production workings. The mobility of spot coolers and their location underground gives them a high

positional efficiency. (Greth, 2018). The disadvantage of a spot cooler is that its size constrains its cooling capacity. Spot cooling systems are frequently utilized in conjunction with central cooling. In any case, if the overall mine heat load is low and localized it might be utilized on its own (Brake, 2001).

The two types of spot coolers which are actively used are:

1. spray chambers
2. closed circuit cooling-coil heat exchangers.

An example of a portable spot cooler is shown in Figure 4 below. The evaporator portion of the spot cooler can be installed in an air duct, while the condenser portion is positioned outside of the duct in the return air way where the spot cooler rejects its heat. Another option is to utilize an underground refrigeration plant to provide chilled water to spot coolers. In this circumstance, the refrigeration plant is set up in an area where it can directly reject heat into a return airway. Chilled water is then pumped to where the spot cooler is situated. This can be alluded to as district cooling. Both of these situations are not constantly perfect, as new airways are not always close to return airways (Brake, 2001).

Figure 3. An experimental cooling-coil spot cooler (Greth, 2018) Source :(Biffi et. al, 2005)

Micro-Climate Cooling Systems

Micro-climate cooling is the cooling of the area directly surrounding the mine worker. This is ideally the most efficient way to keep the mine workers cool in a hot underground mine environment as the positional efficiency can be close to 100% (Brake, 2001). This method is not often mentioned in underground mine cooling literature as micro-climate cooling systems don't cool the mine environment. Nevertheless, an example of this is utilizing:

Cooling Garments

In hot mining conditions it is important to help the body's thermoregulation framework with an artificial cooling technique. These cooling garments can be ordered into two classifications: passive and active garments. Passive garments don't include any mechanical or electrical equipment to operate and can be separated into two known sorts: the phase-change garment, or PCG, and vacuum desiccant cooling. The outstanding sorts of active garments are: air-cooled garments or ACG, liquid-cooled garments (LCG), cooling garments dependent on gas development and hybrid cooling garments.

Air –Cooled Garment (ACG)

Air-cooled garments contain two layers of which the external layer is impermeable to the encompassing air, and the second is air-permeable and in direct contact with the skin. Air is blown between the two layers and leaves the garment through the internal layer towards the skin (Al Sayed et

al, 2016). The ACG's essential method of cooling is by dissipating the body's perspiration. In any case, the effectiveness of air-cooled garments in situations with high moistness levels is extremely constrained (Hadid et al. 2008). The garment's execution results show low effectiveness in lessening the body's thermal physiological reactions, yet they expressed that the garment could be utilized, subsequent to practicing in gentle warmth, to enhance thermal solace and decrease warm pressure (Zhao et al, 2015).

Liquid-Cooled Garment (LCG)

Liquid-cooled garments (LCGs) utilize a cooled liquid (for the most part water) that circles, inside cylinders inserted in the garment, utilizing a micro-pump controlled by a battery. These tubes are typically made of polyvinyl chloride (PVC). Numerous investigations directed on subjects wearing LCGs demonstrate that these garments can enhance performance (work duration) and decrease thermal strain. The negative aspects with LCGs is there is a danger of burning the skin if the stream development that may show up if the water was circulated in the space between the skin and the personal protective equipment (Richardson et al., 1988).

Cooling Garment Based on Gas Expansion

This kind of cooling garment does not need power to work and depends on the endothermic vaporization of condensed carbon dioxide (CO_2). High-pressure CO_2 is dispensed through an expansion valve in which the gas pressure drops to the ambient value. In this thermodynamic evolution, fluid CO_2 flashes to vapor and assimilates energy equivalent to the gas' heat of vaporization (Al Sayed et. al 2016).

Phase Change Garment (PCG)

The phase- change garment utilizes materials that can assimilate and store thermal energy in latent heat form at a temperature range reasonable for individual cooling purposes. As a rule, a PCG covers the torso and contains pockets encompassing the chest cavity that hold the phase changing material packs (Bennet et al., 1995).

Cooling Garment Based on Vacuum Desiccant Cooling

A prototype of a cooling garment in light of vacuum desiccant cooling was tried at 40˚C and 50% relative heat atmospheric conditions by Yang *et al*. 2012. The cooling garment pad contained the following - a cooling core containing water, an absorption core, a honeycomb-type spacer, and an outer bag made of plastic. The prototype weighed approximately 3.4 kg and covered 0.4 m^2 of body surface. Yang *et al*. (2012) determined that this prototype has a maximum cooling capacity of 373 W/m^2 and concluded, that this prototype is more successful than an ice-cooling vest at diminishing the core body temperature and heat stress while the wearer is working in a hot environment (Yang *et al*., 2012).

Thermoelectric Cooling

Thermoelectric gadgets utilized in thermoelectric cooling depend on the Peltier effect to convert electrical energy into a temperature gradient. A thermoelectric module offers numerous preferences: its size, high dependability, no vibrating parts and direct vitality change. Their principle shortcoming is the poor coefficient of performance, especially in large capacity and wide temperature range applications (Al Sayed et al, 2016)

Hybrid Cooling Garments

Hybrid cooling garments join at least two cooling techniques in one functional system. The most notable sort is the air-liquid cooling garment used by the National Aeronautics and Space Administration (NASA) for extravehicular activities in space. It contains flexible Spandex, vinyl tubes through which a coolant circulates and an airflow duct, which is stitched over the garment that mostly cools the head (Tanaka et al, 2014).

In conclusion, the air-cooled garment is viewed as a light-weight garment that keeps clothing drier and relies on the body's own mechanism (sweat) to dissipate heat thusly disposing of the danger of overcooling that could happen with different types of garments (du Québec, 2001) (Pandolf et al., 1995) At elevated amounts of heat, the effectiveness of the air-cooled garment diminishes, in light of the fact that the surrounding air is saturated (Barwood, 2009).

As of now, no cooling innovation appears to meet the full requirements for deep underground environments. A cooling garment ought to be light, compatible with the work of miners, present no risk to health and safety and significantly reduce heat stress. Consequently, further examinations and studies on different combinations of cooling technologies must be led to achieve an ideal cooling garment that is adjusted for miners in deep mines (Al Sayed et al, 2016).

Deepmine Task 1.2.2 conducted research to distinguish and assess practical body-cooling garments for deep-level mining applications. The exposure of workers to raised environmental temperatures can't generally be stayed away from as expelling all or part of the excessive heat from the workplace by using engineering controls is sometimes either impractical or impossible. A few kinds of body-cooling garment have been created to date. In general, the principle of operation is to provide a cool micro-environment around the wearer to facilitate the expulsion of metabolic heat from the body and to block heat exchange with the outer environment, thereby controlling the wearer's heat stress. The type of cooling garment utilized depends almost entirely on the nature of the task at hand and on the expected thermal conditions. Monetarily accessible body-cooling systems go from complex circulating air or liquid cooling systems to simpler methodologies such as the utilization of ice vests.

Cooling System Comparative Analysis

The comparison of mine cooling systems is often difficult, this is because there are not only many different cooling systems, but each system varies by cooling capacity, operating cost, capital investment, efficiency, and more. The effectiveness of these systems varies between different mine sites based on a variety of factors such as mine design, mining method, material handling, heat load, and more. Table 1 highlights the advantages and disadvantages of current cooling system strategies.

According to Table 1 each cooling system provides an exclusive set of capabilities which can be adopted by a mine in order to reduce its heat load. Though a single system may be able to reduce the heat load to appropriate levels, a cooling system strategy is often developed based on multiple systems. As the mine continues to deepen and becomes increasingly mechanized, more cooling is implemented by upgrading the current cooling infrastructure and/or by implementing more or other cooling systems.

Most often, surface bulk air cooling is utilized solely or first when implementing cooling due to its large cooling capacity, ease of maintenance, and lower installation costs relative to underground cooling infrastructure (Van den Berg et al., 2013). This is only the case when the mine design allows for the chilled air to be directly moved to specific areas underground experiencing excess heat. Other cooling methods would need to be employed if the chilled air from the surface BAC system is unable to reach these regions or the mining depth and associated geothermic gradient is too large for a surface BAC system to be efficient (Brake, 2001).

Table 1: Cooling systems - advantages and disadvantages (Greth, 2018)

Cooling System	Advantages	Disadvantages
Surface Bulk Cooling	Provides the greatest amount of cooling	Limited by the depth of the mine
Underground Bulk Cooling	Generates the largest amount of cooling capable underground	Must reject heat to a return airway or through return waterlines to the surface
Ice Storage	Utilizes natural cooling processes to reduce operating costs	Limited to cold climates
Spot	Mitigates heat in localized areas	Must reject heat to a return airway or through return waterlines to the surface
Micro-Climate	Cools area directly around the mine worker	Workers are unable to always remain in air conditioned cabs Current cooling garments aren't optimal for use in the mine environment

RECOMMENDATIONS AND CONCLUSIONS

It is recommended that in addition to reviews of the effectiveness of various heat reduction strategies, there is still research required regarding the implementation of these cooling strategies, as well as training and awareness. In addition, the Installation of real time monitoring systems in the stope is required. Real time information can monitor environmental conditions, such as humidity, temperature, air velocity, gases and contaminants.

Though some strategies provide more cooling than others, they come at costs which cannot be avoided if the goal to reduce in-stope temperatures (working environment) to below 27.5°C (WB) in the deep level South African gold mines is to be achieved.

REFERENCES

Al Sayed, C., Vinches, L. and Hallé, S., 2016. Towards optimizing a personal cooling garment for hot and humid deep mining conditions. Open *Journal of Optimization*, 5(01), p.35.

Biffi, M., (7 December 2018) Discussion Personal Communication regarding. Improving in-stope environmental conditions.

Bluhm, S., von Glehn, F. and Smit, H., 2004. Important basics of mine ventilation and cooling planning. *Journal Mine Ventilation Society South Africa*, *57*(1), p.15.

Brake, D. J. (2001). The application of refrigeration in mechanised mines. In Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy (Vol. 306, No. 1, pp. 1-10). Parkville, Vic.: The Institute.

C de Klerk., C., Mines Rescue Services. 2001. Deepmine Task 1.2.2. Body-cooling garments for routine and emergency applications.

del Castillo, D. O., Baard, T., and Pieters, A. (2005). Maximising the output of a surface bulk air cooling installation on a South African mine. In Proceedings of the Eighth International Mine Ventilation Congress. Brisbane, Australia (pp. 65-73).

du Québec, G., 2001. Regulation respecting occupational health and safety. Éditeur officiel du Québec. Retrieved from: http://legisquebec.gouv.qc.ca/en/showdoc/cr/S-2.1,%20r.%2013

Greth A., Roghanchi P., and Kocsis K., 2017. “A review of coo ling system practices and their applicability to deep ad hot underground US mines”,16th North American Mine Ventilation Symposium, Golden, CO, June 17-22, 2017, volume 11, pp. 1-9

Greth, A.V., 2018. Evaluating Mine Cooling Systems and Mine Ventilation Strategies to be Applied in Deep and Hot US Mines (Doctoral dissertation). University of Nevada Reno

Hadid, A., Yanovich, R., Erlich, T., Khomenok, G. and Moran, D.S., 2008. Effect of a personal ambient ventilation system on physiological strain during heat stress wearing a ballistic vest. *European journal of applied physiology*, 104(2), pp.311-319.

Hancock, P.A., 1981. Heat stress impairment of mental performance: a revision of tolerance limits. *Aviation, space, and environmental medicine*.

Hooman, M., Webber-Youngman, R.C.W., Du Plessis, J.J.L., and Marx, W.M., 2015. A decision analysis guideline for underground bulk air heat exchanger design specifications. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, *115*(2), pp.125-129.

Leveritt, S., 1998. Heat stress in mining. Work-Safe Australia Ergonomics Review. Lindsay, R. B. The Temperature Concept for Systems in Equilibrium. Pages 5-6 Environmental engineering in South African mines. The Society.

Mackay, L., Bluhm, S., and Van Rensburg, J., 2010. Refrigeration and cooling concepts for ultra-deep platinum mining. The 4th International Platinum Conference, Platinum the Southern African Institute of Mining and Metallurgy

Marriott, B.M. ed., 1993. Nutritional Needs in hot environments: Applications for military personnel in field operations. National Academies Press.

McPherson, M. J., 2009. Subsurface ventilation engineering, mine ventilation services. Fresno, CA: Springer Science and Business.

Mineral Council South Africa. Retrieved from https://www.miningforschools.co.za/lets-explore/gold/factors-that-favour-or-hinder-gold-mining.

NIOSH [2016]. NIOSH criteria for a recommended standard: occupational exposure to heat and hot environments. By Jacklitsch, B., Williams W.J., Musolin K., Coca A., Kim J.H., Turner N., Cincinnati, OH: U.S. Department of Health and Human Services, Centers for Disease Control and Prevention, National Institute for Occupational Safety and Health, DHHS (NIOSH) Publication 2016-106.

Richardson, G., Cohen, J.B., McPhate, D.C., and Hayes, P.A., 1988. A personal conditioning system based on a liquid-conditioned vest and a thermoelectric supply system. Ergonomics, *31*(7), pp.1041-1047.

Schutte, P.C., Kielblock, A.J., and Marx, H.E., 1994. Heat stress protection in abnormally hot environments.

Schutte, S., (14 December 2018) Discussion Personal Communication. Improving in-stope environmental conditions.

Tanaka, K., Nakamura, K., and Katafuchi, T., 2014. Self-perspiration garment for extravehicular activity improves skin cooling effects without raising humidity. Acta Astronautica, 104(1), pp.260-265.

Van den Berg, L., and Bluhm, S., 2015 Ventilation planning considerations when dealing with hot groundwater.

Wikipedia contributors. 2019. Update. In Wikipedia, The Free Encyclopedia. Retrieved from https://en.wikipedia.org/w/index.php?title=Update&oldid=877424535

Zhao, M., Gao, C., Li, J., and Wang, F., 2015. Effects of two cooling garments on post-exercise thermal comfort of female subjects in the heat. Fibers and Polymers, 16(6), pp. 1403-1409.

MADENCİLİK POLİTİKALARI ve MADEN HUKUKU - MINING POLITICS and MINE LEGISLATION

KÖMÜR KARŞITI LOBİ FAALİYETLERİ VE TEKNOLOJİK GERÇEKLİK

LOBBY ACTIVITIES AGAINST TO COAL AND TECHNOLOGICAL REALITY

M.S. Delibalta [1,*], Ö.Y. Toraman [2]

[1] *Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 51240 Niğde*
*(*Sorumlu yazar: msdelibalta@ohu.edu.tr)*
[2] *Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Endüstriyel Hammaddeler ve Yapı Malzemeleri Uygulama ve Araştırma Merkezi, 51240 Niğde*

ÖZET

Kömür, Dünya'nın en zengin rezervli ve en güvenilir fosil yakıtıdır. Aynı zamanda, enerji kaynakları arasında rekabet edebilir bir maliyete sahiptir. Temiz kömür teknolojileri; enerji verimliliğini artırmakta, kömürün neden olduğu sera gazı emisyonlarını azaltmakta ve bu sayede kömür gün geçtikçe daha temiz bir yakıt olmaktadır. Avrupa ülkeleri enerji verimliliği kazançlarından dolayı, 10 yıl öncesine kıyasla daha az enerji tüketmektedir. Ayrıca; Avrupa ülkelerinde enerji tasarrufu ve yenilenebilir enerjinin beklenenden hızlı gelişmesi nedeniyle, fosil yakıtlara daha az ihtiyaç duyulmaktadır. Fakat azalan katkısına rağmen, fosil yakıtlar Avrupa'nın en önemli enerji kaynağı olma rolünü halen sürdürmektedir. Tüm bu gelişmelere rağmen; açık ocak ve yeraltı kömür madenlerine karşı dünya çapında artan bir muhalefet bulunmaktadır. Kömür karşıtı lobilerce farklı şekillerde protestolar düzenlenmekte; insan zincirleri, barikatlar, yürüyüşler ve online kampanyalar bunlardan bazılarıdır. Ancak; Türkiye'nin enerjide dışa bağımlılığı ve enerji ithalatı yüzünden artan ödemeler dengesi açıkları, kömürün elektrik üretim sistemindeki yüksek payını devam ettirmek, bunun için yerli kömür rezervlerini ülkemizin 2023 hedefleri doğrultusunda kullanarak ulusal enerji sistemine katkı sunması planlanmaktadır. Türkiye son 5 yılda 219,8 milyar dolar cari açık verirken, enerji faturasının 213 milyar dolar olması bu gerçeği doğrulamaktadır. Bu maksatla yapılan araştırmada; kömür karşıtı lobi faaliyetleri ve teknolojik gerçeklik ele alınarak, sektör paydaşlarına objektif çözüm önerileri sunulmaktadır.

Anahtar Sözcükler: Madencilik, Türkiye, kömür, teknoloji, lobiler.

ABSTRACT

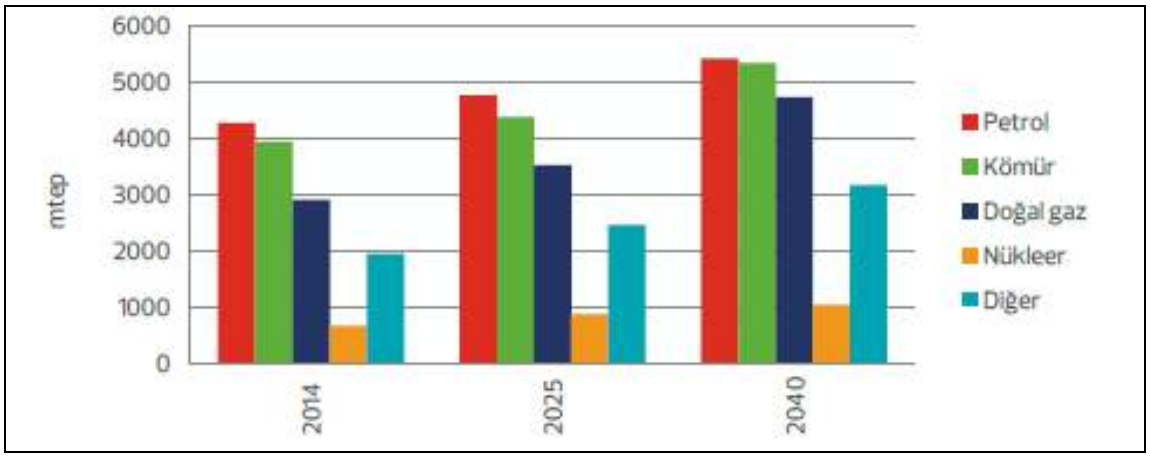
Coal is the world's richest reserve and the most reliable fossil fuel. At the same time, it has a competitive cost between energy sources. Clean coal technologies; increasing energy efficiency, reducing greenhouse gas emissions caused by coal, and thus coal is becoming a cleaner fuel. Because of the energy efficiency gains, European countries consume less energy more than 10 years a decade ago. Also; in European countries, fossil fuels are less needed because of energy savings and renewable energy development faster than expected. However, despite its declining contribution, fossil fuels still continue to be the most important energy source in Europe. Despite all these developments; there is an increasing opposition to open pit and underground coal mines worldwide. Protests are organized in different ways by anti-coal lobbies; human chains, barricades, walks and online campaigns are some of these. But; Turkey's dependence on foreign energy and increasing balance of payments deficit due to energy imports, and maintaining the high share of coal in electricity generation system, using domestic coal reserves for the country of our 2023 targets in line is planned to contribute to the national energy system. Turkey last 5 years, the current account deficit 219.8 billion, while that of the 213 billion dollars in energy bills confirms this fact. In this research; anti-coal lobby activities and technological reality are discussed and objective solutions are offered to sector stakeholders.

Keywords: Mining, Turkey, coal, technology, lobbies.

GİRİŞ

Enerji sektörü başta sosyo-ekonomik gelişim ve insanların yaşam standartlarının yükseltilmesi bağlamında, ulusal ve uluslararası ekonomiler için büyük bir öneme sahiptir. Ancak; dünya enerji kaynakları talebindeki sürekli artış, yükselen enerji fiyatları, küresel ısınma ve iklim değişikliği gibi nedenler, ülkelerin enerji arz güvenliği konusundaki kaygılarını her geçen gün daha da artırmaktadır (Aktaş, 2012; Delibalta ve Toraman, 2013). Enerji kaynakları sadece ülke gelişimini etkileyen bir unsur olmanın ötesinde, dünya barışı için de son derece önemli rol oynamaktadır.

Uluslararası Enerji Ajansı (International Energy Agency-IEA) tarafından, günümüzde mevcut enerji politikalarının gelecekte de çok fazla değişmeden sürdürüleceği varsayımına göre yapılan araştırmalarda; dünya birincil enerji kaynakları talebinin 2014 yılına göre yaklaşık %44 oranında artış göstererek 2040 yılında 19.636 milyon ton eşdeğer petrol (mtep) seviyesine yükseleceği, bu miktarın kaynaklara dağılımında önemli farklılıkların olmayacağı öngörülmektedir (Şekil 1). Buna göre; 2040 yılı enerji sektöründe petrolün payı %27,5, kömürün payı %27,1, kömürü %24 pay ile doğal gazın izlemesi, nükleer enerjinin payı %5,3 ve diğer kaynakların payı ise %16,1 olması beklenmektedir (TKİ, 2017).



Şekil 1. Dünya birincil enerji kaynakları payının yıllara göre değişimi (TKİ, 2017)

Enerji sektöründe değişen coğrafi ve ekonomik dengeler, enerji piyasalarının değişimlere uzun vadeli çözümler üretme zorunluluğunu ortaya koymaktadır. Enerji ithalatçısı ve bu alanda dışa bağımlı ülkeler için enerji bağımlılığından kurtulmak, ekonomik bağımsızlığa ulaşabilmek açısından büyük önem taşımaktadır. Bunun yanı sıra; jeopolitik belirsizlik ortamı, fosil yakıt kullanımında sürdürülebilirlik çerçevesinde limitlere yaklaşılması ve dramatik sinyaller vermeye başlayan iklim değişikliği, ülkeleri kendi enerji döngülerini bir an önce yeniden kontrol ve planlamaya mecbur etmektedir. İklim değişikliğine yönelik çözümler üretilirken, sadece alternatif enerji kaynaklarını artırmaya değil, enerji tüketimini azaltacak, enerji verimliliğine yönelik çözümler geliştirmeye de odaklanmak gerekmektedir.

Enerji ve iklim konusundaki öncelik ve gereksinimler ülkeden ülkeye değişse de, ulusal gündem ve yönelişlerin gitgide daha çok uluslararası politikalar tarafından belirlendiği dikkati çekmektedir. Özellikle son yıllarda ülkeler iklim değişikliği ve buna yol açan fosil yakıtları tartışmaktadır. Enerji kaynakları arasında arz güvenliği ya da çevresel etki bakımından sıfır riskli olan kaynak bulunmamaktadır. Ancak, enerji verimli yöntemler daha çevreci sistemlerdir. Bu çalışmada; birincil enerji kaynakları ve yeni stratejik gelişmeleri uluslararası boyutta tartışmak maksadıyla, kömür karşıtı lobi faaliyetleri ve teknolojik gerçeklik ele alınarak incelenmiştir.

KÖMÜR KARŞITI LOBİ FAALİYETLERİ

Azalan katkısına rağmen, fosil yakıtlar pek çok dünya ve Avrupa ülkelerinin en önemli enerji kaynağı olma rolünü günümüzde de sürdürmektedir. Tüm bu gelişmelere rağmen; açık ocak ve yeraltı kömür madenlerine karşı dünya çapında artan bir muhalefet bulunmaktadır. Uluslararası çevre örgütleri, doğanın sömürülmesi ve kömür madenciliğine karşı protestolarını 30 yılı aşkın süredir devam ettirmektedir. Başta kömür kullanımının hızla arttığı gelişmekte olan ülkelerde olmak üzere, tüm dünyada insanlar zaman zaman sokağa dökülmektedir (Brakel, 2017). Avustralya, Bangladeş, Çin, Hırvatistan, Finlandiya, Fransa, Almanya, Türkiye, Hindistan, Malezya, Mozambik, Filipinler, Sri Lanka ve Güney Afrika'da çeşitli protestolar düzenlenmektedir.

Almanya'da yerel ve bölgesel olarak 10 yıllardır kömür karşıtı eylemler düzenlenmektedir. Fakat 2006 yılında yatırımcıların 38 yeni kömürlü termik santral planının ortaya çıkmasıyla birlikte, insanların sesi daha da yükselmeye başlamıştır. 2007 yılında Almanya İklim İttifakı kurularak, kömür; kiliseler ve Bread for the World ya da Oxfam gibi kalkınma örgütlerini bünyesinde bulunduran bir koalisyonun hedefindedir. 2008 yılında kömür karşıtı bir hareket başlatarak, sonraki yıllarda ise Friends of the Earth Almanya ve Deutsche Umwelthilfe gibi çevre örgütleri, yeni enerji yatırımlarına karşı gelmektedirler (Şekil 2).

Şekil 2. Almanya'daki kömür karşıtı protestolardan bir görünüş (Bund, 2018)

Almanya'daki termik santral bölgelerinde 2011'den beri protestolar yapılmakta, hem yerel gösteriler hem de uluslararası eylemler düzenlenmektedir. 2014 yılında çevre alanında çalışan sivil toplum kuruluşları Lusatia'da bütün Avrupa'dan gelen 7500 kişiyle kilometrelerce uzunluğunda bir insan zinciri oluşturmuştur. 2015 yılında 6000 kişi bu sefer Hambach-Rheinland'da protesto zincirinin birer parçası olup, Ağustos ayında 1500 kişi ile Almanya'nın 10 yıllardır tanık olduğu en büyük sivil itaatsizlik eylemini gerçekleştirmişlerdir. "Ende Glande" (Yolun Sonu) pankartları taşıyan grup, Garzweiler kömür sahasına tırmanarak işletmenin yaklaşık bir gün kapalı kalmasına neden olmuştur. Alman kömür işletme şirketi RWE (Rheinisch-Westfälisches Elektrizitätswerk) göstericilerin 800 tanesini mahkemeye vermiş olsa da, aktivistlere göre bu eylem iklim hareketi için büyük bir başarı sayılmaktadır.

Avrupa'da; Danimarka'dan İtalya'ya, Hırvatistan'dan Türkiye'ye kadar pek çok ülkede yeni termik santrallere karşı eylemler düzenlenmektedir (Şekil 3). Bu tür protestoların temelinde, kömürün çevresel ve sosyal maliyetlerine, iklimin korunması ve enerji kaynaklarının yenilenebilir olmasının gerekliliğine dikkat çekilmektedir.

Şekil 3. Türkiye'deki kömür karşıtı protestolardan bir görünüş (TEMA, 2018)

Kömürlü termik santrallere karşı mücadelede başlıca temalar santralin yaratacağı yerel ve bölgesel kirlilik (hava kirliliği, asit yağmurları, kül dağları ve diğer atıklar) ve toprak kullanımı sorunları (tarım alanlarının, köylerin, turizm bölgelerinin termik santrallar tarafından işgali) olsa da, kömürün iklim değişikliğine neden olan en önemli fosil yakıt olması, son yıllarda mücadeleyi büyüten nedenlerden biri haline gelmektedir. Küresel Eylem Grubu ve Yeşiller'in desteğiyle 27 Nisan 2007'de İstanbul'da düzenlenen "Başka Bir Enerji Mümkün" mitingine termik santrallere karşı mücadele eden yerel hareket temsilcilerinin katılması, Ekoloji Kolektifi'nin 2010'da Sinop-Gerze'de yerel aktivistlerle birlikte düzenlediği İklim Adaleti Buluşması, İklim Girişimi'nin 2015'te İstanbul'da düzenlediği İklim Forumu'nda çeşitli bölgelerden gelen kömür karşıtlarının oturumlar düzenlemesi ve iklim değişikliğiyle mücadeleden doğan "Break Free" adındaki küresel kömür karşıtı eylemin Türkiye ayağının 15 Mayıs 2016'da İzmir-Aliağa'da yapılması gibi örnekler, kömüre karşı muhalefetin iklim hareketinin bir parçası haline geldiğini göstermektedir.

Sağlık ve çevre örgütlerini bir araya getiren Temiz Hava Hakkı Platformu'nun kurulması, özellikle yayımladığı Türkiye'de hava kirliliği üzerine Kara Rapor, Sağlık ve Çevre Birliği (HEAL), Greenpeace gibi uluslararası bağlantıları olan kuruluşların yaptıkları çalışmalar da son dönemde hareketin canlanmasında pay sahibidir (Carrington, 2015; Ekoder, 2018). Kömürlü termik santrallere yönelik muhalefet, Türkiye'de çevre ve ekoloji mücadelesi ve yeşil hareketin ortaya çıkmasında belirleyici bir rol oynamaktadır.

Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı (ETKB) tarafınca, ülkemizde kömür karşıtı lobi faaliyeti yürütenlere karşı, dünyadaki kömür kullanımının % 40'ın üzerinde olduğu ifade edilmektedir. Yerli kömürün 2016 yılsonu itibarıyla elektrikte % 12 olan payının 2017 yılının 9 aylık döneminde % 16'ya çıktığına dikkati çeken Bakanlık, "Polonya'da elektriğin yüzde 84'ü, Almanya'da 45'i, İngiltere'de 39'u kömürden sağlanıyor. Biz bu oranı yüzde 12'den 16'ya çıkardık diye kıyamet kopuyor. Birileri var kömür karşıtı lobicilik yapmaya çalışıyor, ama çok da önemli değil. Biz bu kaynakları sonuna kadar kullanacağız." ifadesini kullanmaktadır (Sabah, 2018; GV, 2018). Bakanlık ayrıca; finans sektörüne yerli kömüre daha fazla katkı yapmaları için çağrıda bulunurken, özel sektör temsilcilerinin de daha cesur adımlarla büyümeye katkı yapmasını ve yatırımlarına devam etmesini istemektedir. Kömürün Türkiye enerji sektöründeki durumunu ortaya koymadan önce, kısaca Dünya'daki görünümüne bakmakta fayda var. Öyle ki diğer ülkelerdeki sektörel gelişmeler, doğrudan veya dolaylı olarak ülkemizi de etkilemektedir.

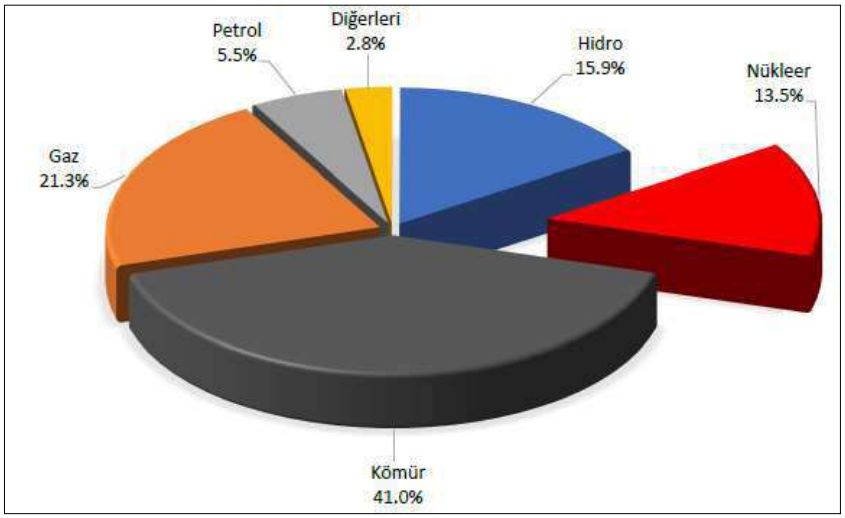
ENERJİ SEKTÖRÜNDE KÖMÜR'ÜN YERİ VE ÖNEMİ

Dünya Kömür Rezervi ve Enerji'deki Payı

Dünya Enerji Konseyi'nin (World Energy Consul-WEC) araştırmalarına göre; dünya kanıtlanmış işletilebilir kömür rezervi toplam 892 milyar ton büyüklüğündedir. Söz konusu rezervin; 403 milyar tonu antrasit ve bitümlü kömür, 287 milyar tonu alt-yarı bitümlü kömür ve 201 milyar tonu ise linyit kategorisindedir. Dünya 2015 yılı toplam kömür üretimi dikkate alındığında, küresel kömür rezervlerinin yaklaşık 114 yıl ömrü bulunduğu hesaplanmaktadır.

Ayrıca; dünya genelinde kömür rezervlerinin 310,5 milyar tonu (%34,8) Avrupa-Avrasya ülkelerinde, 288,3 milyar tonu (%32,3) Asya-Pasifik ülkelerinde, 245 milyar tonu (%27,5) Kuzey Amerika ülkelerinde, 33 milyar ton (%3,7) Afrika-Doğu Akdeniz ülkelerinde ve 14,6 milyar ton (%1,6) Orta ve Güney Amerika ülkelerinde bulunmaktadır. WEC tarafından 80 civarında ülkede bulunduğu raporlanan dünya kömür rezervlerinin en büyük kısmı (237,3 milyar ton) Amerika Birleşik Devletleri (ABD)'de yer almaktadır. ABD'yi 157 milyar ton ile Rusya Federasyonu ve 114,5 milyar ton ile Çin izlemektedir. Diğer kömür zengini ülkeler arasında; Avustralya (76,4 milyar ton), Hindistan (60,6 milyar ton), Almanya (40,5 milyar ton), Ukrayna (33,9 milyar ton), Kazakistan (33,6 milyar ton) ve Güney Afrika Cumhuriyeti (30,2 milyar ton) bulunmaktadır (Özbayoğlu, 2017; ETKB, 2018). Dolayısıyla, dünya kömür rezervlerinin %90'dan fazlası bu dokuz ülkenin sınırları içinde yer almaktadır.

Kömür, 21.yüzyılda dünyanın en önemli ve güvenilir enerji kaynağı olarak görülmektedir. Dünyada üretilen elektriğin; %41'i kömürden, %21,3'i doğal gazdan, %15.9'u hidroelektrik, %13,5'i nükleer santrallerden, %5,5'i petrol ve %2,8'i diğer kaynaklardan sağlanmaktadır (Aktaş, 2012; MadenMO, 2015; Durgun, 2017). Küresel ısınma tehdidine karşın, elektrik üretimindeki en büyük payın kömürde oluşu dikkat çekicidir (Şekil 4).



Şekil 4. Dünya elektrik üretiminin kaynaklara göre dağılımı (Yıldız, 2014)

ABD, Çin, Hindistan ve Almanya'da kömür, Rusya'da doğal gaz, Fransa'da nükleer enerji ve Kanada'da yenilenebilir enerji kaynakları, elektrik üretiminde en fazla paya sahip olan kaynaklardır. Ayrıca; Fransa, Almanya, ABD, Kanada ve Rusya, elektrik üretiminde nükleer enerjiyi önemli oranda kullanan ülkelerdir. Türkiye'de ise elektrik üretimi için kullanılan temel kaynaklar doğal gaz, kömür ve yenilenebilir enerjidir (ETKB, 2017). Bu kaynakların oransal dağılımı ise aşağıda daha ayrıntılı olarak verilmektedir.

Türkiye Enerji Sektöründe Kömür'ün Payı ve Önemi

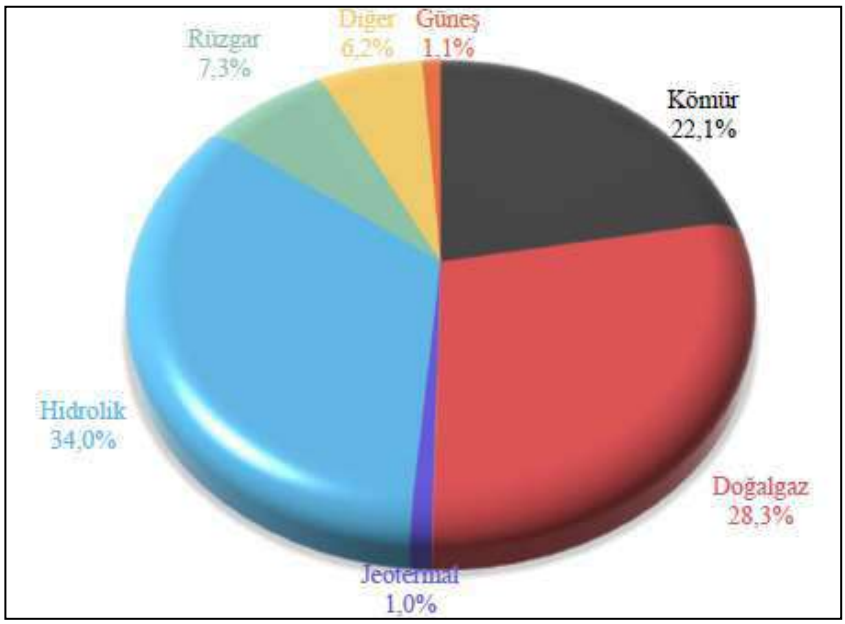
Türkiye enerji sektöründe dışa bağımlılığın azaltılması ve enerji arz güvenliğinin sağlanması ile birlikte enerji verimliliğinin arttırılması, yerli ve yenilenebilir enerji kaynakları kullanımının yaygınlaştırılması ve çevrenin korunması temellerine dayalı rekabetçi bir serbest piyasa ekonomisi oluşturulması hedeflenmektedir. Türkiye rezerv ve üretim miktarları açısından linyitte dünya ölçeğinde orta düzeyde, taşkömüründe ise alt düzeyde değerlendirilebilir. Toplam dünya linyit/alt-yarı bitümlü kömür rezervinin yaklaşık %3,2'si ülkemizde bulunmaktadır. Bununla birlikte linyitlerimizin büyük kısmının ısıl değeri düşük olduğundan termik santrallerde kullanımı ön plana çıkmaktadır (Şensöğüt vd., 2009; Güyagüler ve Güler, 2011; Tamzok, 2011). Türkiye linyit rezervinin yaklaşık %46'sı Afşin-Elbistan havzasında, en önemli taşkömürü rezervleri ise Zonguldak ve civarındadır.

Ülkemizin yıllık elektrik enerjisi tüketim artış hızı son 15 yılda ortalama %5,4 seviyelerinde gerçekleşmiş ve 2002 yılında 132,6 milyar kWh olan elektrik tüketimimiz 2016 yılında yaklaşık 2 katına çıkarak 278,3 milyar kWh'e ulaşmıştır. Elektrik enerjisi talebindeki artış 2014 yılında %4,4, 2015 yılında %3,3 iken, 2016 yılında %4,7 olarak gerçekleşmiştir. Türkiye elektrik enerjisi üretiminin birincil enerji kaynaklarına göre dağılımı incelendiğinde (Çizelge 1), 2016 yılı sonu itibarıyla toplam elektrik enerjisi üretimi içinde termik santrallerden üretilen elektrik enerjisinin oranı %67,63'tür. Bu oran içerisinde ilk sırayı %33,74'lik payı ile kömür kaynaklı santraller alırken, onu %32,1'lik orana sahip doğal gaz + LNG kaynaklı santraller takip etmekte, termik santralleri ise %24,6'lık pay ile hidrolik santraller takip etmektedir. 2016 sonu itibarıyla 2014 yılına göre rüzgâr santrallerinde üretilen elektriğin toplam üretimdeki payının %3,42'den %5,67'ye yükselmiş olması da son derece önem arz etmektedir.

Çizelge 1. Türkiye elektrik enerjisi üretimi birincil enerji kaynaklarına göre dağılımı (GWh) (ETKB, 2017)

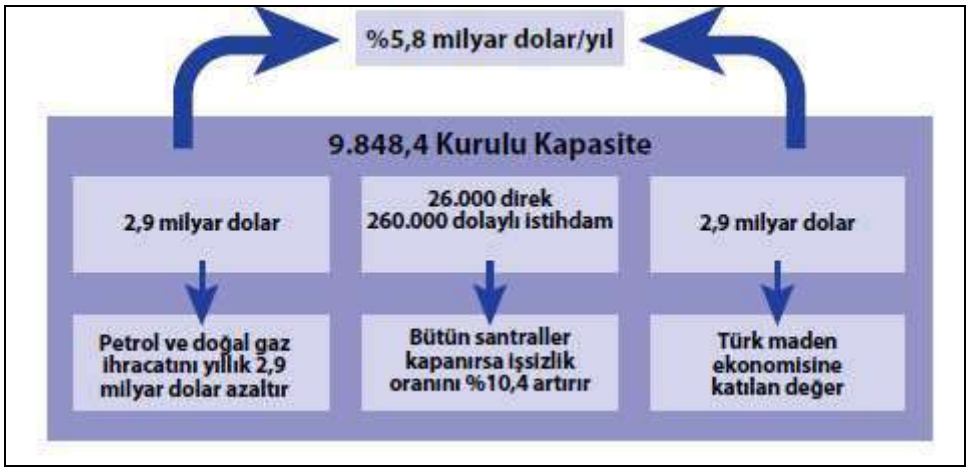
		2014		2015		2016	
BİRİNCİL ENERJİ KAYNAĞI		ELEKTRİK ÜRETİMİ (GWh)	TOPLAM ÜRETİM İÇİNDEKİ PAYI	ELEKTRİK ÜRETİMİ (GWh)	TOPLAM ÜRETİM İÇİNDEKİ PAYI	ELEKTRİK ÜRETİMİ (GWh)	TOPLAM ÜRETİM İÇİNDEKİ PAYI
KÖMÜR	Taşkömürü+ İthal Kömür+ Asfaltit	39.647	15,7%	44.830	17,12%	53.778	19,67%
	Linyit	36.615	14,5%	31.336	11,97%	38.460	14,07%
SIVI YAKITLAR	FUEL-OIL	1.663	0,66%	980	0,37%	1.103	0,40%
	MOTORİN	482	0,19%	1.244	0,48%	1.548	0,57%
	LPG		0,00%		0,0%		0,0%
	Nafta		0,00%		0,0%	2	0,00%
DOĞALGAZ + LNG		120.576	47,9%	99.219	37,9%	87.820	32,1%
YENİLENEBİLİR + ATIK		1.433	0,57%	1.758	0,67%	2.179	0,80%
TERMİK		*200.417*	79,5%	*179.366*	68,52%	184.889	67,63%
HİDROLİK		*40.645*	16,1%	*67.146*	25,6%	67.268	24,6%
RÜZGÂR		*8.520*	3,4%	*11.652*	4,45%	15.492	5,67%
JEOTERMAL		*2.364*	0,9%	*3.424*	1,31%	4.767	1,74%
GÜNEŞ		*17,4*	*0,01%*	*194*	0,07%	972	0,36%
GENEL TOPLAM		*251.963*	*100%*	*261.783*	*100%*	*273.387*	*100%*

2016 yılı Türkiye elektrik enerjisi kurulu gücü içerisinde ise; hidrolik kaynakların oranı %34,0 doğal gazın %28,3 kömürün %22,1 ve rüzgar + güneş + jeotermalin ise %9,4 olarak gerçekleşmiştir. Bu kaynaklar haricinde kalan diğer kaynakların payı ise %6,2'dir (Şekil 5). 2004-2015 Haziran döneminde en büyük artış oranı rüzgâr ve jeotermal kaynaklı kurulu güç payında gözlenmektedir. Ayrıca; 2016 yılında rüzgâr, güneş ve jeotermal kaynaklı kurulu gücün devreye girmesi ve özel sektörün bu alanda büyük yatırımlara hazırlanması, Türkiye enerji arz güvenliği ve kaynak çeşitlendirmesi bakımından önem arz etmektedir.

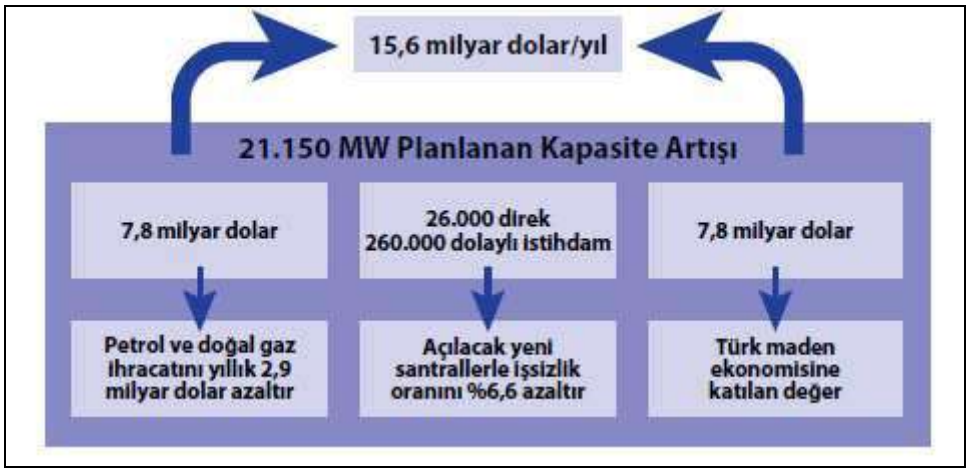


Şekil 5. Kaynak bazında Türkiye elektrik enerjisi kurulu güç oranları (ETKB, 2017)

Türkiye'de hali hazırda var olan santraller ile yapılması planlanan yeni termik santrallerin toplam kapasitesi, istihdam ve ekonomik koşulları dikkate alındığında, aşağıdaki değerlendirilmeler ortaya çıkmaktadır (Şekil 6, 7).



Şekil 6. Türkiye'de var olan kömür kaynaklı santrallerin ekonomik ve sosyal değeri (Aktaş, 2017)



Şekil 7. Türkiye'de inşası planlanan termik santrallerin ekonomik ve sosyal değeri (Aktaş, 2017)

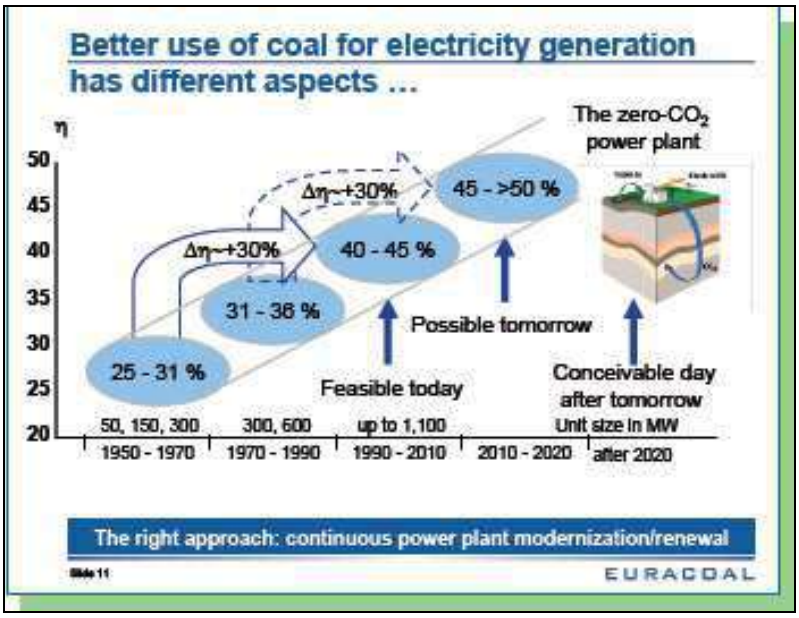
Yerli kömüre dayalı kurulacak yeni termik santraller en gelişmiş teknoloji/yöntemlerle ve emisyon değerleri bakımından son derece çevre dostu olarak inşa edilmektedirler. Mevcut kömür rezervleri ülkemiz için büyük önem arz etmektedir. Türkiye'de zengin doğal gaz ve petrol yataklarının olmadığı var sayılırsa, kömür kaynakları ülkemiz cari açığını kapatmak için en pratik çözüm olabilir.

TEMİZ KÖMÜR TEKNOLOJİSİ VE YENİ GELİŞMELER

Enerji kaynakları arasında arz güvenliği ya da çevresel etki bakımından sıfır riskli olan kaynak bulunmamaktadır. Her enerji kaynağı belirli ölçüde riskler taşımaktadır. Ancak; enerji planlamalarında kaynaklarının çeşitlendirilmesi suretiyle, bir kaynağın olumsuz özelliği diğerinin olumlu yönü ile karşılanarak, toplam risk en aza indirgenebilir (Tamzok, 2013; Delibalta, 2016; TKİ, 2018). Petrol ve doğal gaz rezervlerinin belirli bölgelerde toplanmış olması ve fiyatlarındaki yüksek değişkenlik derecesi, nükleer kaynakların atık sorunu ve kamuoyu tepkisi, yeni-yenilenebilir kaynakların yüksek maliyetleri, kömürü; günümüz dünyasında elektrik üretiminde en yaygın kullanılan yakıt konumuna getirmektedir.

Fosil kaynakların gelecekte daha ekonomik ve ekolojik kullanımı için, temiz kömür teknolojisiyle karşılaşmaktayız. Bu süreçte, üç önemli görüş hakimdir. Görüş 1'de bugün teknolojik olarak gelinen seviye ve klasik santrallerin iyileştirilmesi veya kapasitelerinin artırılması söz konusudur. Görüş 2'de halen devam eden verimlilik artışlarının endüstriyel doygunluk seviyesine kadar geliştirilmesi hedeflenmektedir. Görüş 3'te ise, karbon tutma ve depolama (Carbon Capture and Storage-CCS) tekniğini yaygın olarak kullanılabilir yapmak için filtre konseptini geliştirmektir. Ayrıca; karbondioksit (CO_2) azaltım koşullarını genişletmek için, CO_2'in farklı kullanım alanları incelenmektedir.

Bu pozitif gelişmeler ileride daha da cesaret kazanacaktır. Bugünki bilgi ve teknoloji düzeyine göre verimlilik artışı %10'dur. Yakıt teknolojisindeki gelişmelere göre söz konusu verimin %20'e kadar çıkması beklenmektedir. Tabii ki güvenilir ve kabul edilebilir koşul, emisyonsuz santrallerin (sıfır emisyon) gerçekleştirilmesidir (Şekil 8). Buna paralel olarak, CO_2 depolama sorununun aşılmasıdır. Üretilmiş doğal gaz alanları ve derin tuz akiferleri potansiyel CO_2 depolama sahalarıdır (DEBRIV, 2012; DEBRIV, 2017). Depolamaya ek olarak, günümüzde CO_2'in kimyasal, biyolojik ve biyoteknolojik ürünlerde (yapay madde, mikroorganizmalar ve fotosentez gibi) kullanılabilirliği de araştırılmaktadır. Kömürden gaz üretimi 150 yıllık, sıvı yakıt üretimi ise 65 yıllık teknolojiler olup, dünyada melez (hibrid) santraller geliştirilmiş ve kömürden sıvı ve gaz yakıt ve hidrojen üretiminin ticarileştirilmesi hızlandırılmıştır. Bu hibrid sistemlerde, elektrik üretim verimi %55'e kadar yükselmektedir (Özbayoğlu, 2016).



Şekil 8. Termik santrallerin modernizasyonu ve verimlilik gelişimi (Eichholz, 2011)

Uluslararası Enerji Ajansı (IEA)'nın; yenilenebilir ya da alternatif yakıtların kullanımlarının artacağı ve enerji verimliliğine ya da karbon emisyonlarının azaltılmasına yönelik çabaların geliştirileceği öngörülerine dayalı "Yeni Politikalar Senaryosu"na göre, kömürün 2040 yılında küresel enerji arzı içerisindeki payı %23,1 düzeyinde tahmin edilmektedir. Dolayısıyla, mevcut enerji politikaların gelecekte de fazla değişmeden sürdürüleceği varsayıldığında, kömürün dünya enerji bileşimi içerisindeki belirleyici konumunu en azından önümüzdeki 25 yıl içerisinde de sürdüreceği öngörülmektedir (TKİ, 2017).

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Ülkelerin kalkınma ve sanayileşmesinde enerji sektörünün rolü her zaman önemli olmuş, ancak içinde bulunduğumuz sosyal/siyasal dönüşüm, gelişen teknolojik ve ekonomik süreçte ise önemi çok daha artmıştır. Özellikle, dünya genelinde enerji taleplerindeki hızlı artış ve bunun yol açtığı çevresel etkiler, ülkeleri yeni enerji politika ve stratejileri geliştirmeye yönlendirmektedir. Elektrik enerjisi; başta kömür, petrol ve doğal gaz olmak üzere fosil yakıtlardan, nükleer veya su, güneş, rüzgâr ve jeotermal gibi yenilenebilir kaynaklardan elde edilmektedir. Söz konusu doğal kaynakları sınırlı olan ülkeler için bu durum, yüksek enerji maliyetleri anlamına gelmekte ve artan maliyetler doğrudan sanayi sektörlerini etkilemektedir. Bu nedenle; dünyadaki tüm ülkeler enerji maliyetlerini düşürmek amacıyla, elektrik üretiminde sınırlı da olsa önceliği kendi doğal kaynaklarına vermektedirler.

Uluslararası Enerji Ajansı (International Energy Agency-IEA) projeksiyonlarına göre, dünya enerji sektörüne 2015 ile 2040 yılları arasında küresel ölçekte üçte ikisi OECD (Organization for Economic Cooperation and Development) dışı ülkelerde olmak üzere toplam 68,2 trilyon dolar yatırım yapılacağı tahmin edilmektedir. Yatırımların; 21,8 trilyon doları enerji verimliliği sektörüne, 19,7 trilyon doları elektrik sektörüne, 15,4 trilyon doları petrol, 9,9 trilyon doları doğal gaz, 1,4 trilyon doları kömür sektörüne yapılması planlanmaktadır. Ajans ayrıca; 2014-2040 döneminde enerji kaynakları için artış oranları olarak; kömürde %35,7 doğal gazda %63,1 petrolde %26,6 nükleerde %55,9 ve yenilenebilirde ise %63 olmasını öngörmektedir (Delibalta, 2016; ETKB, 2017).

Azalan katkısına rağmen, fosil yakıtlar pek çok dünya ve Avrupa ülkelerinin en önemli enerji kaynağı olma rolünü günümüzde de sürdürmektedir. Tüm bu gelişmelere rağmen; açık ocak ve yeraltı kömür madenlerine karşı dünya çapında artan bir muhalefet bulunmaktadır. Uluslararası çevre örgütleri, doğanın sömürülmesi ve kömür madenciliğine karşı protestolarını 30 yılı aşkın süredir devam

ettirmektedir. Başta kömür kullanımının hızla arttığı gelişmekte olan ülkelerde olmak üzere, tüm dünyada insanlar zaman zaman sokağa dökülmektedir. Bu tür protestolara karşı özellikle kömür üretici ve termik santral işletmeci firmaların, çevre uyumlu teknolojik yeniliklerle geliştirilen çözüm önerilerini daha geniş kitlere duyurması gerekmektedir.

Türkiye'nin 2023 hedeflerini ve ekonomik kalkınmayı sağlama başarısını, yerli kömür olmadan gerçekleştirmesi mümkün değildir. Türkiye hedeflediği 110 bin MWh'lik enerji üretiminin %30'unun kömürden elde edilmesini istemektedir. Günümüzde yerli kömürün enerji üretimindeki payının %12,5 olduğu göz önüne alınırsa kömürün payının ikiye katlanması beklenmektedir. Kömür enerji kaynağı olarak vazgeçilmez olsa da, enerji üretimindeki çeşitlilik de oldukça önemlidir. Öyle ki; fiyatlar, politikalar ve çevresel faktörler sürekli değişkenlik göstermektedir. Bu sebeple sadece enerji kaynakları bakımından değil, enerjinin ve teknolojilerin ithal edildiği ülkeler bakımından da ulusal portföyde çeşitliliğe sahip olmak büyük önem taşımaktadır. Türkiye'de bugüne kadar üç temel sütun (doğalgaz, kömür ve hidrolik) üzerine kurulu olan enerji sektörü; dünyadaki gelişmelere uygun olarak, yenilenebilir kaynaklar ve nükleer enerjiyi de içerecek şekilde beş sütunlu bir yapıda yeniden planlanmaktadır.

Ayrıca; modern termik santral en iyi uygulama örneklerini ABD, İngiltere ve Almanya'da gerçekleştirilen temiz kömür teknolojisindeki aktif kullanımında görmekteyiz. Türkiye'de ortalama %35~36 olan klasik termik santral verimliğinin en az %45'e çıkarılması ve çağdaş, modern tesislere geçilmesi gerekmektedir. Termik santral modernizasyonu ise; kömür hazırlama ve iyileştirme teknolojileri (yanma öncesi), verimli yakma teknolojileri (yanma esnasında), emisyon kontrol teknolojileri (yanma sonrası), karbon tutma ve depolama teknolojilerinin aşama aşama yönetilmesi gereken bir süreçtir. Aynı zamanda; kömürün gelecekte enerji sektöründeki yeri ve önemi, büyük ölçüde ikame enerji kaynaklarıyla ilgili yaşanacak gelişmelere de bağlı olacaktır.

KAYNAKLAR

Aktaş, M., (2012). Türkiye'de Kömür Madenciliği ve Enerjideki Rolü, TKİ Genel Müdürlüğü, 16s., Ankara.

Aktaş, M., (2017). Türkiye Yerel Kömür Politikaları Bakımından Enerji Güvenliği İkilemi, Madencilik ve Yer Bilimleri Dergisi, Madencilik_Türkiye, Yıl 8, Sayı 60, s74-82, Ocak, Ankara.

Brakel, K., (2017). Kömür Atlası, Fosil yakıtlar hakkındaki olgular ve rakamlar, Heinrich Böll Schtiftung Derneği Türkiye Temsilciliği, 72s, www.tr.boell.org

Bund, (2018). Kohle stoppen! Klima retten!, Bund für Umwelt und Naturschutz Deutschland e.V., s1-8, www.bund.net, Berlin.

Carrington, D, (2015). Is it too late to stop Turkey's coal rush?, The Guardian, Environment-Energy, Coal, 6.Aug.2015

DEBRIV, (2012). Bundesverband Braunkohle (DEBRIV), Informationen und Meinungen, 8s., Köln.

DEBRIV, (2017). Bundesverband Braunkohle (DEBRIV), Braunkohle in Deutschland Sicherheit für die Stromversorgung, 97s., Köln.

Delibalta, M.S. ve Toraman, Ö.Y**.,** (2013)**.** Çevreye duyarlı modern termik santraller, *Madencilik_Türkiye*, ISSN:1309-1670, Yıl 4, Sayı 31, s74-81, Ankara.

Delibalta, M.S., (2016). Recent Energy Policies and Strategic Developments in Turkey, *Energy Sources, Part B: Economics, Planning, and Policy,* 11:2, pp.191-197.

Durgun, Ö., (2017). "Enerji Kaynağı Kömürün Dünya'da ve Türkiye'deki Konumu", ENSCON 2017, 148-155, 25-26 March, İstanbul-Turkey.

Ekoder, (2018). Adana Ekoloji Derneği Girişimi, Adana'da Kömür Santralleri, https://adanaekoder.wordpress.com/yenilenebilir-enerji/cukurovada-komur-santralleri/ Erişim tarihi: 23.07.2018

Eichholz, A., (2011). Forschung und Entwicklung im Innovationszentrum Kohle in Niederaussem, RWE Power AG, Leiter Sparte Braunkohlenkraftwerke, 47s., Köln.

ETKB, (2017). Dünya ve Türkiye Enerji ve Tabii Kaynaklar Görünümü, Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı (ETKB), Strateji Geliştirme Başkanlığı, Sayı:15, 74s., Ankara.

ETKB, (2018). Enerji, Petrol-Kömür, Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı (ETKB), Bilgi Merkezi, Erişim tarihi: 01 Nisan 2018, http://www.enerji.gov.tr/tr-TR/Sayfalar/Petrol

Güyagüler, T. ve Güler M., (2011). "Yerli Kömür ile Çalışan Kömür Santrallerinin Kömür Rezervleri ile Birlikte Değerlendirilmesi", 22.Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, TMMOB Maden Mühendisleri Odası, s 41-50.

GV, (2018). Birilerini biraz rahatsız ettik, Gazete Vatan - GV, www.gazetevatan.com, (http://www.gazetevatan.com/birilerini-biraz-rahatsiz-ettik-1006130-ekonomi/), Erişim tarihi: 23 Temmuz 2018,

MadenMO, (2015). Enerji ve Kömür Raporu, TMMOB Maden Mühendisleri Odası (MadenMO), ISBN:978-605-01-0753-1, 128s., Ankara.

Özbayoğlu, G., (2016). Enerji üretiminde kömürün geleceği ve Türkiye'de durum, *Gündem*, s48-49, Ankara.

Sabah, (2018). Lobiye inat kömüre devam, https://www.sabah.com.tr/ekonomi/2016/11/12/lobiye-inat-komure-devam, Erişim tarihi: 07.12.2018

Şensöğüt, C., Akçakoca, H. ve Aydın, M., (2009). **"**Türkiye'de Kömürün Enerji Üretimindeki Rolü", 21.Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayın No:155, s57-70.

Tamzok, N., (2011). "Kömürün Geleceği", TMMOB 8.Enerji Sempozyumu, 25s., İstanbul Kültür Üniversitesi, 17-19 Kasım.

Tamzok, N., (2013). "Dünya'da ve Türkiye'de Kömürün Geleceği", ResearchGate, s1-57, 26-27 Ekim, Bartın-Amasra.

TEMA, (2018). Eskişehir Alpu termik santrali için verilen tüm izinler mahkemede, TEMA Vakfı,1-2s, 15.08.2018, İstanbul.

TKİ, (2017). Kömür Sektör Raporu (Linyit), Türkiye Kömür İşletmeleri (TKİ) Kurumu, Stratejik planlama koordinasyon birimi, 68s, Ankara.

TKİ, (2018). Kömür ve Getirdiği Çözümler, Türkiye Kömür İşletmeleri (TKİ) Kurumu, Kömür Teknolojileri, 2s, www.tki.gov.tr, Ankara.

Yıldız, T., (2014). *2015 Yılı Bütçe Sunumu*, Enerji ve Tabi Kaynaklar Bakanlığı (ETKB), Strateji Geliştirme Başkanlığı, 125s., 13 Kasım, Ankara.

PLAUSIBLE POLICY FRAMEWORK TO PROMOTE SUSTAINABLE ARTISANAL AND SMALL-SCALE MINING

R. Denhere [1], T. Zvarivadza [2,*], F. Sengani [3]

[1]*Section Geologist - Underground Platinum Mine, Zimbabwe*
[2]*Managing Director – Vimbo Consulting (Pty) Ltd, South Africa*
*(*Corresponding author: zvarivadzat@gmail.com)*
[3]*Lecturer - Department of Geology, University of Limpopo, Turfloop, South Africa*

ABSTRACT

Artisanal and small scale mining (ASM) has emerged as a possible significant contributor to economic growth and development despite its environmental and social challenges. The main aim of this paper is to highlight policy framework that nations can adopt to promote ASM. It acknowledges challenges faced by ASM that ranges from social, environmental, health and safety, marketing to finance. The paper proposes a range of policy framework that the government can adopt to ensure that there is meaningful capturing of rent for economic growth and development. The government can formalize the sector for easy accounting, monitoring and addressing of ASM challenges. The government can also ensure generation of a home grown policy involving all affected stakeholders for the stakeholders to relate to the policy and take ownership of it. Local authorities to be given powers to execute some of the ASM issues since they will be on the ground with the miners. Policy to be of an incentive nature rather than forceful for maximum returns.

Keywords: Artisanal and Small-scale Mining, Policy Framework, Sustainable Development, Stakeholders Engagement, Marketing Systems

INTRODUCTION

Artisanal and small scale mining (ASM) is a rudimentary form of mining usually done to mine ore deposits not profitable to mine using large mines (Siegel and Veiga, 2007). ASM activities have increased significantly in the recent years with the Intergovernmental Forum on Mining, Metals and Sustainable Development (IGF) (2017) estimating 40.5 million employed over 80 countries worldwide. The rise is being attributed to an increase in metal prices, decline in the viability of agriculture, increasing poverty and unemployment rates and inadequacy of revenues from other sectors (Fritz, et al., 2018). ASM production accounts for approximately 20% of the global gold, 80% global sapphire, 20% global diamond and more than 50% of the ASM employees are women and children (World Bank, 2013) (Fritz, et al., 2018).

ASM is faced with a lot of challenges which include insufficient funding, environmental health and safety and social issues and these pose a threat in the sustainability of ASM mining (Mutemeri and Ledwaba, 2018). With the right policy framework and adequate technical and financial support, ASM can significantly contribute to the economic growth and development of a nation with minimum environmental and social impact to the community. This paper acknowledges the challenges associated with ASM and the current increase in ASM activities and gives an insight of how sound policies and legal frameworks can be used to promote ASM mining. The paper briefly discusses Zimbabwean ASM and summarises possible global policy framework recommendations that can be implemented to promote ASM mining.

CHALLENGES FACED BY ASM

Environmental Challenges

ASM causes considerable environmental damage as a result of land degradation, deforestation, contaminating surface and groundwater resources and mercury toxicity (Telmer and Veiga, 2009). ASM miners are thus required to operate within limits of environmental legislations. Failure to comply with the legal requirements causes inadequate rehabilitation and long-term environmental damage. (Ministry of mines, Namibia, 1992). Some of the ASM miners are not even aware of the environmental requirements in the legal provisions.

Social Challenges

ASM activities are associated with high exploitation of child labour, high crime rates and high substance abuse (Bansah, et al., 2016). Extensive population inflow to ASM active areas can have health impacts from poor sanitation, spread of sexually transmitted diseases and HIV/AIDS (Buxton, 2013) and sexual harassment of women (Zvarivadza and Nhleko, 2018). ASM is also known for exploitation of child labour that deprives children of a bright future. There is also neglect of human rights with employees being underpaid in most instances (Siegel and Veiga, 2007).

Safety and Health

ASM is associated with safety and health risks for the employees, who sometimes for the quest of profit overlook health and safety regulations and in other instances do not have enough finances for adequate personal protective clothing (Hilson, et al., 2018). ASM activities lack monitoring and this can result in high incidences of serious accidents and fatalities (Ministry of mines, Namibia, 1992).

Economic challenges

ASM is characterised by poverty stricken people without access to loan facilities as they lack collateral security to offer to banks (Bocoum, 2000). Most of the employees in ASM are uneducated and adopting technological changes is always a challenge (Theije and Heemskerk, 2009). According to Hinton et al (2003) many ASM activities are unlicensed and this makes it difficult to capture rent resulting in retardation of economic growth in a nation. Another economic challenge results from ASM mineral products buyers who purchase ASM products at unreasonably low prices (O'Faircheallaigh and Corbett, 2016).

POLICY AND LEGAL FRAMEWORK USE

Most ASM miners operate illegally hence the need to have it as a formal sector. This can be achieved through the use of policy and legal framework and monitoring and enforcement of the legal frameworks through relevant authorities (Fritz, et al., 2018). Formalising ASM makes it easy to account, monitor and address ASM challenges (Hilson and Maconachie, 2017). Formalising minimises corruption and crime rates and this can translate to an increase in revenue for the nation for economic growth and development (Hilson and Maponga, 2016).

Policy makers should involve all stakeholders including the miners and community people in formulating policies as this will make it easy for the miners to relate to the policy and regulations and take ownership of it. The policy has to consider all characteristics specific to ASM and have standards and regulations by level and scale of ASM activities (Hilson, 2015). Activities and responsibility for implementation for some of the regulations can be allocated to local authorities that are in direct contact with the communities and can work hand in hand with the affected miners (O'Faircheallaigh and

Corbett, 2016). According to O'Faircheallaigh and Corbett (2016), the policies should be of an incentive based nature rather than coercive for maximum returns. ASM miners are not well informed on the mining law's various requirements and there is need for awareness.

Prospecting and Mining Rights

Geological data should be readily accessible by ASM and there is need to have ASM reserve areas that the ASM miners can focus on when looking for areas for mineral exploitation (Siwale and Siwale, 2017). The Minerals (Prospecting and Mining) Acts for nations should have a simplified claim registration system for ASM sector that differentiates ASM and large-scale prospecting and mining rights (Ministry of mines, Namibia, 1992).

The simplified registration of mining claims should be decentralised and readily available to small scale miners with local government possessing powers to award licences (Fritz, et al., 2018). Having local governance in small scale reserve areas can improve the dissemination of prospecting and mining rights information from the central governance to the people on the ground and also improve on monitoring. The government should come up with incentives for miners to become licenced and the policy should provide different categories of licences with distinguished requirements (Hilson and Maconachie, 2017).

Health and Safety

According to Jennings (2000), ASM is not formalised and regulated making it difficult to account for the actual number of accidents and fatalities associated with ASM, but these do happen. The need for greater profits can push ASM miners to overlook significant health and safety standards (Verbrugge and Besmanos, 2016). The government should introduce safety regulations for this sector that is significantly contributing to national economy and monitor through local authorities. The government can also engage in the following to assist ASM miners where health and safety issues are concerned (Jennings, 2000; O'Faircheallaigh and Corbett, 2016):

- Reinforcement of mine safety requirements through local governance

- Health and safety programmes making the employees aware of the safety and health risks associated with mining and sensitising the miners to maximise profits in a safe and responsible manner
- Access to better equipment that are much safer and environmentally friendly to use
- Establishment of reporting systems for ASM in case of accidents happening
- Specifying site specific maximum depth that ASM can safely operate at and site specific safe types of explosives and mining method to be employed
- Incentivizing large scale mining to create work related learning programmes that will help ASM with occupational and environmental health and safety standards
- Conducting peer reviews

Financial Support

Mining is a capital intensive sector and due to the poverty nature of ASM miners and lack of collateral security, the miners have difficulties in accessing financial support (Koning, 2009; Siegel and Veiga, 2007). Formalisation of the ASM sector can improve on trust levels and traceability of ASM and as a result increase accessibility of financial support (Zvarivadza and Nhleko, 2018). Government to provide loans through existing and future financial structures and intervention from NGOs and international

organisations to be encouraged (Zvarivadza and Nhleko, 2018). The government can have a lending policy for ASM that can be paid back using small affordable instalments.

Environmental Policy

One of the problems faced by ASM is that of expensive environmental and rehabilitation costs as many governments apply the same legislation for both ASM and large scale mining. Most of the environmental contracts are coercive in nature and face the challenge of non-compliance from ASM (Ministry of mines, Namibia, 1992). To ensure that ASM operates with minimal damage to the environment, there is need to have an incentive based environmental contracts that are site specific and derived with community consultation (O'Faircheallaigh and Corbett, 2016). The government should adopt in mineral policies and enforce mining techniques that have minimal impact to the environment (Labonne and Gilman, 1999). There should be environmental awareness programmes for ASM and governmental organisations or local authorities that implement the awareness programmes.

Child Labour and Social Support

ASM is characterised by many social challenges and some have been explained earlier in the paper. Social challenges can be decreased by increasing societal educational levels and professionalism through regular awareness trainings on drug abuse and crime to mention (Fritz, et al., 2018). To ensure that there is little or no exploitation of child labour in ASM, there is need for easy access to primary and secondary education for children, particularly in the rural community. The Mining sector in partnership with other sectors and the government can provide scholarships and most probably free primary education for the children. This will reduce the number of children available for employment in ASM and also increases literacy levels in the communities (Zvarivadza and Nhleko, 2018). People who will work for small scale mines will have an increased level of education and better understanding of the mining business. Local governance needs to ensure that there is no use of child labour in ASM.

Marketing Systems and Marketing Information

Marketing systems for ASM are not captured in standing legal frameworks of most countries. Location of ASM operations are usually far from major markets (Fritz, et al., 2018). There is need for formation of decentralized ASM cooperatives for the buying and marketing of ASM mineral products (Ministry of mines, Namibia, 1992). There is also need for a supporting organisation to educate the miners on the available buying and marketing mining cooperatives.

Research and Development

Government to utilise advancing technology and setting up of Research and Development centres that look into specific issues for ASM mining. Research for safer ways of gold processing instead of using mercury that is toxic to the environment should be done and ensure that the miners are aware of the safer practices through the use of local governance (Telmer and Veiga, 2009).

ZIMBABWE ASM

ASM is a significant income generator in Zimbabwe where there are high unemployment rates (Mudzwiti, et al., 2015). ASM provides direct employment to approximately 500 000 people and presumed to support 3 million dependants (Mukasiri and Hwengwere, 2017). According to Svotwa and Sibanda, (2000) ASM activities are significantly increasing due to deteriorating agricultural sector and worker retrenchment.

There was no much recognition of ASM in the 1980s with formalisation attempt in the 1990s and in the 2000s, Zimbabwe was characterised by deteriorating economic conditions (Mudzwiti, et al., 2015). The principal regulatory act is the Mines and Minerals Act (MMA) of 1961 which does not differentiate between large scale mining and ASM and the act is old making it difficult to match with policies meant to stimulate economic growth and development. Zimbabwe does not have a stand-alone mineral policy except for a Draft Mineral Policy (DMP) that is not yet adopted (Mukasiri and Hwengere, 2017). The DMP recognises three levels of mining that is large scale, small scale and artisanal mining and that there is need to rebuild the ASM support triangle (finance, marketing and technical assistance) for sustainability of ASM activities (Mudzwiti, et al., 2015). There is also unfinished formulation of Minerals Development Act that is meant to cater for ASM leases.

CONCLUSIONS

Artisanal and Small scale mining has been on the increase globally due to an increase in metal prices and inadequateness of other sectors to provide employment and alleviate poverty. ASM is characterised by social, environmental and financial challenges that can undermine its potential to contribute to development by providing employment, stimulating local economic growth and slowing urban migration. Formalising ASM makes it easy to account, monitor and address ASM challenges and also minimises corruption and crime rates. This can translate to an increase in revenue for the nation for economic growth and development. Having a home-grown policy that involves all stakeholders and considers specific characteristics of ASM will make it easy for the miners to relate to the policy and regulations and take ownership of it.

Generation of small scale reserve areas and simplified registration of mining claims can also help in formalising ASM. Having local governance in small scale reserve areas can improve the dissemination of information and providing necessary awareness to the people on the ground and also improve on monitoring of implanted systems. There is need for policy reforms including developing good ASM policy and legislation, providing financial assistance, integrating LSM and ASM and providing equipment in order to promote ASM mining and ensure economic growth and development for Zimbabwe and other developing countries.

REFERENCES

Bansah, K., Yalley, A. and Dumakor-Dupey, N. (2016). The hazardous nature of small scale underground mining in Ghana. *Journal of Sustainable Mining,* 15(1), pp. 8-25.

Bocoum, B. (2000). The Mineral and Energy Sectors and Stages of Economic Development: A Comparative Input-Output Analysis. *African Development Bank, Economic Research Papers* No. 59. Abidjan, Côte d'Ivoire.

Buxton, A. (2013). Responding to the Challenge of Artisanal and Small-Scale Mining. How Can Knowledge Networks Help? *International Institute for Environment and Development (IIED) Sustainable Markets Group*, London

Fritz, M., McQuilken, J and Weldegiorgis, N. C. F. (2018). Global Trends in Artisanal and Small-Scale Mining (ASM): A review of key numbers and issues, s.l.: *International Institute for Sustainable Development,V 85, pp. 156-163*

Hilson, G. (2015). The Socio-Economic Impacts of Artisanal and Small-Scale Mining in Developing Countries *CRC Press, Published in the Taylor & Francis e-Library*

Hilson, G. and Maconachie, R. (2017). Formalising artisanal and small-scale mining: insights, contestations and clarifications. Volume 49, pp. 443-449.

Hilson, G. and Maponga, O. (2016). Ethical mineral production: impacts and limitations in Latin. *In K. Deonandan & M. L Dougherty, (Eds.) (2016), Mining in Latin America: Critical.*

Hilson, G., Zolnikov, T., Ortiz, D. & Kamah, C. (2018). Formalising artisanal gold mining under the Minamata convention: Previewing the challenge in Sub-Saharan Africa. *Environmental Science and Policy,* Volume 85, pp. 123-131.

Hinton, J.J., M.M. Veiga, C. Beinhoff. (2003). The Socio-Economic Impacts of Artisanal and Small-Scale Mining in Developing Countries. Chapter 11: *Women and Artisanal Mining: Gender Roles and the Road Ahead Swets Publishers, The Netherlands* (2003)

Intergovernmental Forum on Mining, Metals and Sustainable Development (IGF) Report (2017). Online. http://igfmining.org/agm-2017/. Accessed on 11 January 2019.

Jennings, N.S. (2000). Small-Scale Gold Mining: Examples from Bolivia, Philippines & Zimbabwe. *Industrial Activities Branch Working Paper, International Labour Organization,* SAP2.76/WP.130.

Koning, R.D. (2009). Artisanal mining and post conflict reconstruction in the Democratic Republic of the Congo. In: *Proceedings of the SIPRI Background Paper, SIPRI0910b*, pp.145-153

Labonne, B. and Gilman, J. (1999). Towards building sustainable livelihoods in the artisanal mining communities. *Paper presented at the Tripartite Meeting on Social and Labour Issues in Small-scale Mines. ILO, Geneva.*

Ministry of Mines, Namibia. (1992). *Mineral Policy in Namibia,* s.l.: s.n.

Mudzwiti, P., Mukwakwami, N., Mungoni, M. and Madzivaidze, I. (2015). A Golden Opportunity: Scoping Study of Artisanal and Small Scale Gold Mining in Zimbabwe, s.l.: *The Chamber of Mines of Zimbabwe.*

Mukasiri, S and Hwengwere, M. (2017). Annual state of the Artisanal and Small Scale Mining Report and 2018 Outlook. *Articles on mineral resources governance*

Mutemeri, N and Ledwaba, P. (2018). Institutional gaps and challenges in artisanal and small scale mining in South Africa. *Resources Policy,* Volume 56, pp. 141-148.

O'Faircheallaigh, C. and Corbett, T. (2016). Understanding and improving policy and regulatory responses to artisanal and small scale mining. *The Extractive Industries and Society,* 3(4), pp. 961-971.

Shei, L., Dai, T. and Gunson, A. (2009). Small-scale mining in China: Assessing recent advances in the policy and regulatory framework. *Resources Policy,* Volume 34, pp. 150-157.

Siegel, S. and Veiga, M. (2007). Artisanal and small-scale mining as an extra legal economy: DeSoto and the redefinition of "formalization". *Resources Policy,* Volume 34, pp. 51-56.

Siwale, A. and Siwale, T. (2017). Has the promise of formalising artisanal and small-scale mining failed? The case of Zambia. *The Extractive Industries and Society,* 4(1), pp. 191-201.

Svotwa, R and Sibanda, P. (2000). Growth of small scale mining in Zimbabwe *Chamb. Mines J. (2000),* pp. 21-51.

Theije, M and Heemskerk, M. (2009). Moving frontiers in the Amazon: Brazilian small-scale gold miners in Suriname. Volume 87, pp. 5-25.

Verbrugge, B and Besmanos, B. (2016). Formalising artisanal and small-scale mining: Whither the workforce?. *Resource Policy,* Volume 47, pp. 134-141.

World Bank. (2013). International development, Poverty and Sustainability. Online https://www.worldbank.org/. Accessed on 06 December 2018.

Zvarivadza, T and Nhleko, A. (2018). Resolving artisanal and small scale mining challenges: Moving from conflict to cooperation for sustainability in mine planning. *Resources Policy,* Volume 56, pp. 78-86.

TÜRKİYE VE DÜNYA MADENCİLİK SEKTÖRÜ GELİŞİM SÜRECİNDE YENİ PARADİGMALAR

NEW PARADIGMS IN THE DEVELOPMENT PROCESS OF WORLD AND TURKISH MINING SECTOR

M.S. Delibalta

Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 51240 Niğde
(msdelibalta@ohu.edu.tr)

ÖZET

Günümüzde yaşanan bilimsel ve teknolojik gelişmeler; toplumların sosyal, kültürel ve ekonomik hayatlarında ciddi değişimlere neden olmaktadır. Bu bağlamda; ekonomik, sosyal ve çevresel etkileri bakımından toplumların en fazla ilgisini çeken endüstrilerin başında yer alan madencilik sektörü de bu değişimlerden etkilenmektedir. Aslında madencilik sektörünün uzun bir teknolojik değişim süreci bulunmaktadır. Özellikle maden kazı, mineral ve metallerin kazanımında geçen yüzyılda birçok temel değişim yaşanmıştır. Ancak; yüksek tenörlü cevherlerin azalması, güç şartlarda çalışma zorunluluğu, değişen pazar koşulları, yeni eğilimler, artan toplumsal beklenti ve çevresel baskı gibi birçok faktöre bağlı madencilik sektörünün çeşitli finansal, teknik ve operasyonel zorluklarla karşı karşıya olduğu da bilinmektedir. Diğer yandan yeni teknolojiler hızla ortaya çıkmaktadır. Madencilik sektörünün varlığını devam ettirebilmesi ve faaliyetlerini sürdürebilmesi, ancak kendi alanında yenilikçi çözümler bulması ve uygulamaya koyması ile mümkündür. Madencilik sektörünün yenilikçi olması bir tercih değil, bir zorunluluk haline gelmiş yani iş yapmanın bir unsuru olmuştur. Yenilikçilik; değişen şartları ve artan beklentileri karşılamak, madenciliğin doğasından kaynaklı belirsizlikleri azaltmak, verimliliği artırmak ve varlığını devam ettirebilmek için maden işletmeleri tarafından önemli bir araç olarak değerlendirilmelidir. Madencilik sektöründe yenilikçi yaklaşımları geliştirmek ve uygulamak için tüm paydaşlara görev düşmektedir. Bu maksatla yapılan araştırmada; Türkiye ve dünya madencilik sektörü gelişim sürecinde yeni paradigmalar ele alınarak, çözüm önerileri sunulmaktadır.

Anahtar Sözcükler: Türkiye, madencilik, teknoloji, ekonomi, yenilikçilik.

ABSTRACT

Today's scientific and technological developments; it causes serious changes in the social, cultural and economic life of societies. In this context; the mining sector, which is one of the leading industries in the societies with the economic, social and environmental impacts, is also affected by these changes. In fact, the mining industry has a long process of technological change. Especially in the last century, many basic changes have been experienced in the acquisition of mineral excavations, minerals and metals. But; It is also known that the mining sector due to the reduction of high-grade ores, the necessity to work under difficult conditions, changing market conditions, new trends, increasing social expectation and environmental pressure face various financial, technical and operational challenges. On the other hand, new technologies are emerging rapidly. It is only possible that the mining sector is able to continue its existence and maintain its activities by finding and implementing innovative solutions in its field. The fact that the mining sector is innovative is not a preference but a necessity. Innovation; to meet the changing requirements and increasing expectations, to reduce the uncertainties arising from the nature of mining, to increase productivity and to be present as an important tool by the mining enterprises. All stakeholders are responsible for developing and implementing innovative approaches in the mining sector. In this research; Turkey and the world in the process of development of the mining sector by taking new paradigms, solutions are offered.

Keywords: Turkey, mining, technology, economy, innovation.

GİRİŞ

Dünya, dördüncü sanayi devrimini yaşamaktadır. Yaklaşık 250 yıl önce başlayan ve kömür ile demirin başrolde olduğu birinci sanayi devrimi, üretimin makineleşmesi süreci olup 19. yüzyılın ikinci yarısına kadar sürmüştür. Bu kez, kömür ve demirin yanında petrol, çelik ve elektrik de sahne alarak, ikinci sanayi devri başlamıştır. Büyük miktarlarda seri üretim ve kitlesel tüketim tüm dünyayı değiştirmeye başlamıştır. İkinci Dünya Savaşı sonrasında, elektronik bilgi ve iletişim teknolojilerinin son derece hızlı gelişimleri söz konusu olmuştur. Bu sürece, üçüncü sanayi devrimi ya da dijital devrim denilmektedir. Günümüzde, dijital devrimin üzerinde dördüncü sanayi devrimi ya da pek çok kişinin dediği gibi Sanayi 4.0 dönemi yükselmektedir.

Sınırsız bilgi depolama kapasiteleri ve ultra işlem güçlerinin verdiği imkânlarla sınırları zorlayan yenilikler: ”yapay zekâ, sanal gerçeklik, arttırılmış gerçeklik, robotlar, insansız hava araçları (İHA), sürücüsüz taşıtlar, nesnelerin interneti, öğrenen nesneler, 3 boyutlu yazıcılar, blockchain (dijital kriptoloji / blokzincir) ve daha pek çokları…”. Baş döndürücü bir yenilik/inovasyon dalgası ekonomik-toplumsal çevrenin her noktasını işgal etmiş durumdadır (Tamzok, 2017).

Başta tüketim kısmında büyük değişimlere neden olan bu yeni süreç, üretim tarafında da köklü değişikliklere yol açmakta, giderek tüm ekonomik faaliyet alanları üzerinde etkili olmaktadır. Pek çok endüstri yeniden şekillenmekte, yeni üretim yöntemleri eski düzenleri temelinden sarsmaktadır. Bu yeni süreçte, basit bilgisayar kullanımının çok ötesine geçen inovasyon dünyası endüstrilerin çehresini değiştirmekte, çok kısa bir süre önce bilim-kurgu gibi görülen pek çok uygulama endüstriyel faaliyetlerin merkezinde birer gerçeklik olarak karşımıza çıkmaktadır (Tamzok, 2017; Telatar, 2018). Bu devrimin etkilediği endüstrilerden biri de madencilik sektörüdür.

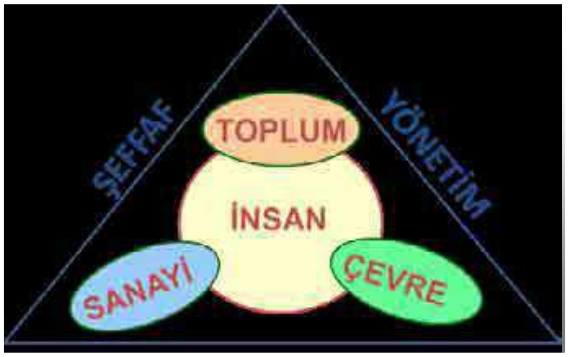
Geçmişi uygarlık tarihi kadar eski olan madencilik sektörü, “yenilik/inovasyon” ifadesiyle bir arada düşünülmesi ilk anda zor görünebilir. Ancak; doğal kaynakların aranması ve üretimi faaliyeti, aslında her zaman yenilenmenin en hareketli olduğu alanlar olmuştur. Tarih, ciddi dönüşümlere yol açan pek çok yeniliğin kaynağında madencilik endüstrisinin bulunduğuna dair kanıtlarla doludur. Bu maksatla yapılan araştırmada; Türkiye ve dünya madencilik sektörünün kalkınması ve gelişmesi için yeni paradigmalar olarak kabul gören, yüksek teknolojik ürün üretimi, doğrusal ekonomiden döngüsel ekonomiye geçiş, sosyal ruhsat ve yeşil ekonomi kavramları ortaya konarak, gerek teorik gerekse uygulamalı çalışmalarından elde edilen bulgular detaylı olarak sunulmaktadır.

MADENCİLİK SEKTÖRÜNDE YENİ PARADİGMALAR

Kanada’nın Québec eyaleti madenciler birliği olan Minalliance tarafından Québec Montréal Üniversitesi Yer ve Atmosfer Bilimleri Bölümü’nden Profesör Michel Jébrak’a yaptırılan bir çalışma, bu kadim endüstrinin yeni endüstriyel devrim sürecinde de öncekilerde olduğu gibi son derece hareketli olduğunu göstermektedir. İlgili çalışmada, dünya madencilik endüstrisinde son yıllarda geliştirilmiş olan 100 yenilik/inovasyon ortaya konulmakta ve cevherin aranmasından nihai olarak maden sahasının iyileştirilmesi safhasına kadar olan madencilik süreçlerinde, bilim ve teknolojinin pek çok alanına dokunan 100 yenilik/inovasyon genel hatlarıyla özetlenmektedir (Tamzok, 2017). Söz konusu yenilikler sayesinde, madencilik endüstrisi artık eskiye göre daha akıllı aramalar yapabilmektedir. Minerallerin, kimyasal bileşimlerinin ya da fiziksel özelliklerinin doğrudan sahada tanımlanabilmesi, giderek daha derinlerdeki mineral yataklarının algılanabilmesi ve kaynakların ekonomik değerlerinin ya da zorluklarının aramanın ilk aşamalarında modellenebilmesi mümkün olmaktadır.

Hiç kuşkusuz, günümüzde madencilik faaliyetlerini sürdürme anlayışı bütün dünyada olduğu gibi ülkemizde de önemli ölçüde değişmektedir ve bu yeni yaklaşım başarının anahtarı olmaktadır. *“Dünya*

Çevre ve Kalkınma Komisyonu" (Bruntland Komisyonu) 1987 yılında Ortak Geleceğimiz raporunu yayımladıktan sonra, "**Sürdürülebilir Kalkınma"** kavramı geniş bir uygulama alanı bulmuştur. Bruntland Komisyonu; sürdürülebilir kalkınmayı *"bugünün ihtiyaçlarını, gelecek kuşakların da kendi ihtiyaçlarını karşılayabilme olanağından ödün vermeksizin karşılamaktır"* şeklinde tanımlamaktadır. Bu kavramın tanımında yer alan *"ihtiyaçlar"* sanayideki üretim ile karşılanırken yaratılan ekonomik değerler toplum ile paylaşılmalı; böylece ekonomik ve sosyal kalkınmayı sağlarken çevrenin bu ihtiyaçları karşılayabilme yeteneği de korunmalıdır (Şekil 1).



Şekil 1. Sürdürülebilir kalkınma ve temel ilkeleri (Oygün, 2018)

Kalkınmanın sürdürülebilir olması için üretim faaliyetleri, çevrenin korunması, sosyal sorunların giderilmesi ve etkin yönetim sistemi bütünleştirilmelidir. Buna göre, sürdürülebilir kalkınmanın bir bütün oluşturan ve biri diğerinin önüne geçmeyen dört temel ilkesi bulunmaktadır. Bunlar; Ekonomik kalkınma, Sosyal sorumluluk, Çevre koruma ve Şeffaf yönetimdir.

Yüksek Teknolojik ve Uç Ürünler

Yeni bir mal ve hizmet üretmek için, girdi denilen üretim faktörlerine gereksinim olmaktadır. Örneğin ekin üretmek için, çiftçiler işgücünün yanı sıra toprağa, tohuma, suya, güneşe (enerji), aletlere ve modern tarımda gübreye, haşere ilacına ve gelişmiş aletlere ihtiyaç duyarlar. Sanayi ve endüstriyel üretimde de hemen hemen aynı şeyler geçerlidir. Elektronik cihazları üretmek için de yine işgücünün yanı sıra enerjiye, suya, toprağa, minerallere, metallere, cama, plastiğe, nadir elementlere, bilgi ve teknolojiye ihtiyaç duyulmaktadır.

Avrupa Birliği (AB)'deki üretimde kullanılan hammaddelerin büyük bir kısmı, yine AB'de çıkarılmaktadır. 2011 yılında kişi başına 15,6 ton hammadde AB'de girdi olarak kullanılmış, bunun 12,4 tonunu AB'de çıkarılan hammaddeler oluştururken geri kalan 3,2 ton ithal edilmiştir. Bu hammadde girdisinin küçük bir kısmı ihraç edilmiştir. Geri kalanı -kişi başına 14,6 ton- AB'de tüketim için kullanılmıştır. Hammadde tüketimi, ülkeler arasında büyük farklılık göstermektedir. Örneğin, 2011 yılında Finlandiyalılar kişi başına 30 tondan fazla hammadde tüketirken, Maltalılar kişi başına 5 ton tüketmiştir. Ülkemizde bu rakam yaklaşık 6 ton/yıl düzeyindedir.

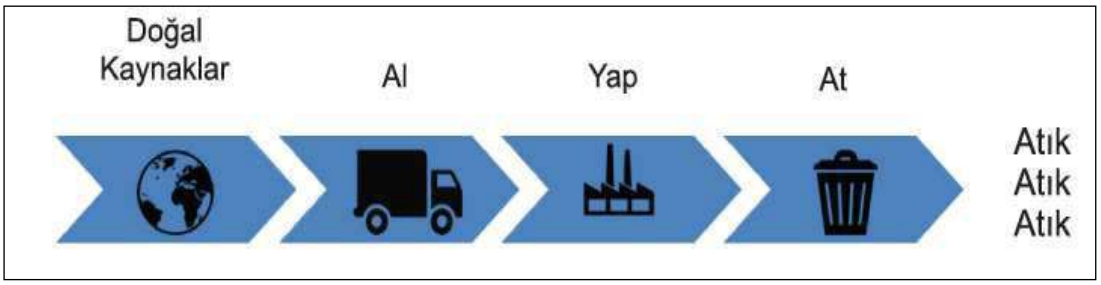
Geçtiğimiz on yıl içinde AB ekonomisi, tüketilen her hammadde birimi için (mineral, metal vb.) Gayri Safi Yurtiçi Hasıla (GSYH) bakımından daha fazla 'katma değer' yaratmıştır. Örneğin sanayi sektörü aynı miktarda metal kullanarak, öncüllerinden daha 'değerli' (kısaca, 'daha pahalı') olan cep telefonları ve dizüstü bilgisayarları üretmiştir. Bu, kaynak verimliliği olarak bilinmektedir. AB'de kaynak verimliliği 2000 ve 2011 yılları arasında yaklaşık % 20 oranında, her bir kilogram hammadde için 1,34 Avro'dan 1,60 Avro 'ya artış göstermiştir. Birlik ekonomisi bu sürede % 16,5 büyümüştür. Bazı Avrupa ülkeleri, diğerlerine göre daha yüksek kaynak verimliliğine sahiptir. 2011 yılında İsviçre, İngiltere ve Lüksemburg, hammadde kilogramı başına katma değerde 3 Avro'dan fazlasını yaratırken Bulgaristan, Romanya ve Letonya, kilogram başına 0,5 Avro'dan az değer yaratmıştır. Kaynak verimliliği, ilgili ülkelerdeki ekonomik yapıyla

yakından bağlantılıdır (AÇA, 2014). Güçlü hizmet ve bilgi teknolojisi sektörlerinin yanı sıra yüksek geri dönüşüm oranları, söz konusu kaynak verimliliğini güçlendirme eğilimindedir.

Ülkemizde ise ihracat edilen ürünlerin kilogram tutarı ortalama 1,17 Avro olup, kaynak verimliliğinin yükseltilmesi gerekmektedir. Bu maksatla; Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı (ETKB) tarafınca altın, gümüş ve platin hariç bakır, kurşun, çinko, demir, krom, civa, kalay, kobalt, nikel, alüminyum grubundaki madenlerin yurt içindeki entegre tesislerde metal hale getirilmesi durumunda devlet hakkının % 75'i alınmamaktadır. Böylece, madencilik sektörü uç ürün üretimine teşvik edilmektedir.

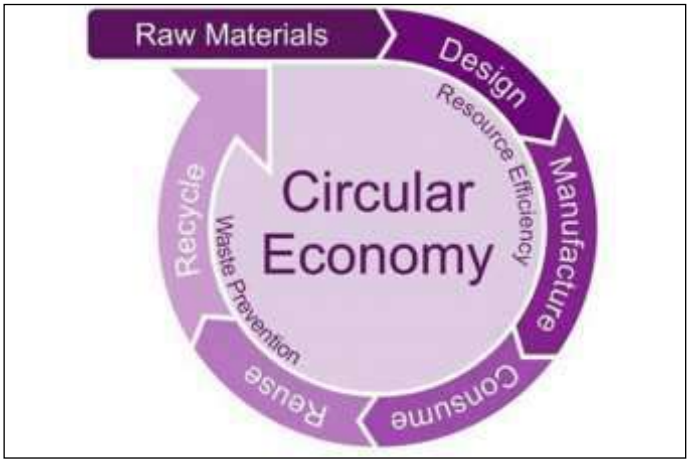
Doğrusal Ekonomiden Döngüsel Ekonomiye Geçiş

Son yıllarda özellikle AB'nin çok önem verdiği döngüsel ekonomi (circular economy) ülkemizin gündeminde yerini almaya başlamıştır. Kaynakların bol, ulaşılabilir ve atık bertarafının ucuz olduğu varsayımına dayan, "Al, Yap ve At" esasına dayalı **"Doğrusal Ekonomi"** modelinde çok miktarda atık üretilmektedir (Şekil 3). Bununla birlikte; çevresel bozulma ve iklim değişikliği oluşmakta, doğal kaynaklar hızla tüketilmekte, ithal hammadde ve yakıt ihtiyacı artmaktadır.



Şekil 3. Doğrusal ekonomi (TÇMB, 2017)

Doğal kaynakların sınırlı olması, çevrenin korunması ve atık üretimin azaltılması ihtiyacı, çevresel ve ekonomik açıdan daha sürdürülebilir olan **"Döngüsel Ekonomi"** modelini ön plana çıkarmaktadır. Döngüsel ekonomide "üretim - tüketim - atık yönetimi - atıktan kaynağa dönüşüm" halkası bulunmaktadır (Şekil 4). Bu döngüde; hammadde ve ürünlerin sistemde daha uzun süre kalması, atık üretiminin en aza indirilmesi esastır (Karaosmanoğlu, 2015; KFT, 2016). Amaç, döngüden dışarıya çıkacak kaynakları azaltmak ve sistemin optimum şekilde çalışmasını sağlamaktır.



Şekil 4. Döngüsel ekonomi (Rao, 2016)

Döngüsel olmayan bir ekonomide; “Al - Yap - At” çizgisini izleyen ürünlerin yaşamı, çöp veya bertaraf tesislerinde son bulmaktadır. Sürekli artmakta olan nüfus, kısıtlı doğal kaynaklar ve küresel ısınma gibi büyük çevresel sorunlara yol açan insan faaliyetleri artık işlerin eskisi gibi devam edemeyeceğini göstererek; yeni iş yapma modelleri arayışını başlatmıştır. İşte, “doğrusal ekonomi” yerine; sürdürülebilir üretim, sürdürülebilir tüketim ve yukarı dönüşüm süreçlerini bir “çember” halinde ele alan “döngüsel ekonomi” modeli dünyada sürdürülebilir gelişme için yeni bir yaklaşımdır. Bu yaklaşım, doğal kaynakların daha verimli kullanılmasını ve atıkların kaynak olarak değerlendirilmesini öne çıkaran yeni buluşların önünü açarak rekabet avantajı getirmektedir. Yeni iş modelleri, yeni gelir ve istihdam olanakları yaratmaktadır. Tüketicilere daha ucuz, dayanıklı ve kaliteli ürünler sunulmasını teşvik etmektedir. Sonuç olarak, kıt kaynakların daha dikkatli ve çevreyle uyum içinde kullanılması ve geri dönüşüm suretiyle önemli ekonomik, toplumsal ve çevresel yararlar sağlamaktadır.

AB Komisyonu raporuna göre, atıkların önlenmesi, eko-tasarım, tekrar kullanım sayesinde döngüsel ekonominin AB üyesi ülkelerdeki şirketlere 600 milyar Avro ya da yıllık cirolarının % 8’i mertebesinde net kazanç ve sera gazı salınımında % 2-4 oranında düşüş sağlayacağı hesaplanmaktadır. Tekrar kullanım, üretim ve onarım sektörlerinde, örneğin, kullanım dışı kalan cep telefonlarının kolay sökümü sağlanırsa atık haline gelen cep telefonlarından yenilerinin üretilmesi ile ilgili maliyetler yarıya inebilecektir (Çevko, 2017). Eğer kullanım dışı kalan cep telefonlarının % 95’i toplanabilirse, malzeme üretim maliyetlerinden yılda 1 milyar Avro tasarruf sağlanabileceği öngörülmektedir.

Bezer durumda; Türk çimento sektörü döngüsel ekonomi uygulamalarını artırmak üzere, özellikle atıklardan enerji ve malzeme geri kazanımı işlemlerine devam ederek, potansiyelini daha yükseklere çıkarmayı hedeflemektedir (TÇMB, 2017). Öyle ki;

- Türkiye’de 28 milyon ton belediye katı atığı üretiliyor ve bu atıklardan 7 milyon ton ek yakıt üretimi mümkün,
- Çimento sektörü yaklaşık 7 milyon ton evsel ek yakıtı enerji kaynağı olarak kullanabilir,
- Böylelikle; 3 milyon tona yakın kömür veya benzeri katı yakıtın ithalatında tasarruf, fosil yakıtlardan kaynaklanacak yıllık 1,7 milyon ton CO_2 tasarrufu (%7 azaltım) mümkün,
- Düzenli depolamada oluşacak metan gazının önlenmesi mümkün,
- Çöp sahalarının kapladığı alanın azaltılması ve rehabilitasyonu mümkündür.

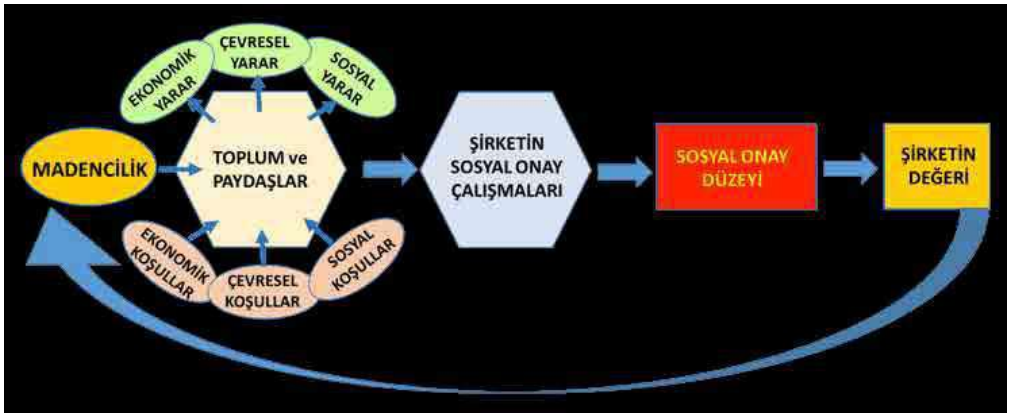
Sosyal Ruhsat ve Yeşil Ekonomi

Çevreyi korumak ve bize sunduğu avantajlardan faydalanmak için, üretilen hammadde miktarını daha efektif kullanmamız gerekmektedir. Bunun için de, mal ve hizmetleri üretme ve hammadde kaynaklarını tüketme şeklimizi değiştirmemiz gerekmektedir. Kısacası, ekonomide yeşile geçmemiz gerekmektedir. 'Yeşil ekonomi' teriminin birkaç tanımı bulunmakla birlikte genel olarak, tüm üretim ve tüketim seçimlerinin, toplumun refahı ve çevrenin genel sağlığı düşünülerek yapıldığı bir ekonomi anlamına gelmektedir. Daha teknik bir tanım olarak; toplumun tabii kaynakları verimli biçimde kullanıp insan refahını artırırken, yaşamımızı idame ettiren doğal sistemleri de koruduğu bir ekonomik modeldir. AB, ekonomisini daha sürdürülebilir hale getirmek için somut eylem programlarının yanı sıra stratejik hedefler de benimsemiş bulunmaktadır. Avrupa 2020 stratejisi, akıllı, sürdürülebilir ve toplumsal açıdan kapsayıcı bir büyüme sunmayı amaçlamaktadır. İstihdam, eğitim ve araştırmaya odaklandığı gibi, iklim ve enerji hedeflerine sahip bir düşük karbon ekonomisi elde etmeye de odaklanmaktadır.

Söz konusu strateji, bu hedeflere ulaşmak için öncü girişimleri tanımlamaktadır. 'Kaynakları Verimli Kullanan Avrupa' öncü girişimi, AB'nin bu alandaki politikasında merkezi bir rol oynamaktadır. Bu hedefleri gerçekleştirmek için ayrıca bir dizi kanun paketi de kabul edilmektedir. Peki, AB ekonomisini kaynak verimli hale getirmek için ne yapmak gerekir? Kısaca, söz konusu tüm kaynakların kullanımını en uygun hale getirecek şekilde üretim ve tüketim gerçekleştirmektir (AÇA, 2014; KFT, 2016). Bunun

yapılması, daha az miktarda atık üreten ya da daha az girdiyle daha fazla katma değer yaratan üretim sistemleri oluşturmayı gerektirmektedir.

Madencilik faaliyetlerinin çevresel ve sosyal etkileri ile bu faaliyetler sonucunda ortaya çıkacak değerlerin paylaşılması konusunda madenciler ve yerel toplum arasında görülen anlaşmazlık ve çatışmalar, yaklaşık 50 yıl içinde giderek yükselmiştir. Sağlıkları, çevreleri ve sosyal yaşantılarının geleceğinden endişe duyan yöre halkıyla çatışarak verimli ve etkin bir madencilik sürdürmenin mümkün olması düşünülemez. Bu sorunu çözmek amacıyla madenciler ve yerel toplum arasında karşılıklı kazanmaya dayalı bir mutabakat olan sosyal onay gereksinimi doğmuştur (Şekil 5).



Şekil 5. Madencilik, toplum ve sosyal onayın etkileşimi (Oygür, 2018)

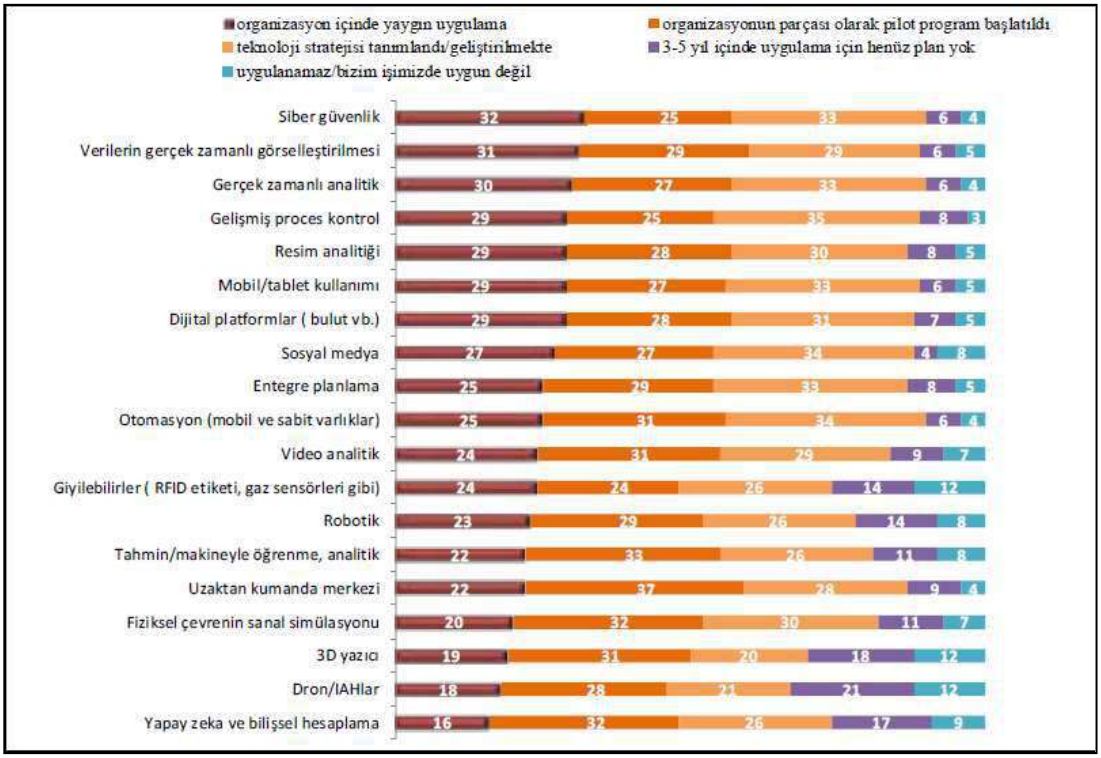
Bir madencilik faaliyeti için yerel toplumdan sosyal onay kazanılmasının temelini sadece kendi koşul ve seçeneklerini değil, karşı tarafın da yaklaşımını ve düşüncesini dikkate almak oluşturmaktadır. Bu amaçla masaya oturulduğunda, iki tarafın da "kazançlı çıkacağı bir çözümün var olacağına" inanmaları esastır. İnsanların yaşamındaki refahı artırmak amacıyla yeraltı zenginliklerimizi ekonomiye kazandırırken, yerüstü zenginliklerimizi de tahrip etmemeye önem verilmelidir. Her madencilik projesinde, bu çevresel etkilerin mutlaka dikkate alınması artık çağımızın getirdiği bir zorunluktur. Gelişen ve aynı oranda da küçülen dünyamızda artık madenciler, *"her yerde madencilik yapılmayabileceğini"* ve çevreciler ise *"madenciliğin çevreyi koruyarak da yapılabileceğini"* anlamak, öğrenmek ve kabul etmek zorundadırlar.

Madencilikte Dijital Teknoloji

Küresel ölçekte yapılan birçok araştırma, madencilik endüstrisinin inovasyon ajandasının ilk sırasında dijital teknolojilerin yer aldığını göstermiştir (TMD, 2016; Başaran, 2016; Telatar, 2018). Maden şirketleri dijital teknolojileri verim ve karlılığı artıracak, karar vermeyi iyileştirecek ve değişen zorlu çevresel şatlara çözüm üretecek dolayısıyla kendilerini ileriye taşıyacak araç olarak görmektedir.

Maden operatörlerine kullandıkları ve gelecek 3-5 yılda kullanacakları dijital teknolojiler sorulduğunda ilk sıralarda robotik ve otomasyon, drone/İHA, uzaktan kontrol merkezleri ve giyilebilir teknolojilere yer verilmiştir. Bu sonuçlar; madencilerin değişen şartlar karşısında doğru müdahaleyi hızlı bir şekilde yapmak için, doğru veriye doğru zamanda ulaşmaya çalıştıklarını göstermektedir. Madenciler anlık operasyonel verileri dijital görsellik, otomasyon ve dronelarla toplayarak, ortak karar alma için uzaktan komuta merkezleri kullanmakta ve giyilebilir teknolojilerle bu veriyi bireylerle paylaşmaktadır. Araştırma sonuçları, madencilik şirketlerinin oldukça geniş bir yelpazede değişen dijital teknolojileri organizasyon içerisindeki tüm alanlarda, ancak en fazla maden işletme alanında kullanıldığını göstermektedir. Ayrıca, dijital inovasyonun sektöre sağlayacağı faydanın madenciliğin değer zincirindeki tüm alanlara entegre edildiğinde gerçekleşeceği de belirtilmektedir. Madencilik endüstrisinde

organizasyon seviyesinde dijital teknoloji uygulama ve yatırımların görünümü, madencilikte dijital dönüşümün artarak devam edeceğini göstermektedir (Şekil 6).



Şekil 6. Madencilik endüstrisinde dijital yatırımlar (%) (Karapınar, 2018)

Madencilik ve metal endüstrisinin dijital dönüşümünde kritik rol alacağı ve endüstrinin değer zincirinin tamamında önemli katkı sağlayacağı düşünülen dijital teknolojiler dört temel kategoride sınıflandırılmıştır. Dijital donuşumun "risk edilen değer analizi yöntemi" ile gelecek 10 yıl (2016-2025) için hesaplanan kümülatif değer katkısı (endüstri, tüketici, toplum ve çevre için) 425 milyar dolardan fazladır. Endüstriye toplam katkısı 320 milyar dolardır. Bunun 190 milyar doları madencilik ve 130 milyar doları metal sektörü içindir. Karbon emisyonunda 610 milyon ton azalma sağlanırken, iş güvenliğinde sağlanan iyileşme ile 1.000 hayat kurtarılmış olacak ve 44.000 yaralanmanın önüne geçilebilecektir. Buna karşın 330.000 işgücü kaybı yaşanacaktır. Dijital dönüşüm maden şirketlerinin iş yapma şeklini değiştirirken birçok sürecin etkinliğini de artıracaktır. Ayrıca; madencilik sektöründe kapasite, verimlilik ve ürün kalitesini artırırken, işletme maliyetlerini düşürecek, madenlerde işyeri emniyetini artıracak, çevresel riskleri azaltacak ve işletme sermayesini geliştirecektir.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Türkiye madencilik sektörü 2017 yılında 3,5 milyar $ olan ihracatını 2018'de 6 milyar $ ve 2023'de 15 milyar $'a ulaştırmayı hedeflemektedir. Metal madenlerinde ihracatın emtia fiyatlarının seyrine bağlı şekilleneceği öngörülürken, yurtiçinde yerli elektrikli otomobil üretimi çalışmalarının nikel ve kobalt madenciliğini ön plana çıkaracağı düşünülmektedir (İşbank, 2018). Ayrıca, yerli kömürle çalışan santrallere yönelik elektrik alım garantisi ve kapasite mekanizması gibi düzenlemelerin termik santral yatırımı yoluyla linyit üretimini destekleyeceği tahmin edilmektedir.

Madencilik sektörü; doğası gereği içerdiği riskler nedeniyle, günümüzün rekabetçi piyasa koşullarını yakalamak için verimliliği arttırırken, iş güvenliği optimizasyonu ve işletme ekonomisinin operasyonel mükemmelliğini de sağlamak zorundadır. Endüstri 4.0 ile birlikte gelen teknolojideki gelişmeler, yeni otomasyon teknolojileri, bilgi teknolojileri (Information Technologies-IT) ve operasyonel

teknolojiler (Operational Technologies-OT) entegrasyonu, verilerin gerçek zamanlı işletilmesi ve mobil cihazlar, bağlı maden (Connected Mine) konusunda modern çözümler sağlamaktadır.

Doğal kaynakların sınırlı olması, çevrenin korunması ve atık üretimin azaltılması ihtiyacı, çevresel ve ekonomik açıdan daha sürdürülebilir olan "*Döngüsel Ekonomi*" modelini ön plana çıkarmaktadır. Çevreyi korumak ve bize sunduğu avantajlardan faydalanmak için, üretilen hammadde miktarını daha efektif kullanmamız gerekmektedir. Bunun için de, mal ve hizmetleri üretme ve hammadde kaynaklarını tüketme şeklimizi değiştirmemiz gerekmektedir. Hong Kong'da 9R eğitim uygulaması başlatılmıştır. İlkokul seviyesinde temel eğitim içeriği olarak kurgulanan döngü teması işlenmektedir. Ders müfredatı 9R: "rethink, redesign, relearn, retrain, remove, reduce, reuse and recycle and be responsible" (yeniden düşünün, yeniden tasarlayın, yeniden öğrenin, yeniden eğitin, kaldırın, azaltın, yeniden kullanın, geri dönüştürün ve sorumlu ol). Amaç, ihtiyacımız olan ürünleri kullanmadan ve tüketmeden önce düşünmektir. Apple firması, adını Liam koyduğu bir geri dönüşüm robotu üretmiştir. Robotun neden erkek olduğunu bilmiyoruz, fakat Liam bir iPhone'nu 11 saniyede parçalarına ayırabilmektedir. Bu bir saat içerisinde 350, bir yılda ise 1,2 milyon telefon anlamına gelmektedir. Dünya her geçen gün artarak biraz daha fazla telefon çöplüğüne dönmektedir. Sadece 2014 yılında çöpe atılan "e-atık" dünya genelinde 41,8 milyon ton civarındadır. Bilgisayar, cep telefonu gibi ürünler bu atıkların % 7'sini oluşturmaktadır. Buna karşın, zararlı kimyasalların % 70'i bu ürünlerden meydana gelmektedir.

Madencilik endüstrisinde yenilik/inovasyonu geliştirmek ve gerçekleştirmek için tüm paydaşlara görev düşmektedir. Öncelikle devlet, maden işletmesi ve sivil toplum arasında sağlıklı bir diyalog oluşturulması ve uygun çözümlerin bulunmasında tüm paydaşların birlikte çalışma arzusu içerisinde olması gerekmektedir. Bununla birlikte, devlet inovasyonu teşvik edecek uygun ortamı oluşturmalı, maden işletmesi inovasyona istekli olmalı ve gerekli yatırımı (finansman, işgücü, altyapı vb.) yapmalı, toplum da maden işletmesine güvenmeli ve işbirliğine açık olmalıdır. Maden işletmelerinin hedefinde maliyetlerin azaltılması önemli olmakla birlikte daha iyi, daha verimli ve de sürdürülebilir faaliyetlerin yürütülmesi çok daha öncelikli olmalıdır.

KAYNAKLAR

AÇA, (2014). Ekonomi: kaynak verimli, yeşil ve döngüsel, İşaretler- Değişen bir iklimde yaşamak, Avrupa Çevre Ajansı –AÇA, 12s., www.eea.europa.eu, Copenhagen-Danimarka.

Başaran, H.S., (2016). Türkiye'nin madenleri dijitale geçiyor, Dünya Gazetesi, Haberler, Tekno Trend, 3s., https://www.dunya.com, İstanbul.

Çevko, (2017). Döngüsel ekonomi kongresi, 2s., Çevre Koruma ve Ambalaj Atıklarını Değerlendirme Vakfı-ÇEVKO, http://cevkokongre.com/, Kadıköy- İstanbul.

İşbank, (2018). Madencilik, Sektörler, Türkiye İş Bankası (işbank), 2s., https://ekonomi.isbank.com.tr/tr/Sayfalar/madencilik.aspx, İstanbul.

Karapınar, N., (2018). Madencilik endüstrisinde inovasyon, *Madencilik_Türkiye Dergisi*, s.98-104, 15 Ocak, Ankara.

Karaosmanoğlu, F., (2015). Döngüsel ekonomi atık yönetimsiz var olamaz, Röportajlar, EKOIQ dergisi, http://ekoiq.com/, İstanbul.

KFT, (2016). Döngüsel Ekonomi, Döngüsel Fikirler; Keirtsu Forum Türkiye-KFT, http://keiretsuforum.com.tr/, Maslak-İstanbul.

Oygür, A.V., (2018). Çağdaş Madencilik Faaliyetlerinde Sosyal Onay, Türkiye Madenciler Derneği-TMD, Sektörden Haberler Bülteni, Özel Sayı 69, s66-82, İstanbul.

Rao, V., (2016). Circular Reasoning, Research Triangle Energy Consortium, Illuminating National Energy Priorities, 17 May, https://rtec-rtp.org/, Duke University, Durham, NC 27708 USA.

Tamzok, N., (2017). Madencilik endüstrisinde 100 yenilik (I), Enerji Günlüğü, 3s., Temmuz, Ankara.

TÇMB, (2017). Türk çimento sektörünün döngüsel ekonomideki rolü, Türkiye Çimento Müstahsilleri Birliği (TÇMB), 6s., http://www.tcma.org.tr/ , Ankara.

Telatar, I., (2018). Dijital Dönüşüm ve Madencilik Sektörü, 7s., https://www.endustri40.com/haberler/ , İstanbul.

TMD, (2016). Maden Endüstrisinin Geleceği Yeni Teknolojiler ve Sektör Trendleri Semineri, Türkiye Madenciler Derneği-TMD, 2s., 01 Haziran, İstanbul.

TÜRKİYE'DE RÖDÖVANS UYGULAMALARI

RÖDÖVANS (REDEVANCE/ROYALTY) APPLICATIONS IN TURKEY

S. Leloğlu

Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu Genel Müdürlüğü
(Lelogluss@gmail.com)

ÖZET

Dünyada 1970'li yılların sonrası başlayan küreselleşme ve bunun sonucunda dünya ülkelerine dayatılan liberal ekonomik modelin bir sonucu olarak ülkemizde de 1985 yılında piyasanın taleplerine uygun olarak yeni Maden Kanunu yürürlüğe girmiş, bundan sonra yaygın bir şekilde rödövans yöntemi madencilikte uygulanmıştır. Başlangıçta özel sektör tarafından kullanılan bu yöntem, Kamu sektörü tarafından da özelleştirmenin bir aracı olarak uygulanmıştır. Uzun yıllardan bu yana eleştirilen rödövans yöntemi, peş peşe yaşanan Elbistan, Soma ve Ermenek kazaları sonrasında kazaların gerekçelerinden birisi olarak gösterilmiş, başta iş güvenliği ve çalışma mevzuatı açısından olmak üzere her yönü ile tartışılmaya açık hale gelmiştir. Bu bildiride ülkemizdeki rödövans uygulamaları, bu konuda mevzuatta yapılan köklü değişiklikler esas alınarak belirli dönemler halinde değerlendirilmiş, Türkiye'de rödövans uygulamasının nasıl ve hangi gerekçelerle yaygınlaştığı, dünyada ve ülkemizde yaşanan ekonomik ve politik gelişmelerden ne şekilde etkilendiği, bu yöntemin uygulanmasında yaşanan kargaşa ve ülkemiz madenciliğine verdiği zararlar hakkında tespitlerde bulunulmuştur. Bu bildirinin amacı ise, yapılan uzun süreli sözleşmeler nedeni ile madencilik ve enerji sektöründe en azından önümüzdeki 25-30 yıl daha uygulanması muhtemel olan bu yöntemin, sektörün bütün bileşenleri tarafından her yönü ile derinlemesine tartışılmasını sağlamaktır.

Anahtar Sözcükler: Rödövans

ABSTRACT

As a result of globalization trends in the world begining from the 1970s and consequent liberal economic model imposed on every countries, the new Mining Law came into force in 1985 in accordance with the demands of the market, after that, the royalty method was videly applied in Turkish mining indistry. This method, which was initially used by the private sector, was implemented by the public sector as an instrument of coal field's privatization. The royalty method, which has been criticized for many years, has been shown as one of the reasons for the successive Elbistan, Soma and Ermenek work accidents and has become open to the discussion in all aspects, especially in terms of occupational safety and labor legislation. In this paper, the royalty applications in our country have been evaluated in certain periods on the basis of the fundamental changes made in the legislation in this regard, how and with which reasons the royalty applications become widespread in Turkey, how the economic and political developments in the world and our country were affected, the chaos in the application and the damages to our country's mining sector were determined. The purpose of this paper is to provide an in-depth discussion of this method, which is likely to be applied in the mining and energy sector for at least the next 25-30 years, by all the components of the sector.

Keywords: Royality, Redevance

GİRİŞ

Bu sunumdaki amacım, Türkiye'de rödövans uygulamasının nasıl ve hangi gerekçelerle başladığını, süreç içerisinde madenclik sektörüne olan etkilerini araştırmak ve bundan sonraki süreçte rödövans yöntemi ile madencilik yapmanın geleceğini tartışmaya açarak, uygulamadaki aksaklıkları ortaya koymaktır.

RÖDÖVANS TANIMI

Türk Dil Kurumu Bilim ve Sanat Terimleri Ana Sözlüğü'nde Enver Ediger, Turan Dündar, Tevfik Güyagüler tarafından yazılan ve 1979 yılında Türk Dil Kurumu tarafından yayınlanan Madencilik Terimleri Kılavuzu kaynak olarak gösterilerek, fransızca kökenli olan rödövans kelimesi üretim payı olarak Türkçe'ye çevrilmiştir.(ıng: royalty, fra: redevance)

Rödövans bu tanım ve yazım şekli ile kanun ve diğer mevzuatta yer alırken son yıllarda İktisat Terimleri Sözlüğü esas alınarak yazım şekli "redevans" olarak değiştirilmiş, anlamı da "isim, ticaret bir berat, lisans hakkı veya ticari marka sahibinin bunu devrettiği firmalardan aldığı maddi karşılık" olarak düzenlenmiştir.

RÖDÖVANSIN UYGULAMA SÜREÇLERİ

Rödövans uygulamasının başlangıç tarihi tam olarak bilinmemekle birlikte 6309 sayılı Maden Kanunu döneminde ismi farklı olsa da bazı rödövans uygulamalarının yapıldığı bilinmektedir. Ancak sunumun daha sonraki bölümlerinde açıklanacak gerekçelerden dolayı 3213 sayılı kanun ile 1985 yılından itibaren yoğun olarak uygulanmıştır. Rödövans uygulamalarının önemli dönemlerini;

1985 tarihine kadarki dönem (3213 sayılı Kanuna kadar)
1985-1990 arası,
1995-2004 arası,
2004-2010 arası,
2010-2014 arası (Soma kazası),
2014 Soma kazası sonrası dönem,
olarak incelemenin doğru olacağı kanaatindeyim.

1985 Tarihi Öncesi Dönem

Bu dönem 6309 sayılı Maden Kanununun yürürlükte olduğu dönemdir. Söz konusu Maden Kanunu gereğince ruhsatlar gruplar itibarı ile değil, maden cinslerine göre verildiğinden aynı ruhsat alanında çok sayıda maden ruhsatı bulunmasından kaynaklanan ruhsat sahipleri arasındaki yoğun ihtilaflar bu dönemde yaşanmıştır. Ancak her maden için ayrı ruhsatlandırma yapıldığından, madenler genel olarak ruhsat sahiplerince çalıştırılmış, rödövans uygulamasına çok fazla ihtiyaç duyulmamıştır. Ayrıca 1978-1984 yılları arasında en etkili hali ile yürürlükte bulunan Madenlerin Devletleştirilmesi uygulaması nedeni ile Kanunda tarif edilen madenlerin büyük bir kısmı devletçe işletildiğinden bu dönemde yaygın bir rödövans uygulaması olmamıştır.

Mevcut bilgilere göre özel sektörde başlamış olan madencilikte rödövans uygulaması, özellikle bu dönemin sonuna doğru kamu sektörünün bazı kurumlarında da uygulanmaya başlamıştır.

1985-1990 Arası Dönem

Bu dönem 1970'lerin ortasında başlayan ve 1980 sonrası bütün dünyayı etkileyen küreselleşme ve buna bağlı gelişen liberal ekonomik modelin kendi uygun iklimini yaratacak idari ve yasal düzenlemelerin yapıldığı dönemdir. Kuşkusuz Maden Kanununu da bundan bağımsız düşünmek mümkün değildir. Liberal ekonomik modelin önceliklerine göre hazırlanan 3213 sayılı Maden Kanunu 15.06.1985 tarihinde yürürlüğe girmiş, böylece Türkiye madencilik sektöründe yeni bir dönem başlamıştır.

3123 sayılı Maden Kanununun 6309 sayılı kanundan en önemli farklarından biri de ruhsatların gruplar halinde verilmesi, maden grubundan herhangi bir maden için alınan ruhsatın ruhsat alanı içindeki aynı gruptan diğer maden cinsleri için öncelikli hak sağlamasıdır. Kanaatime göre rödövans uygulamasını hızlandıran ve yaygınlaştıran en önemli neden budur.

Bu dönemde ruhsat sahipleri kendi çalışmadığı sahayı veya sahanın bir kesimini rödövans ile başka kişi ve firmalara vererek önemli ilave gelirler elde etmiş, kamu kesimi ise bu yöntemi hem ilave gelir elde etmek için hem de özelleştirme ve taşeronlaştırmanın bir aracı olarak kullanmıştır.

Her ne kadar 3213 sayılı Maden Kanunu ruhsat alanı içinde ruhsat sahibinin çalışacağı öngörülerek hazırlanmış ise de, filli durum böyle olmamış, ruhsat sahipleri ruhsat alanı içindeki maden alanlarını birbirinden ayırarak ticari anlaşmalar çerçevesinde rödövans karşılığı işletmeye vermiştir. Bu durum Maden Kanunu'nun hazırlanmasından ve uygulanmasından sorumlu olan ETKBve o dönemdeki ismi ile Maden Dairesi Başkanlığı tarafından önce sadece ticari akid olduğu varsayılarak görmemezliğe gelinmiş, ancak bu sürede artan rödövans sözleşme sayısı ve rödövansla çalıştırılan sahalarda karşılaşılan ve çözülemeyen ihtilaflar sonucu Maden Kanunu Yönetmeliği 32. maddesine bir pargraf ilave edilerek duruma müdahale edilmek istenilmiştir.

1990-2004 Arası Dönem

Maden Kanunu Uygulama Yönetmeliğinin Bilanço başlığı altındaki 32. maddesinde rödövans uygulamamaları ile ilgili olarak yapılan düzenlemede"Üçüncü kişi ve kuruluşların ruhsat sahipleri ile yapmış oldukları sözleşmelere (rödovans, kira, taşeron ve benzeri) dayanılarak ruhsat sahalarında faaliyette bulunabilmesi Maden Dairesinin iznine tabidir. Ruhsat sahipleri kendi sahaları ile ilgili bir veya birden fazla kişi veya kuruluşlarla yaptıkları sözleşmeleri Maden Dairesine 1 ay içinde bildirmek ve uygun görüş almak durumundadır. Aksi halde maden kanununun 10 uncu maddesi hükümleri uygulanır. Sözleşmeler Maden Dairesine verildiği tarihten itibaren incelenerek sözleşme hükümleri çerçevesinde faaliyetlere izin verilir. Sözleşme hükümlerine dayanılarak yapılacak işletmecilikte taraflar arasında çıkan anlaşmazlıklar, maden ruhsat sahasındaki faaliyetlerin aksamaması, rezervlerin teknik yönden en iyi biçimde işletilmesini teminen, sözleşme hükümleri de dikkate alınarak sahadaki faaliyetlerin denetimi ve yürütümü hususunda Bakanlık tarafından yapılan incelemeler sonucunda verilecek Bakanlık Kararı geçerlidir." denilmektedir.

Maden Kanunu yönetmeliğinde yapılan düzenlemede özetle, rödövans sözleşmelerinin o dönemdeki adı ile ETKB Maden Dairesi tarafından onaylanması zorunluluğu getirilmiş ayrıca ihtilafların çözümünde Maden Dairesinin yetkili olacağına dair hükümler yer almıştır.

Madencilik sektöründe yaygın bir şekilde kullanılan ancak Maden Kanununda yer almadığından yasal bir dayanağı olmayan rödövans yönteminin, yönetmeliğe ilave edilen muğallak bir paragraf ile tanımlanması, bu düzenlemeyi yürürlükte kaldığı süre içerisinde tartışmalı halden kurtatamamıştır.

Diğer taraftan, Maden Yasası genel hükümleri ve yaptırımları açısından ruhsat sahibini esas alan, sahada ruhsat sahibince çalışılacağını öngören bir anlamda öznesi ruhsat sahibi olan bir yasa olduğundan bu düzenleme yasa bütünlüğü ile uyumsuz bir düzenleme olarak kalmıştır.

2004-2010 Arası Dönem

2004 yılında yapılan 5177 sayılı Maden Kanunu değişikliğinde 1990 öncesinde olduğu gibi rödövans uygulaması Maden Kanunu ve Yönetmeliği yönünden yok sayılmış konu bir ticari akid olarak değerlendirilmiştir.

Ancak, 1990 yılında yapılan düzenleme sonrasında rödövans uygulaması kısmen de olsa bir statü kazandığından, 2004 sonrası dönemde de rödövans yöntemi ile işletmecilik daha da yaygınlaşarak bütün madencilik alanlarında kullanılan bir uygulama haline gelmiştir.

2010-2014 Arası Dönem

Bu dönemde 10.06.2010 tarihinde 5995 sayılı kanun ile Maden Kanununda yeniden bir değişim yapılmış, bu defa da rödövans Kanuna ek 7. Maddede, aşağıda belirtildiği şekilde yer almıştır.

Ek madde 7 - (ek madde: 10/06/2010-5995 s.k/17.mad. “maden ruhsat sahiplerinin, ruhsat sahalarının bir kısmında veya tamamında üçüncü kişilerle yapmış oldukları rödövans sözleşmelerinde, bu alanlarda yapılacak madencilik faaliyetlerinden doğacak iş kanunu, iş sağlığı ve güvenliği ile ilgili idari, mali ve hukuki sorumluluklar rödövansçıya aittir. Ancak bu durum ruhsat sahibinin Maden Kanunundan doğan sorumluluklarını ortadan kaldırmaz.”

Bu maddeden de anlaşılacağı gibi rödövans uygulaması gönülsüz de olsa yeniden mevzuata girmiştir. Ancak madde hükmündeki iki cümle birbiri ile uyumsuzdur. Bilindiği gibi Maden Kanununda ruhsat sahibinin iki ana başlık ile özetlenebilecek sorumluluğu vardır. Bunlardan birincisi ruhsat hukukunun devamı için gerekli sorumluluklar (belgelerin usülüne uygun hazırlanarak süresi içinde verilmesi, harç ve teminatların yatırılması v.s.), diğeri ise işletmecilik ve iş güvenliğinin sağlanması için gerekli sorumluluklar. Yapılan hukuki değerlendirmelerde kimi hukukçular bu düzenlemede iş güvenliğinin sağlanmasında ruhsat sahibinin de rödövansçı ile birlikte sorumlu olduğunu savunurken, kimi hukukçularda Ek Madde düzenlemesinde birlikte sorumluluktan bahsedilmediğinden, iş güvenliği ile ilgili sorumluluğun rödövansçıya, ruhsat hukukunun devamı ile ilgili sorumluluğun ise ruhsat sahibine ait olduğunu savunmaktadır. Maden Kanununa eklenen ek 7. madde ile kanun metninde bu sorumlulukların kime ait olacağını açık ve net bir şekilde yazılmadığından bu değişiklik metni de ruhsat sahibi ile rödövansçı arasındaki ihtilafları çözmekte yetersiz kalmıştır.

2014 Soma Kazası Sonrası Süreç

13.05.2014 tarihinde yaşanan Soma faciasında 301 kömür emekçisi hayatını kaybetmiştir. Hayatını kaybedenlerin sayısı bakımından ülkemizin en büyük, dünyanın da sayılı felaketlerinden olan bu elim olay sonucunda madencilik mevzuatını oluşturan ve denetleyen kurumların içinde bulunduğu vahim durum daha net bir şekilde görülmüştür. Mevzuatı dağınık, kurumlar arasındaki ilişkileri karmaşık bu yapı içerisindeki kurumlar kaza sonrasında toplumdaki infiali gidermek için telaşla bazı yasal düzenlemeler yapmış ve bir takım kararlar almıştır.

Bu yasal düzenlemelerden birisi 18.02.2015 tarihli resmi gazetede yayımlanan 6592 sayılı Kanunun 27. maddesi ile Enerji ve tabii Kaynaklar Bakanlığının teşkilat ve görevleri hakkında kanun da yapılan değişikliktir. Söz konusu değişiklik maddesinde “19.02.1985 tarihli ve 3154 sayılı Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığının teşkilat ve görevleri hakkında kanunun 9 uncu maddesinin birinci fıkrasının (d) bendi yürürlükten kaldırılmıştır” denilerek bakanlığın ve MİGEMGenel Müdürlüğünün madenlerde iş güvenliği yönündeki sorumluluğu kaldırılmıştır. Söz konusu değişikliğin gerekçesinde “madde ile Maden İşleri Genel Müdürlüğü’nün görevleri arasında yer alan madencilik faaliyetlerinin iş güvenliği ve işçi sağlığı ilkelerine uygun olarak yürütülmesini takip etmek görevi yürürlükten kaldırılarak, 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanunu ile uyum sağlanmıştır.” denilmektedir.

Bu değişikliğin açıklaması madenlerde iş güvenliğinin takip edilmesi sorumluluğu 6331 sayılı yasa ile uyumlu bir şekilde Çalışma Bakanlığının İş Güvenliği teşkilatına bırakılmıştır. Peki fiiliyatta bu değişikliğe uyumlu olarak Maden Kanunu'nda gerekli değişiklikler yapılmışmıdır? MİGEM Maden Kanununun 29. maddesinde bir takım değişiklikler yapmış ancak Maden Kanununa ne olduğu açıkça tanımlanmayan "tehlikeli durum" kavramını sokarak ve daimi nezaretçinin iş güvenliği ile ilgili sorumluluğunu değiştirmeyerek, bir anlamda kanun değişikliği ile sorumluluk alanı dışına çıkan iş güvenliği denetimini devam ettirmiştir. Bu durum ileride daha ayrıntılı bir şekilde yeniden ele alınacaktır.

Bir diğer önemli değişiklik ise yer altı kömür madenciliğinde rödövans uygulamasının sadece kamu kuruluşlarına ve iştiraklerine tanınan özel bir hak haline getirilmesi ve yer altı kömür madeni işçilerinin maaş ve çalışma koşullarının kanunla kısmen iyileştirilmesidir. Bu düzenlemede ayrıca yapılan iyileştirme sonucu ortaya çıkacak maliyetin, Yer altı Fiyat Farkı düzenlemesi ile ilgili Kamu Kuruluşları tarafından rödövansçılaraödenmesi de yer almıştır. Daha sonra yer altı fiyat farkı uygulamasının alanı genişletilmiştir.

Bu değişikliklere ilaveten 2017 yılı sonunda torba yasa ile yapılan bir düzenlemede tki ve ttk ruhsatlarının bölünerek özel sektöre devredilmesine imkân sağlanmıştır. Bu değişikliğinde rödövans ile ilişkili olacağı ön görülmektedir. Bu sunumun hazırlanması esnasında Meclis gündemine getirilen bir yasa hazırlığında bu bölünen alanların rödövans yöntemi ile özel sektöre verileceği, ayrıca bu kamu kuruluşlarını olası bir iş kazasının sonuçlarından korumak amacı ile rödövans süresi boyunca rödövansçıya ruhsat devrinin yapılabileceği taslakta yer almıştır.

DEĞERLENDİRME VE SONUÇ

Maden Kanunu Açısından Değerlendirme ve Sonuç

Rödövans uygulaması özellikle 1990 sonrasında sektörel bir realite olarak karşımıza çıkmış ancak mevzuat yapıcıları ve düzenleyicileri tarafından genellikle göz ardı edilmiştir. Bunun en önemli nedeni kanımca kamusal otoritenin ruhsat sahibini kontrol kolaylığı ve müeyyide uygulayabilme rahatlığıdır.

Bu nedenle sektör zorlaması ile yapılan bütün düzenlemeler, sorunun çözümünden uzak Maden Kanunun ruhsat sahibi esaslı genel omurgası ile uyumsuz olmuştur. Yasal düzenlemeyi yapan otorite bir taraftan ruhsat sahibini esas alan uygulamasına devam ederken, diğer taraftan sektördeki rödövans yöntemli çalışmalara seyirci kalmıştır.

Rödövans artık madencilik sektöründe yaygın olarak uygulanan bir çalışma veya işletme hakkı devir yöntemidir. Kamu kuruluşları dahi önemli projelere hammadde sağlayan maden sahalarını 30- 40 yıl süreli rödövans sözleşmeleri ile özel sektöre devretmektedir.

Maden Kanunu'nda yapılacak düzenlemenin, Anayasanın eşitlik ilkesine uygun yapılması, Kamu ve Özel sektör ruhsat sahipleri arasında ayırım yapılmaması, bu yöntemin kamu kuruluşlarına ait sahaların özelleştirilmesi için bir araç olmaktan çıkarılması, yasalar hazırlanırken iş kazalarının olası sonuçlarından Kamu kuruluşlarını kurtarmak yerine, iş kazalarını önleyici kapsamlı düzenlemelerin yapılması Kanun yapıcıların önceliği olmalıdır.

Pratikte çok mümkün görünmese de, eğer rödövans yöntemi ile çalışılmaktan vazgeçilecek ise mevcut Kanunun genel çerçevesine de uygun olarak kamu özel ayırımı yapılmaksızın sahada sadece ruhsat sahibinin çalışmasına müsaade edilmelidir.

Kamu İhale Kanunu Açısından Değerlendirme ve Sonuç

Rödövans yönteminin uygulanmaya başlaması Kamu İhale Kanunu öncesi dönemdedir. Bu dönemde 2886 sayılı Devlet İhale Kanunu hükümleri geçerli idi ve ruhsat sahibi KİT'ler genel olarak bu kanun kapsamında değildiler. 21.01.2002 tarihli Resmi Gazetede yayımlanarak yürürlüğe giren 4734 sayılı Kamu İhale Kanunu ile bütün Kamu Kuruluşları bu kanunun kapsamına alınmıştır. Ancak Rödövans yöntemi gelir getirici işlem olarak kabul edildiğinden Kamu İhale Kanunukapsamı dışında tutulmuştur.

Rödövans yöntemi başlangıçta Kamu Kuruluşları tarafından işletilmesi ekonomik bulunmayan sahaların ekonomiye kazandırılması amacı ile kullanılmış, anahtar teslimi bir iş olarak verilmiş, üretimi tamamen rödövansçının sorumluluğuna bırakılmıştır. Kamu İhale Kanunu sonrasında yöntem kanun kapsamı dışında kaldığından, Kurumlar Kanun kapsamında hizmet alımı olarak kabul edilebilecek birçok hizmeti (zenginleştirme, torbalama, nakliyat v.s.) rödövansçıdan talep etmeye, rödövans sözleşmesi kapsamında rödövansçının üretiminin bir kısmını veya tamamını almaya başladılar.

Başlangıçta istisna olarak başlayan bu yöntem giderek yaygınlaşmıştır. Madenlerin üretilmesi ve ulusal maden kaynaklarının değerlendirilmesi amacı ile kurulan Kamu Kurumları, sadece maliyet gerekçeleri ile yasaların kendilerine verdiği görevleri artıkrödövans yöntemi ile özel sektöre yaptırmaktadır.

Burada üzerinde durulması gereken husus,rödövans yöntemi ile üretim yapılan sahalardan aynı sözleşmeler kapsamında kömür alınması ve birtakım hizmetlerin (zenginleştirme, torbalama,nakliyat v.s.) aynı sözleşme kapsamında yapılması durumunda yöntemin gelir getirici işlem statüsünün devam edip etmediğidir.

Özel sektöre yön gösteren ve özel sektörün personel ihtiyacını karşılayan, Maden Kanununda İhtisaslaşmış Devlet Kuruluşu olarak adlandırılan sektörün birikim sahibi Kamu Kurumları,bu yöntemin yaygın olarak uygulanması sonucunda madenciliğin her alanından (proje,üretim,zenginleştirme,patlatma v.s.) çekilmiş, bu boşluk özellikle yer altı madenciliğine kendisini hissettirmiştir.

İş Yasası ile İş Güvenliği Mevzuatı Açısından Değerlendirme ve Sonuç

10.06.2003 tarihinde resmi gazetede yayımlanan 4857 sayılı İş Kanununda Asıl İşveren Alt İşveren kavramları getirilmiş, Kurum ve Kuruluşların asli işlerini bir başkasına veremeyeceği hükme bağlanmış ve hangi durumlarda ve hangi esaslarla alt işveren çalıştıracağı belirtilmiştir. Ayrıca bu Kanun ile başlayan süreçte iş güvenliği özel bir ihtisas alanı haline getirilmiş, 30.06.2012 tarihinde resmi gazetede yayımlanan 6331 sayılı yasa ile iş yerleri güvenlik riskine göre sınıflandırılmış, bu iş yerlerinde görev alacak İş Güvenliği Uzmanlarına da işyeri güvenlik riskleri ile orantılı sertifika zorunluluğu getirilmiştir. İş Güvenliği sorumluluklarında Maden Kanunundaki ruhsat sahibi-daimi nezaretçi ilişkisi yerine iş güvenliği yasasında işveren-iş güvenliği uzmanı ilişkisi kurulmuştur.

Sonuçta6331 sayılı Kanun ile kamu ve özel sektöre ait bütün işyerlerindeki iş güvenliği esaslarını, bu konudaki standartları ve kriterleri belirlemek, denetim ve yaptırım yapmak yetkisi Çalışma Bakanlığı'na verilmiştir. Daha sonra 2015 yılında çıkartılan 6592 sayılı yasa ile ETKB ve MİGEM'in iş güvenliği yönündeki sorumluluğu kaldırılarak bu konudaki bütün yetki ve sorumluluk Çalışma Bakanlığı'na geçmiştir. Bunun sonucunda Çalışma Bakanlığının teşkilat yapısının güçlendirilmesi, Maden Kanununda iş güvenliği ile ilgili maddelerde gerekli düzenlemelerin yapılması gerekirken, bu değişiklik ve düzenlemeler yeterince yapılmamıştır. MİGEM elemanları tarafından içerisinde iş güveliğinin de bulunduğu saha ve proje denetimlerine devam edilmiş, yine Maden Kanununa göre iş güvenliği sertifikası sahibi olma zorunluluğu bulunmayan Daimi Nezaretçiler ve Teknik Elemanlar yetkin olmadıkları bir konuda sorumluluk altına sokulmuştur.

Maden Yasası ruhsat sahibini esas aldığından iş güvenliği dahil yapılan bütün iş ve işlemlerden ruhsat sahibini sorumlu tutmaktadır. Rödövans ile çalıştırılan bir ruhsat sahasında Maden Kanununun ruhsat sahibinden beklentisi, rödövansçısının çalışmalarını denetlemesi, iş güvenliği yönünden uygun çalışmasını sağlayacak yaptırımlarda bulunmasıdır. Çalışma mevzuatında ise asıl işveren/alt işveren ilişkisi bulunmaktadır. Rödövans yönteminin iş kanunu kapsamında nasıl değerlendirileceği yönündeki tartışmalar devam etmektedir. Bu konudaki kanaat sahiplerinin bir kısmı bunun asıl/alt işveren ilişkisini doğurduğunu savunmakta, bir kısmı ise rödövançının asıl işveren olduğunu iddia etmektedir. Yargıtay kararlarında anahtar teslimi verilen, çalışma esaslarına, projesine, çıkardığı ürüne ve işçisine müdahale edilmeyen durumlarda rödövansçının asıl işveren olduğu yönünde kararlar mevcuttur. Aksi durumda asıl işveren/alt işveren ilişkisinin doğacağı ve yapılan sözleşmenin muvazzalı kabul edileceği yönünde birçok karar mevcuttur. Yani Maden Kanunu ile İş Kanununun ruhsat sahibinden beklentileri biribirinden tamamen farklıdır.

Birbiri ile yeterli uyumu bulunmayan birden çok yasaya tabii ve bu yasalar dahilinde faaliyet gösteren Bakanlık ve Kurumlar tarafından kontrol ve denetimi yapılan Madencilik sektöründe artık bu uyum koordinasyonun sağlanması acil bir ihtiyaçtır. Yukarıdaki açıklamadan da görüleceği gibi bir yasa çerçevesinde yapılan işlem diğer yasa kapsamında kusur veya had aşımı olarak kabul edilebiliyor ve bu nedenle ruhsat sahipleri müeyyidelerle karşılaşılabiliyorlar. Diğer taraftan bu kaotik durum nedeni ile olası bir iş kazasında iş güvenliği uzmanı, daimi nezaretçi ve teknik elemanların yetki ve sorumlulukları ile hiyerarşik durumları da belirsizdir. Kanunlar ve Kurumlar arasında sağlanacak uyum ve koordinasyon ile bu belirsizliğin de bir an önce ortadan kaldırılması gerekmektedir.

Madencilikte Kamusal kontrol açısından yaşanan çok başlılığın ortadan kaldırılması için; Madenlerde iş güvenliğinin ruhsat hukukunu takip eden Bakanlık olan ETKB bünyesine yeniden alınması, ETKB içerisinde hiyerarşik olarak MİGEM'in de üstünde bir yapıda tamamı A grubu sertifikasına sahip maden mühendislerinden oluşan Madenlerde İş Güvenliği Kontrol Birimi (ismi statüsüne göre belirlenebilir) oluşturulması, bu birimin maden havzalarının bulunduğu yerlerde kalıcı teşkilat yapılarının kurulması, yukarıda belirtilen iş yasasından kaynaklanan sorunların çözümü de dahil bütün bu iş ve işlemlerin kanuni düzenlemelerinin sektörün bileşenleri ile müştereken yapılmasının daha doğru olacağı kanaatindeyim.

KAYNAKLAR

3213 Sayılı Maden Kanunu
4857 Sayılı İş Kanunu
4734 Sayılı Kamu İhale Kanunu
4735 Sayılı Kamu İhale Sözleşmeleri Kanunu

YATIRIM TEŞVİK MEVZUATI BAĞLAMINDA MADENCİLİK SEKTÖRÜNE YÖNELİK YATIRIMLARIN DESTEKLENMESİ

SUPPORTING THE MINING SECTOR INVESTMENT WITHIN THE CONTEXT OF INVESTMENT INCENTIVE LEGISLATION

V. Yaramış

PAX Eğitim ve Danışmanlık, Ankara
(vyaramis@paxdanismanlik.com.tr)

ÖZET

Yatırım teşvik sistemi kapsamında genel, bölgesel, büyük ölçekli ve stratejik yatırımların teşviki şeklinde 4 ana uygulama esas alınmıştır. Ayrıca, ekonominin ihtiyaçları doğrultusunda Kamunun tasarrufu ile kimi yatırımlar da öncelikli yatırım konuları kapsamına alınmak suretiyle bölgesel (V. veya VI. Bölge) destek mekanizmalarına dahil edilmiştir. 2012/3305 sayılı Yatırımlarda Devlet Yardımları Hakkında Bakanlar Kurulu Kararı'nın 17/g hükmü uyarınca maden istihraç ve/veya maden işleme yatırımları da öncelikli yatırımlar kapsamında anılmış olup, asgari yatırım tutarının üzerindeki tüm madencilik istihraç ve işleme yatırımları bölgesel destek unsurlarından yararlanabilmektedir.

Adı geçen Karar kapsamında Türkiye ekonomik gelişmişlik endeksleri dikkate alınarak 6 bölgeye ayrılmış olup, madencilik sektörüne yönelik yatırımlar I., II., III., IV. ve V. Bölge illerinde gerçekleşmesi halinde V. Bölge desteklerinden VI. Bölgede gerçekleşmesi halinde ise VI. Bölge desteğinden yararlanabilmektedir. Bu bildiride madencilik sektörüne yönelik desteklerden yararlanabilme koşulları, teşvik edilebilecek uygun harcamalar ve destek unsurları sunulacaktır.

Anahtar Sözcükler: Yatırım Teşvik Sistemi, Bölgesel Teşvik Uygulaması, Madencilik Sektörünün Desteklenmesi, Destek Unsurları

ABSTRACT

Within the scope of the investment incentive system, 4 main schemes (namely general, regional, large scale and strategic investments) were designed. Additionally, in line with the needs of the economy and by the decision of the state, certain investments which were identified to be priority investment areas, were included in the scope of regional investment (5th or 6th regions) support schemes. In accordance with Article 17/g of the Cabinet Decree on State Aid in Investments numbered 2012/3305, mine production and/or processing investments are also identified as priority investments and all mining production and processing investments with an investment amount exceeding the minimum investment amount can benefit from regional investment support measures.

Within the context of the said Decree, Turkey is divided into 6 regions according to their development indices. Mining investments undertaken in the cities covered by Regions 1 to 5 benefit from incentives provided to investments in Region 5 and mining investments in Region 6 benefit from incentives provided to investments in Region 6. In this paper, conditions to be eligible to benefit from support

measures provided to mining investments, eligible payments that can be covered by the incentives and support measures will be presented.

Keywords: Investment Incentive Scheme, Regional Incentives, Supporting the Mining Sector, Support Measures

GİRİŞ

Devletler cari açıklarının azaltılması, rekabet güçlerinin artırılması, teknoloji transferinin sağlanması, yerli sermayenin güçlenmesi, istihdamın artırılması ve bölgesel eşitsizliklerin azaltılması başta olmak üzere çeşitli nedenlerle ülkelerinde gerçekleştirilecek yatırımları teşvik etmektedirler. Türkiye'de özel sektörün desteklenmesi geçmişten beri uygulanagelse de özellikle ekonomi politikasında 1980'lerle başlayan liberalleşme süreciyle birlikte bir taraftan kamunun ekonomiden çekilmesini öngörülmüş diğer taraftan özel sektörün çeşitli alanlara girebilmesinin teşvik edilmiştir.

Türkiye'deki yatırım teşvikine ilişkin meri mevzuat 2012/3305 Sayılı Yatırımlarda Devlet Yardımları Hakkında Karar (Bundan sonra Karar diye anılacaktır) ile 2012/1 Sayılı Yatırımlarda Devlet Yardımları Hakkında Kararın Uygulanmasına İlişkin Tebliğ'e (Bundan sonra Tebliğ diye anılacaktır) dayanmaktadır. Söz konusu Karar ve Tebliğ'de yatırım teşvik sistemi dizayn edilmiştir. Karar kapsamın belirtilen desteklerin (teşviklerin) uygulanması açısından iller, sosyo-ekonomik gelişmişlik endeksleri dikkate alınarak 6 bölgeye ayrılmış olup, her bölgenin destek unsurları ve oranları ayrıştırılmıştır. Bu bildiride öncelikle Kamunun yatırım teşvik sistemini nasıl dizayn ettiği ve teşvik mekanizmasının hangi destek unsurlarına dayandığı ortaya konulacaktır. Ardından madencilik sektörünün desteklenmesinin yatırım teşvik sistemi içerisinde nereye tekabül ettiği ile hangi hal ve koşullarda destek mekanizmasına dahil olacağı irdelenecektir. Son bölümde ise, 1 Milyon TL'lik bir madencilik yatırımının teşvike bağlanması durumunda yatırımcıya ne ölçüde katkısının olacağına dair senaryo çalışması yapılacaktır.

TEŞVİK SİSTEMİ VE DESTEK UNSURLARI

Türkiye'de teşvik sistemi; genel, bölgesel, büyük ölçekli ve stratejik yatırımların teşviki uygulamalarından oluşmaktadır (Karar, md.4). Herhangi bir teşvik uygulamasından yararlanmanın ön şartı ise gerçekleştirilecek yatırımın asgari sabit tutarlarının karşılanmış olması ve yapılacak yatırımın mevzuatta belirtildiği şekliyle teşvik edilmeyecek yatırım konuları kapsamında olmaması gerekmektedir. Yatırımların destek unsurlarından yararlanabilmesi ve teşvik edilebilmesi için asgari sabit yatırım tutarının; 1. ve 2. bölge illerinde 1 Milyon TL, 2., 3., 4., 5. ve 6. bölge illerinde ise 500 Bin TL olması gerekmektedir (Karar, md.5). Gerçekleştirilecek yatırım asgari yatırım tutarının üzerinde olsa bile mevzuat kapsamında teşvik edilmeyecek yatırımlar içerisinde tanımlanmamış olması gerekmektedir. Örneğin, rödovans sözleşmesine istinaden gerçekleştirilecek madencilik yatırımları mevzuat kapsamında teşvik edilmeyecek yatırım konuları kapsamında değerlendirilmesi sebebiyle asgari yatırım tutarlarının üzerinde bir yatırım gerçekleşmiş olsa bile bahse konu yatırımlar teşviklerden yararlanamayacaktır.

Kanun koyucu Genel, Bölgesel, Büyük Ölçekli ve Stratejik yatırımları teşvik mekanizmasında belirlemekle birlikte ekonominin ihtiyaçlarını dikkate alarak bazı yatırımları öncelikli yatırım konuları kapsamında değerlendirmiş olup, mevzuatta belirlenmiş öncelikli yatırım konularına giren yatırımların 5. bölge desteklerinden yararlanacağı, şayet söz konusu yatırımlar 6. bölgede gerçekleştirilirse 6. bölge desteğinden yararlanılacağı belirtilmiştir (Karar, md.17). Madencilik sektörünün desteklenmesi de öncelikli yatırım konuları arasında tanımlanmıştır.

Bu bildiride, genel ve bölgesel teşvik mekanizması irdelenerek öncelikli yatırım kapsamında değerlendirilen madencilik sektörünün 5. ya da 6. bölge desteklerinden yararlanma koşulları açıklanıp teşvik belgesine bağlanan madencilik yatırımlarında yatırımcıya sağlanacak destekler analiz edilecektir.

Genel Teşvik Uygulaması

Bölgesel, büyük ölçekli ve stratejik yatırımlar ile teşvik edilmeyecek yatırım konuları dışında kalan ve asgari sabit yatırım tutarını karşılayan tüm yatırımlar bölge ayrımı yapılmaksızın Genel Teşvik Uygulamasından yararlanmaktadır. Bu uygulama kapsamında Katma Değer Vergisi (KDV) istisnası, Gümrük Vergisi Muafiyeti, Gelir Vergisi Stopajı Desteği (Yatırım 6. Bölgede olması halinde) sağlanmaktadır.

Bölgesel Teşvik Uygulaması

İller itibariyle ekonominin ihtiyaçlarına göre belirlenen sektörlerde ve yine bahse konu ilin bulunduğu bölgedeki şartları taşıması halinde bölgesel teşvik mekanizması uygulanmaktadır. Bu uygulama kapsamında Katma Değer Vergisi (KDV) istisnası, Vergi İndirimi, Sigorta Primi İşveren Hissesi Desteği, Yatırım Yeri Tahsisi, Faiz Desteği (3., 4., 5. ve 6. bölgeler için), Gümrük Vergisi Muafiyeti, Gelir Vergisi Stopajı Desteği(Yatırım 6. Bölgede olması halinde) ve Sigorta Primi Desteği (Yatırım 6. Bölgede olması halinde) sağlanmaktadır.

Türkiye 2011 yılında yapılan sosyo-ekonomik gelişmişlik endeksine (SEGE)'ye iller 6 bölgeye ayrılmış olup, yatırım teşvik mevzuatında da bölgesel teşvikler 1., 2., 3., 4., 5. ve 6. bölge teşvikleri olarak tanzim edilmiştir. Teşvik bölgeleri Şekil 1'de gösterilmektedir.

Şekil 1. SEGE'ye göre illerin bölgesel dağılımı

Her bölge için aynı sektörler desteklenmemekle birlikte aynı bölge içerisinde yer alan farklı iller için de farklı sektörler desteklenebilmektedir. Örneğin, mer'i mevzuata göre Antalya ve Ankara'da yapılacak yatırımlar 1. Bölge desteğinden yararlanılması öngörülmekle birlikte sektörel anlamda ''Tekstil İmalatına Yönelik Yatırımlar'' Ankara ilinde bölgesel destek uygulamasına dahil edilirken, Antalya ilinde adı geçen sektöre yönelik yatırımlar bölgesel desteklerden yararlanamamaktadır.

Kanun koyucu SEGE'si en düşük olan illeri en yüksek şekilde destekleme yoluna gitmiş olup, aşağıda bölgesel destek mekanizmasından yararlanan yatırımlara ilişkin destek süre ve oranları Çizelge 1'de belirtilmektedir.

Çizelge 1. Bölgesel teşvik destek oranları ve süreleri

BÖLGESEL TEŞVİK UYGULAMALARINDA SAĞLANAN DESTEK UNSURLARI								
Destek Unsurları			BÖLGELER					
			I	II	III	IV	V	VI
KDV İstisnası			✓	✓	✓	✓	✓	✓
Gümrük Vergisi Muafiyeti			✓	✓	✓	✓	✓	✓
Vergi İndirimi	Yatırıma Katkı Oranı (%)	OSB ve EB Dışı	15	20	25	30	40	50
		OSB ve EB İçi	20	25	30	40	50	55
Sigorta Primi İşveren Hissesi Desteği		OSB ve EB Dışı	2 yıl	3 yıl	5yıl	6 yıl	7 yıl	10 yıl
		OSB ve EB İçi	3 yıl	5 yıl	6 yıl	7 yıl	10 yıl	12 yıl
Yatırım Yeri Tahsisi			✓	✓	✓	✓	✓	✓
Faiz Desteği	İç Kredi		-	-	3 Puan	4 Puan	5 Puan	7 Puan
	Döviz / Dövize Endeksli Kredi				1 Puan	1 Puan	2 Puan	2 Puan
Sigorta Primi İşçi Hissesi Desteği			-	-	-	-	-	10 yıl
Gelir Vergisi Stopajı Desteği			-	-	-	-	-	10 yıl

Çizelge 1'de görüldüğü üzere, KDV İstisnası, Gümrük Vergisi Muafiyeti ve Yatırım Yeri Tahsisi'nden oluşan destek unsurları tüm bölgelere sağlanmaktadır. Sigorta Primi İşveren Hissesi Desteği ve Vergi İndirimi desteği de yine tüm bölgelerde gerçekleştirilen yatırımlara sağlanmakla birlikte farklı oran ve sürelerde uygulanmaktadır. Keza, devletçe ödenecek faiz desteği de 3., 4., 5. Ve 6. bölgelerde farklı oranlarda uygulanmaktadır.

Öncelikli Yatırımların Teşviki

Kanun koyucu ekonominin ihtiyaçlarını dikkate alarak belirlediği sektörlerdeki yatırımları öncelikli olarak değerlendirmiş olup, Karar'ın 17. Maddesinde saydığı öncelikli yatırım konularının 5. Bölgede uygulanan bölgesel desteklerden faydalanabileceği, ayrıca söz konusu yatırımlar 6. Bölgede yer alması durumunda 6. Bölgede uygulanan desteklerden yararlanabileceklerini belirtmiştir.

Madencilik sektörü de öncelikli yatırım kapsamında değerlendirilmiş olup, Karar'ın 17/g hükmü gereğince ''Madencilik istihraç ve/veya maden işleme yatırımları (Maden Kanunu'nda tanımlanan 1. Grup madenler ve mıcır yatırımları ile İstanbul ilinde gerçekleştirilen istihraç ve/veya İşleme yatırımları hariç)'' tanımlanmıştır.

Her ne kadar madencilik sektörü 5. ya da 6. bölge desteklerinden yararlandırılmak istense de bölge ve maden grupları bağlamında iki istisna getirilmiştir. Bunlardan ilki, İstanbul ilinde gerçekleştirilecek istihraç ve/veya işleme yatırımlarının kapsam dışında tutulması, ikincisi ise Maden Kanunu'nun 2. Maddesinde tanımlanan I. Grup madenlerin teşvik içeriğine dahil edilmemesidir.

Maden Kanunu'nda I. Grup madenler (Kanun, md.2); a) İnşaat ile yol yapımında kullanılan ve tabiatta doğal olarak bulunan kum ve çakıl. b) Tuğla-kiremit kili, Çimento kili, Marn, Puzolanik kayaç (Tras) ile çimento ve seramik sanayilerinde kullanılan ve diğer gruplarda yer almayan kayaçlar şeklinde tanımlanmış olup söz konusu yatırımlar teşvik kapsamında değerlendirilmemektedir.

Yukarıda sayılan madenler dışındaki tüm madencilik sektörüne yönelik yatırımlar İstanbul ili hariç olmak üzere 1., 2., 3., 4. ve 5. Bölge illerinde gerçekleştirilmesi durumunda 5. Bölge desteklerinden, 6. Bölge illerinde gerçekleştirilmesi durumunda ise 6. Bölge desteklerinden yararlanmaktadır. Çizelge 2'de 5. Ve 6. Bölge destek unsurları verilmektedir.

Çizelge 2. Öncelikli teşvik uygulamasında sağlanan destek unsur ve oranları

ÖNCELİKLİ TEŞVİK UYGULAMLARINDA SAĞLANAN DESTEK UNSURLARI			
Destek Unsurları		**BÖLGELER**	
		V	VI
KDV İstisnası		✓	✓
Gümrük Vergisi Muafiyeti		✓	✓
Vergi İndirimi	Yatırıma Katkı Oranı (%)	80- 40	90- 50
Sigorta Primi İşveren Hissesi Desteği		7 yıl	10 yıl
Yatırım Yeri Tahsisi		✓	✓
Faiz Desteği	İç Kredi	5 Puan	7 Puan
Döviz / Dövize Endeksli Kredi		2 Puan	2 Puan
Sigorta Primi İşçi Hissesi Desteği		-	10 yıl
Gelir Vergisi Stopajı Desteği		-	10 yıl

Madencilik yatırımlarının devlet yardımlarından yararlanabilmesi için komple yeni bir yatırım olması şartı yoktur. Nitekim Tebliğ'de teşvik belgesi kapsamında yapılacak yatırım cinsleri komple yeni, tevsi, modernizasyon, ürün çeşitlendirme ve entegrasyon yatırımları olarak tanımlanmıştır (Tebliğ; md.9). Dolayısıyla, halihazırda madencilik sektöründe faaliyet gösteren ve mevcut tesislerin üretim ya da işleme hattında ekonomik ömrünü tamamlamış makine ve teçhizata uygun parçaların eklenmesi ya da mevcut ekipmanların yenileriyle değiştirilmesi gibi modernizasyon yatırımlarından, mevcut bir yatırımın kapasitesinin artırılması amacıyla ilave makine teçhizat teminini içeren tevsi yatırımlarına kadar teşvik edilmektedir.

Ne var ki, tüm yatırım harcamaları teşvik kapsamında değerlendirilmemektedir. Öncelikle, müracaat tarihinden önce gerçekleştirilmiş bulunan yatırım harcamaları teşvik belgesi kapsamında değerlendirilmeyeceği hükme bağlanmıştır. Teşvik belgesi kapsamında; a) Ham madde, ara malı ve işletme malzemesi, b) Kullanılmış yerli makine ve teçhizat, c) Karayolu nakil vasıtaları ve her türlü binek araçları (sağlık ve belediye hizmetlerinde kullanılan araçlar, trafiğe çıkamayacak nitelikte olup apron veya limanda kullanılan araçlar ve madencilik ve hazır beton yatırımlarında kullanılan araçlar ile 5 Kararın 9 uncu maddesinin yedinci fıkrasında belirtilen araçlar hariç) desteklenecek yatırım harcamaları dışında tutulmuştur (Tebliğ, md.8).

SENARYO ÇALIŞMASI: TEŞVİK BELGESİNE BAĞLANAN MADENCİLİK YATIRIMLARIN DESTEKLENMESİ

Yukarıda belirtildiği üzere madencilik sektörüne yönelik sadece komple yeni yatırımlar değil, aynı zamanda modernizasyon, tevsi, ürün çeşitlendirme ve entegrasyon yatırımları da teşvik belgesine bağlanması durumunda mevzuatta belirtilen destek unsurlarından yine belirtilen oranlarda yararlandırılmaktadır. Aşağıda madencilik sektörüne yönelik teşvik belgesine bağlanan her 1 Milyon TL'lik yatırımlar için Çizelge 3'te belirtilen desteklerden yararlanılacaktır.

Çizelge 3. Teşvik belgesine bağlanan madencilik sektörü yatırımlarında yararlanılacak destekler

5. BÖLGEDE GERÇEKLEŞTİRİLECEK HER 1 MİLYON TL'LİK YATIRIMDA DEVLET DESTEĞİ				
Destek Türü	**Katkı Oranı**	**Matrah**	**Net Destek**	**Yararlanma Zamanı**
KDV İstisnası	8%- 18%	1.000.000	80000 -18000	Temin esnasında
Vergi İndirim	40%	1.000.000	400.000	Belgenin tanzimiyle birlikte
SGK İşveren Hissesi Desteği	7 yıl	448	112.896	Tamamlama sonrası
Gümrük Vergisi Muafiyeti				Opsiyonel
Faiz Desteği	5 puan			Opsiyonel
Toplam Destek			**592.000- 692.000**	
*Yatırım sonunda 3 kişi istihdam edildiği var sayılmıştır.				
**3 yıl içerisinde temin edilecek ilave ekipmanlardan elde edilecek destekler dahil edilmemiştir.				
***Kredi kullanımı opsiyonel olduğu için destek unsuruna dahil edilmemiştir.				
****İthal ekipman temin edilip edilmeyeceği bilinmediği için gümrük vergisi desteği dahil edilmemiştir.				

KDV mevzuatına göre temin edilecek ekipmanın cinsine göre %8 ile %18 ile KDV uygulanmaktadır. Teşvik belgesine bağlanan madencilik yatırımına konu ekipmanlar ise temin esnasında KDV istisnası uygulanmak suretiyle teslim alınmaktadır. Uygulama usulü KDV Genel Uygulama Tebliği'nde belirlenen istisna desteğiyle yatırımcıya temin edeceği her 1 milyon TL tutarındaki ekipman için 80.000 ile 180.000 TL arasında KDV ödememekten gelen bir finansal destek sunulmaktadır.

Madencilik sektörüne yönelik bir diğer önemli destek vergi indirimi desteğidir. Uygulama usulleri Kurumlar Vergisi Genel Uygulama Tebliği'nde belirlenmiş olan vergi indirimi desteğiyle yatırımcıya elde ettiği kazanç neticesinde doğan kurumlar ya da gelir vergisinden her 1 Milyon'luk yatırım için 400.000 TL mahsup etme imkânı tanınarak yatırıma katkı sunulmaktadır. Ayrıca söz konunu vergi indirimi desteği sadece yapılan yatırım sonrası doğan kurumlar vergisi üzerinden değil, aynı zamanda yatırımcının diğer faaliyetlerinden elde edilen kazançlarına da uygulanabilmektedir (Karar; md.15/5).

Sigorta Primi İşveren Hissesi desteği ise teşvik belgesine konu yatırım neticesinde sağlanan ilave istihdama yönelik Sosyal Güvenlik Kurumuna ödenmesi gereken sigorta primi işveren hissesinin asgari ücrete tekabül eden kısmının devletçe karşılanmasıdır. 2019 yılı itibariyle Sigorta primi işveren hissesinin asgari ücrete tekabül eden kısmı 1 kişi için aylık 448 TL'ye denk gelmekte olup, madencilik sektörüne yönelik teşvik belgesine bağlanmış yatırımlar kapsamında ilave istihdam edilen her personelin sigorta primi işveren hissesi 7 yıl boyunca devlet tarafından karşılanmaktadır. Ne var ki, KDV istisnası ve vergi indirimi gibi destek

unsurlarından yatırım aşamasında yararlanılabilirken, sigorta primi işveren hissesi desteğinden yatırımın tamamlama vizesi verildikten sonra yararlanılabilmektedir. Çizelge 3'te gösterilen senaryo çalışmasında 1 Milyon TL'lik ilave madencilik yatırımı neticesinde 3 personel istihdam edildiği varsayılmış olup, söz konusu 3 personelin 7 yıl boyunca yatırımcıya sigorta primi yükü toplamda 112.896 TL olarak hesaplanmıştır.

Yatırım teşvik belgesi kapsamında yapılacak madencilik yatırımına konu ekipmanlar yurt dışından temin edilmesi durumunda doğacak gümrük vergisi muaf tutulmakla birlikte yatırım teşvik belgesine konu yatırımın finansman ihtiyacı kredi yöntemiyle sağlanması durumunda da 5 puan faiz desteği sunulmaktadır. Ancak, ithal ekipman temini ve yatırımın kredi ile finansmanı opsiyonel olması sebebiyle yatırımcıya katkısı hesaplanmamıştır.

SONUÇ

Devletler, uluslararası rekabet gücünü artırmak, tasarrufların katma değeri yüksek yatırımlara yönlendirilmesi, üretim ve istihdamın artırılması ve bölgesel gelişmişlik farklılıklarının azaltılması maksadıyla çeşitli yatırımları destekleme yoluna gitmektedirler. Türkiye 2012/3305 sayılı Karar doğrultusunda yatırım teşvik sistemini dizayn etmiş ve yatırım yapılacak şehre ve sektöre göre çeşitli destek unsurlarının uygulanmasını öngörmüştür. Ayrıca ekonominin ve ülkenin ihtiyaçlarını dikkate alarak kimi yatırımları öncelikli yatırım statüsünde değerlendirmiştir.

Maden Kanunu'nda sayılan I. Grup maden yatırımları dışında kalan ve İstanbul'da gerçekleştirilmeyen madencilik yatırımları öncelikli yatırım konuları kapsamına alınmış olup, bulunduğu bölgeye göre 5. ve 6. Bölge desteklerinden yararlanmaktadır.

Kabaca ifade etmek gerekirse, madencilik üretim ve işlemeye yönelik teşvik belgesi kapsamında harcama yapan bir yatırımcının harcadığı yatırım tutarının yarısından fazlası devletin alması gereken çeşitli vergilerden vaz geçmesi yoluyla yatırımcıya katkı olarak sunulmaktadır.

Türkiye'de gerçekleştirilen madencilik sektörüne yönelik üretim ya da işleme yatırımlarının önemli bir bölümünün teşvik belgesine bağlanmadığı da dikkate alındığında, asgari yatırım tutarının üzerinde gerçekleştirilecek ve teşvik belgesine bağlanmış her yatırım bir taraftan yatırımcının finansal yükünü azaltacak öte taraftan uluslararası rekabet gücünü artıracaktır.

KAYNAKLAR

Maden Kanunu (1985), T.C. Resmî Gazete, 18785, 04.06.1985
Yatırımlarda Devlet Yardımları Hakkında Karar (2012/3305), T.C. Resmî Gazete, 28328, 19.06.2012
Yatırımlarda Devlet Yardımları Hakkında Kararın Uygulanmasına İlişkin Tebliğ (2012/1), T.C. Resmî Gazete, 28329, 20.06.2012

MADEN ARAMA ve MADENCİLİK FAALİYETLERİ -MINING EXPLORATION and ACTIVITIES

A RECONSIDERATION OF PRECONDITIONING PRACTICES IN ROCKBURST PRONE GROUND CONDITIONS IN SOUTH AFRICA

F. Sengani[1*], T. Zvarivadza[2]

[1]*Lecturer - Department of Geology, University of Limpopo, Turfloop, South Africa*
[2]*Managing Director – Vimbo Consulting (Pty) Ltd, South Africa*
*(*Corresponding Author: fhatugeorge@gmail.com)*

ABSTRACT

Preconditioning techniques have been applied in rockburst prone mines around the world in order to redistribute the stress peak further into the solid region ahead of the mining face by eradicating the strain energy in the asperities of the mining-induced fractures. The intention of this paper is to review the application of preconditioning practice, specifically in South African hard rock mines and outline gap knowledge revolving around this study. The results of the study have shown that there are two types of preconditioning techniques (face perpendicular and parallel). However, only face perpendicular preconditioning practice has been documented to have been successfully implemented in both conventional (non-mechanised) and fully mechanised gold mines. In this paper, it is maintained that although this technique has been reported to have been successfully implemented in many cases, there are still unanswered questions concerning this technique, therefore it is argued that this practice cannot be made an international practice before this gap knowledge are well addressed.

Keywords: Face perpendicular preconditioning, Face parallel preconditioning practice, Rockburst, Rock fracturing, Radial fractures, Rockburst, Seismic events

INTRODUCTION

According to the annual accident statistics released by the Department of Mineral Resources (DMR, 2017) in South Africa, a significant percentage of fatalities in South African Gold Mines have resulted from rockburst incidents. Kaiser (1993); Sengani and Zvarivadza (2017); consider rockburst damage to be the rockmass that occur due to sudden release of energy from the rockmass. Further studies by Kaiser (1993) and Sengani (2018) reported that rockburst damage can result in several damage types which include ejection, shake down and budging, although most previous studies argued that ejection is a common rockburst experienced in South African gold mines. Owing to that, Sengani (2018) argue that different rockburst damages have been experienced in South African gold mines but not necessarily ejection only. Historically, the damage mechanism differs from one ground control district to another, these mechanisms are mostly influence by the sources of rockburst mechanisms (slip of a dyke, excessive induced stresses, bursting of the seismic active geological feature, etc.,). Cook (1983) and Sengani (2018) described rock bursts as violence generated by the rockmass when the stress is applied to the rockmass is greater than the strength of the rockmass. It has been established that rockbursts resemble earthquakes. Further study by Sengani (2018) commented that rock bursts have been noted to be the common and major hazardous situation faced by deep to ultra-deep gold mines in South Africa. As mining has been progressing towards deep to ultra-deep levels using conventional and mechanised novel mining methods, the occurrence of rockburst is still considered to be a problematic issue faced by South African deep to ultra-deep gold mines (Sengani and Zvarivadza, 2017; Toper, 2003; Sengani and Zvarivadza, 2018c, d, e, f & g; Sengani et.al., 2018).

Ryder et al. (1987) listed preconditioning as one of the major strategies for dealing with the rockburst hazard and they described it as an active engineering measure to modify or control the dynamic behaviour of the rock. Brummer (1985) stated that preconditioning appears to be a viable technique for combating the “crush” type rockbursts and has been shown to be successful worldwide, in hard rock and coal mines. Toper (2003), reported that the preconditioning technique is a rockburst control technique which is intended to alleviate the effects of potentially damaging seismic events on the excavation face areas, with special reference to face ejection type of rock bursts. Practical difficulties and the cost are probably the main reasons that preconditioning is not used extensively in South African mines (Toper, 2003; Sengani 2018).

In principle, the preconditioning technique is intended to prevent the accumulation of strain energy ahead of the working face or, at least control the release of the strain energy. The gas and shocks generated by a preconditioning blast within the fracture zone remobilized the rockmass blocks by shearing through rigidities that were causing any lock-ups (Toper, 2003). Strain energy release is facilitated by the stable sliding of rockmass blocks past one another, thus reducing the risk of face bursting during the production shift (Toper, 2003; Sengani et.al., 2018; Sengani, 2018). The stress redistribution away from the working face ,due to a well-executed preconditioning blast, provides a low-stress cushion ahead of the working face which is able to absorb energy from more distant seismic events (Toper, 2003) (see Figure 1). In order to achieve the desired objectives, the preconditioning blast must create a zone of rock that is fractured but still capable of carrying considerable stress. Thus, the stress profile ahead of the face is smoothed, with the stress peak moved further away from the face. The creation of a destressed cushion of rock at the face helps to reduce the damage to the stope if a rockburst occurs at a distance from the stope face (Toper, 2002).

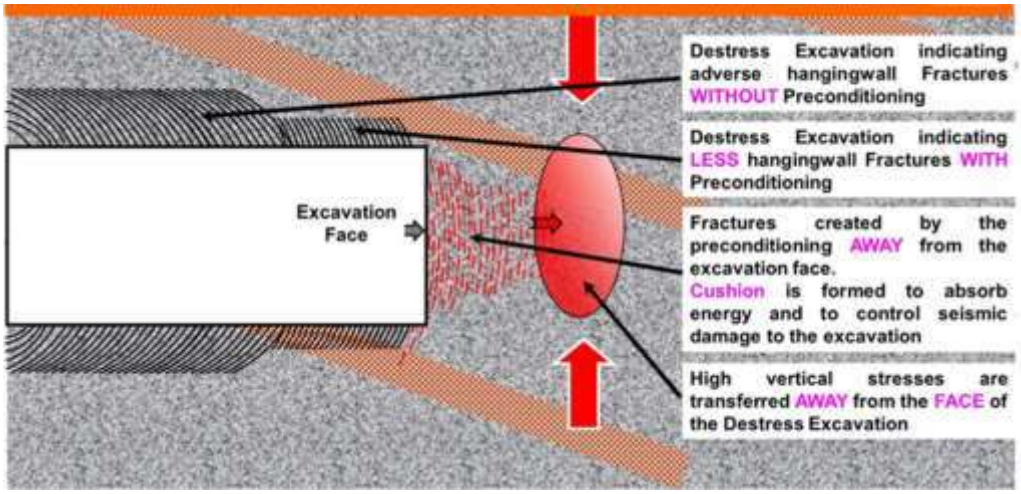


Figure 1. Combination of effective and ineffective preconditioning technique (Sengani, 2018).

PRECONDITIONING/ DE-STRESS PRACTICE

Sengani (2018) and Toper (2003) have indicated that the formal research study on rockbursts in South African mines started in the year 1948. According to their studies, this formal research was initially given to the Council for Scientific and Industrial Research (CSIR) by the Central Mining-Rand Mines group. The above authors further the explanation by pointing that five year later, the sponsorship of the research project was then transferred to the Chamber of Mines of South Africa and this organization started to investigate all the rockburst incidents on behalf of all mining industry in South Africa. As the investigation continues, a clear relationship between mining variables and rockburst incidents was achieved from this large formal project and some of the successful results from the

projects were documented in Cook et al., (1966). However, some of the detailed research on rockburst occurrence, such as Hill (1954) studies, indicated that the rapid increase in rockburst incidence was experienced or noted during mining of the faces at the vicinity any seismic geological structures. According to Cook et.al, (1966) when developing rockburst control method and techniques during 90s, the concept of energy balance around the mining excavation was incorporated in order to assess the risk of rockburst occurrence. Cook et.al, (1966) study proposed what is currently well-known as the Energy Release Rate (ERR). Immediately after the proposal of ERR, the concept was widely used for the assessment of rockburst potential. In order to determine the energy available for rock bursting, the balance of the energy stored in the rock mass and the energy that can be dissipated when stress level changes take place had to be calculated (Toper, 2003). These calculations were usually conducted based on the assumption that the rock mass behaviour is elastic.

The elastic theory was used as the basis of the early attempts for the purpose of understanding the physical processes involved in rockburst mechanisms. Cook et al., (1966) further their discussion by pointing out that "the rock mass behaviour inferred from the empirical data acquired from statistical analysis, seismic observations, and rock property studies was not inconsistent with the assumption of elastic behaviour". However, the elasticity theory pointed out that a large change in the gravitational energy of the rock mass must take place as a result of mining and half of this energy change must be released in either a non-violent dissipation or violence dissipation (Toper, 2003 and Sengani, 2018). In the former case, the released energy was transformed mainly into heat through friction and, in the latter case into kinetic energy (Toper, 2003). Although the theory of elasticity provided a good approximation of the rate at which energy must be released, the rate at which energy can be consumed non-violently can only be estimated (Cook et al., 1966). This rate of energy release was noted to depend on many factors, such as the properties of the rock, excavation dimensions and shape, maximum possible closure and depth of the mine surface. In every case where a fracture zone exists ahead of a face, energy must be consumed in the transition from elastic rock to fractured rock. Since a rockburst is a manifestation of violent energy release, it is necessary to examine the balance that must exist between the energy supply, storage, and dissipation.

Cook et al. (1966) demonstrated that the incidence of rockbursts is virtually zero for excavations below a critical size. At small spans, the rate at which energy could be dissipated by crushing is greater than the rate at which energy is released (cook et.al, 1966). The span at which the two rates become equal can be interpreted as the critical excavation size (Toper, 2003). As the excavation is enlarged beyond this critical size, the amount of energy released per area mined increases rapidly with increasing span while the rate of dissipation remains almost constant (Toper, 2003). Hence, the incidence of rock bursts rises rapidly. A decrease in the amount of maximum closure permitted reduces the amount of energy released per area mined, which results in a reduction in the rockburst hazard. Since the rate of energy released increases with depth, the rockburst hazard can be expected to be higher with increasing depth. If the excavation surrounds a small abutment the incidence of rock bursting can be very high. An increase of stoping width also increases the rockburst incidents. In each of the above situations, the incidents of rockbursts further increase with the proximity of dykes or faults. With respect to mining layout and sequence, Cook et al. (1966) stated that the alternative methods of arriving at the identical configuration of mining results vary at different rates of energy release, while the total released energy is determined solely by the final configuration of mining, and the geometrical rate at which it is released is influenced by the manner in which this is approached.

Cook et al. (1966) explained that the rate at which energy is released can be minimised by keeping the total energy change as small as possible and by adopting a method of mining that ensures the most uniform rate of energy release. Since the total energy released increases as a function of the total volume of closure, its magnitude can be reduced by restricting the volume of closure. The total volume of closure can be reduced by keeping the stoping width as small as possible. There is, however, a practical limit below which the stoping width cannot be reduced. Further reduction can only be achieved

by either waste filling or by leaving solid supporting pillars. In order to achieve the most uniform rate of energy release, irregular face shapes, small abutments and remnants should be avoided. Cook et al. (1966) also stated that the rockburst hazard can be reduced either by increasing the rate at which energy can be dissipated in a non-violent manner or by reducing the rate at which energy is released. The study of rock bursts conducted by Cook et al. (1966) showed that the problem can be viewed in two parts: that concerned with the region of continuous rock (assuming no geological discontinuities) remote from the excavation, in which the behaviour is assumed to be elastic and predictable; and that concerning the region between the elastic solid and the excavation, where the behaviour is non-elastic and inadequately formulated. The transition from the elastic to the non-elastic region involves fracturing and an associated release of energy.

Since the rockburst phenomenon has always been associated with rock fracture, it is necessary to examine more closely the mode of occurrence of fractures, the extent of the rock mass involved and the stress environment in which fracturing occurs. Simple visual examination and recording of underground manifestations of fracture commenced in 1953 (Cook et al., 1966). Characteristic patterns of rock fracture around the main excavations were identified. It was found that the dip of fractures in the hanging wall was general towards the face, whereas the footwall fractures dipped away from the face. While clean, inter-crystalline fractured surfaces did occur, it was common to find evidence of powdering or slicken siding suggestive of considerable normal stresses acting during movement along the fracture plane. Many mine officials claimed that these fractures, which they termed "burst fractures", occurred some distance ahead of the stope face and were direct evidence of the violent fracturing that caused some particular rockburst sometime before the fractures were revealed. Cook et al. (1966) indicated that with increasing distance from the plane of the reef, the frequency of fracture planes diminished but many fractures were still clearly evident in the post-developed footwall drives as far as 30m below the stope. In the hanging wall, fractures were observed as high as 60m above the stope. The width of the fractured zone ahead of the face was considered to influence the incidence of rockbursts markedly. However, due to the limited access available, it was not possible to determine the distance ahead of the advancing face at which fracturing became evident, or to suggest a definite shape for the fractured zone in the stope hanging wall and footwall.

Types of preconditioning practices

There are two different preconditioning techniques that have been developed precious, namely face-perpendicular preconditioning and face-parallel preconditioning. Both have prevented face bursting in areas to which they have been applied, even though several large seismic events have occurred close to the faces in some areas (Toper et al, 2000). According to Rorke et.al., (1989), the face-parallel preconditioning has been studied since 1980s, however the first documented study was conducted at West Driefontein Gold mine. Meaningful experiments on this practice were conducted through drilling and blasting 76mm diameter face parallel holes which were drilled up to 2.5m and 3.5m ahead of the mining face. It was also reported that 18 preconditioning holes were successfully drilled, as a result, the success of the method was evidenced by improvements on the hangingwall fracturing and little or less damage at the mining face after large seismic events. In those years, there was less instrumentation that could be used to validate the effectiveness of the methods, only the resultant ground conditions were used. In the year 1992, September, a second trail was reported to have taken place at Blyvooruitzicht Gold Mine (BMG) in the 17-24W stability pillar. This experiment was done due to the change in mining direction experienced at the mine, fortunately extensive monitoring was conducted at the site to have sufficient information for the purpose of taking appropriate geotechnical decisions revolving around the practice. Several improvements along the pillar were reported, it was noted that if the practice had not been done, a large seismic event might have been experienced (Toper,

2003). However, this practice did not get to be accepted by other mines, since there were several questions about the validation of the method.

Four years later (30 January 1996), a large seismic event with the magnitude of 2.0 was reported and resulted into extensive damage along the stope gully, some of the panel were reported to remain unopened for sometimes (Toper, 2003). As mining progressed, several seismic events of the same magnitude happened. In May 1996 the mine management team decided to abandon the entire panel affected and also stop the face parallel preconditioning practice since there was little information on how to validate the effectiveness of the practice (Toper, 2003). After this method stopped, the three and half years of data collected was then analysed by Lightfoot, et al. (1996). Therefore, a proposed study on the application of this practice was developed based on Kullmann, et al. (1995) and Lightfoot, et al. (1995 & 1996) study, the guidelines were then reviewed and further refined by Toper, et al. (1998). Their guidelines were focusing on the drill, spacing and blasting of both preconditioning holes and productions. Eventually, a clearly schematic diagram was developed to ensure that the practice can be understood by both educated and uneducated miners and any production personnel (see Figure 2).

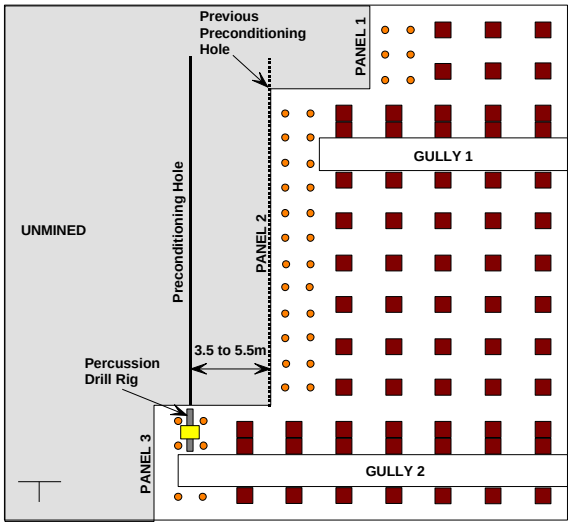


Figure 2. Face-parallel preconditioning layout in an overhand mining sequence (After Toper, 2003: 152).

In summary, the previous study (Toper, 2003) concluded that the method was found to be very effective and the method was found to easily transfer stress far away from the mining face, this was argued by pointing that the ground conditions were improved and minor seismic events were reported during the period of the study. Lastly the previous study (Toper, 2003) also maintained that it could be very difficult to acquire equipment that could be used to drill such holes but the methods its self is best for pillar destressing. On the other hand, face-perpendicular preconditioning has been and still considered to produce very successful results and this method was also documented to be appropriate in long and narrow strike pillars. Historically, the experiment on face perpendicular preconditioning practice commenced in late 1957, one of the well know reported work was conducted by Roux et.al, (1957) at East Rand Proprietary Mines (ERPM) and also the work by Giltner (1992) in which they propose the alternative way of applying preconditioning. There, the experiment decided to use short face perpendicular holes (about 3m drilled with 36mm diameter) throughout the mining stopes. Hill and Plewman (1957) concluded that this alternative way was noted to improve the ground conditions and it was easily filtered within the production cycle. Due to the record made in 1957, the same practice was then revisited in 1994 as a new experiment at 87-49W section of Mponeng gold mine but the face perpendicular commenced on the 23rd of May 1995, it commenced on the adjacent panels. As a result, this method was reported to reduce rockbursts incidences and a significant improvement in hangingwall

conditions was reported. The design of the face perpendicular preconditioning was as shown in Figure 3.

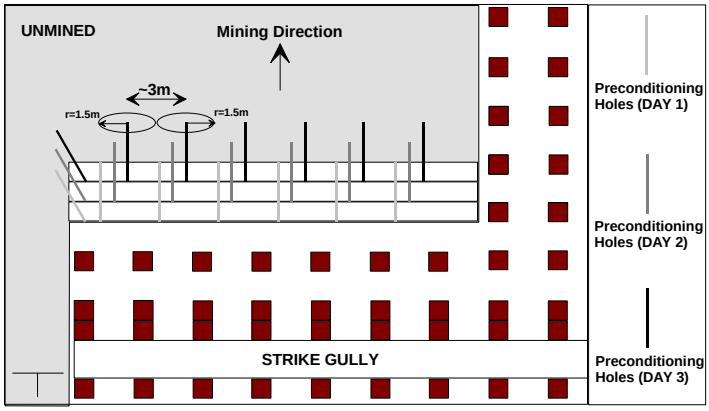


Figure 3. Layout of face-perpendicular preconditioning holes, showing radius of influence of each hole (r = 1.5 m) and the recommended spacing between holes (i.e. 3 m) (After Toper, 2003: 166).

STUDIES REPORTING SUCCESSFUL USE OF THE PRECONDITIONING PRACTICE

The study by Toper (2003) compared the un-preconditioned and preconditioned blast on the mining panel. Toper (2003) study has indicated that the preconditioned faces resulted in the improvement of face fracturing, transfer of stress from the mining faces, improvement of hanging wall conditions, a great improvement on the face advance, and a rapid decrease of rockburst occurrences. However, this work was conducted in conventional mines only. Therefore, this means that there was no information associated with the implementation of these methods in a mechanized gold mine. As mining progress towards deep to ultra-deep level, mechanizations was then considered to ensure safety and rapid extraction of the deposit. Although mechanization was considered, there was no specific destressing technique developed in order to ensure safety. The study by Sengani and Zvarivadza (2017) was the first study on the development of preconditioning practice which is suitable for mechanized deep to ultra-deep level gold mining. Sengani and Zvarivadza (2017) reviewed the preconditioning technique and developed the appropriate preconditioning practice in mechanized deep to ultra-deep gold mining. The study tested two types of preconditioning designs (Four and Five holes face-perpendicular preconditioning practices). Both of the techniques were almost the same, they only differ in the number of preconditioning holes and their spacing (see Figures 4 and 5).

The results of the studies have pointed out that five holes face perpendicular preconditioning practice was more effective and user friendly in mechanized mining. The results were supported by several studies such as; Sengani (2018); Sengani et.al., (2018); Sengani and Zvarivadza (2018 c, d, e, f and g). Further results from the studies have shown that Five holes face-perpendicular preconditioning practice produce much more fractures ahead of the mining faces which reduce the occurrence of strain bursts, reduce the amount of fractures along the hangingwall and sidewall.

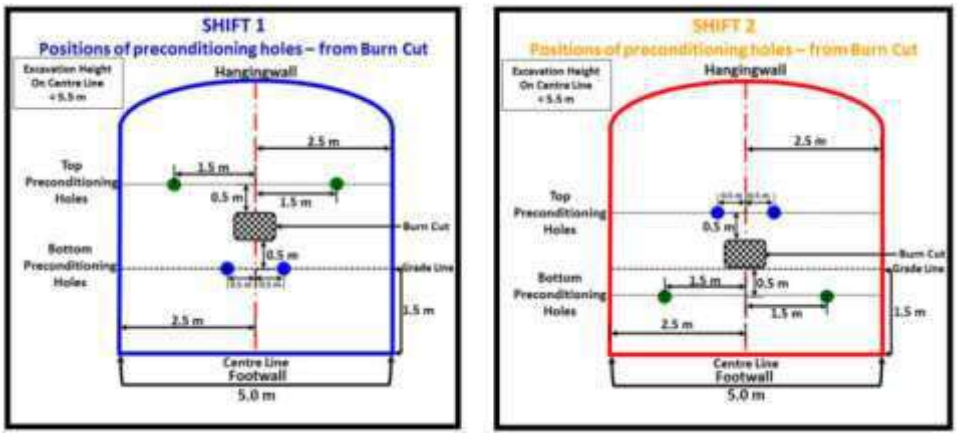


Figure 4. Four face-perpendicular preconditioning holes first blast (left-hand side), Four face-perpendicular preconditioning holes second blast (right-hand side) (After Sengani and Zvarivadza 2017)

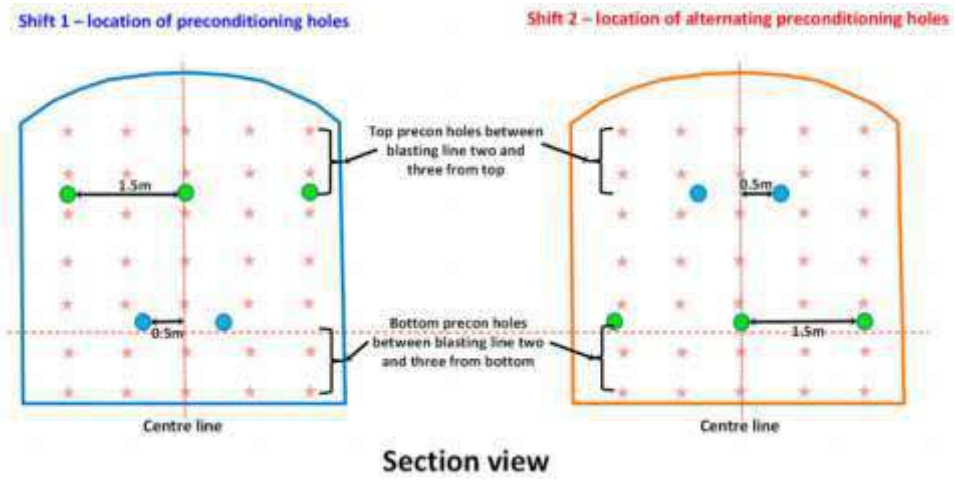


Figure 5. Five face-perpendicular preconditioning practice (After Sengani and Zvarivadza, 2017)

The study has also revealed that seismic events plotted ahead of the mining front reduced when the five hole face-perpendicular preconditioning practice was introduce after four holes face-perpendicular preconditioning practice. Furthermore, the study on the application of preconditioning practice in deep level gold mining in South Africa was conducted by Sengani and Amponsah-Dacosta (2018), their study was on the application of long hole face-perpendicular preconditioning practice when de-stressing seismic active geological features (dyke). Their study commenced with an extensive literature review on preconditioning practice, rockburst, instrumentation and monitoring systems related to the effectiveness of preconditioning. Their major objective was to obtain an enhanced understanding of the face-perpendicular preconditioning practice when de-stressing geological structures that are far ahead of the mining faces (Sengani and Amponsah-Dacosta, 2018). Nevertheless, underground observations (visual examination), recordings and data collection were also conducted within the study area, which includes; the fracturing on the mining excavations before and after the practice. General ground conditions and photographs were taken after the observations. In order to understand the strength of the dyke and be estimating the stress levels, core logging was then used. Microseismic monitoring, Ground Penetrating Radar (GPR) and Borehole cameras were used for monitoring the effectiveness of the face-perpendicular preconditioning practice. Vantage software was used to simulate sigma 1 (major principal stress) ahead of the mining faces and in the vicinity of the dyke. MAP3D was used to simulate ride/displacement along the dyke and the results were used to estimate seismicity within the section. The results of the study have shown that the application of long-

hole face-perpendicular preconditioning blast for de-stressing the Grey Ghost dyke was successful. The results were validated by the improvement in the hangingwall fracturing, sidewall fracturing and extensive fracturing on the mining faces after the implementation. A gradual decrease on recorded seismic activity ahead of the mining faces were also reported and the simulated ERR along the sections gradually decreases after de-stressing the dyke. Further results using MAP3D have shown that large seismic events were expected to take place during mining step five; in reality, those large seismic events were not encountered due to the implementation of the preconditioning practice. It was then concluded that the use of long-hole face-perpendicular preconditioning blasts successively de-stresses seismically active geological structures.

Development of fractures ahead of the preconditioned mining faces

Sengani and Zvarivadza (2018b), reported that Clotte et.al., (1972 and 1973) conducted the first study on fracture development ahead of the preconditioned mining faces and further validation of these results were reported by Adams and Jager (1980), the studies reported that the development of fractures ahead of an advancing stope face occur as a regular progression of new fractures forming ahead of the failed zone of rock mass ahead of the mining face. However, all these studies put more emphasis on the orientation and grouping of fractures ahead of the mining faces (Sengani and Zvarivadza, 2018 and Sengani, 2018). The results of the study (Adams and Jager, 1980), have shown that there were zones of fractured and un-fractured rock ahead of the face, which were approximately 1m wide and continue as discrete entities approximately 12m parallel to the face and 5m vertically. Further conclusions from their study have indicated that the zones of fracture do not form continuously as mining progress over a period of time.

After the above studies, there was no research work reported in South African gold mines concerning the development of fractures ahead of the preconditioned mining face. Therefore, Sengani and Zvarivadza (2018b) conducted a study on Borehole periscope observations of rock fracturing ahead of preconditioned mining faces in deep level gold mining. Sengani and Zvarivadza (2018b) studied the development of fractures ahead of the preconditioned mining faces through the application of several techniques which includes; application of the concept of core discs within the recovered core from the boreholes (14m holes ahead from the mining faces, drilled at 90 degree and perpendicular to the mining faces), application of fracture characterization using both borehole camera and Ground Penetrating Radar with the use of fracture frequency table developed by Sengani and Zvarivadza (2017) (see Table 1). This experiment was conducted within six section of a gold mine, the mine was mining at the depth of 3000 m from surface. The in situ stress field of the mine were as follows; Major Principal stress (80.8 MPa), Intermediate principal stress (58.9 MPa) and Minor principal stress (36.3 MPa). According to their study (Sengani and Zvarivadza, 2018b), the purpose of the 14m holes was to inspect the development of fractures ahead of mining faces along several zone of undisturbed and disturbed and also monitor fracture development as time changes

Based on the findings from the study, it was concluded that the development of fractures ahead of the preconditioned face occur over a period of time. Owing to that, the development of these fractures seems to be controlled by the rate of deformation within the mine, rate of mining, seismicity of the mine, the depth of mining as well as the strength of the surrounding rock. A further conclusion from their study has shown that fractures were grouped as zones ranging from 1m to 1.5m. These zones were reported to be separated by solid zones which were not constant in size. Besides that, the study also outlined that the core discs were much pronounced within a reef zone (conglomerate or gold-bearing rock) and rarely pronounced within quartzite.

Table 1. Standard for fracture frequency analysis (after Sengani and Zvarivadza, 2017)

Fracture Frequency/meter	Risk Profile	Colour Coding
<5	High strainburst risk, rockmass not fractured/yielded	
5- 10	Medium strainburst risk, rockmass beginning to fracture/yield	
10 - 20	Low strainburst risk, rockmass has fractured/yielded	
>20	Very low strainburst risk, rockmass highly fractured/yielded	

The study also recommends that detailed investigations on the occurrence of core discs within conglomerate than quartzite need to be investigated. Due to that, it can be concluded that extensive fracturing should be observed from the borehole collar to a maximum borehole depth of 3m within the solid rock. After such a zone, a group of fractures is expected to be formed but these groups are separated by unfractured solid ground. However, the intensity of fracturing tends to increase as mining progresses but not specifically within the same mining face and it might take time to occur based on the mining rate, ground conditions, depth of mining seismicity of the mine and rate of ground closure.

The development and orientation of radial fractures at the vicinity of preconditioning holes.

Sengani and Zvarivadza (2018a) pointed that Kutter (1967) study was indicated to be one of the first documented study on the provision of the completed the detailed understanding on rock blasting. Kutter (1967) investigated the function of stress wave and gas pressure that take place during fracture generation with the use of an underground environment. Owing to that, he considered the action of the explosive to influence the generation of stress wave in the rock separately from that of the expanding combustion gases. Based on his experimental observation, he found that the main function of the stress wave is to generate a densely radially fractured zone around the borehole. He outlined that the gas pressure exerted against the walls of a highly fractured cavity generates a quasi-static stress field, the quasi-static stress filed was modeled as a pressurized cylindrical equivalent cavity with a radius equal to that of the crack tips (Sengani, 2018). It was found that the quasi-static stress causes further extension of radial cracks, where the longest cracks would extend first and extension of two diametrically opposed radial cracks would be favored. However, his studies did not consider gas flow and penetration into radial cracks. Due to the factor that (Kutter, 1967) could not clearly state the mechanism of dynamic fracture formation, further laboratory experiments involving high speed photography and polymer have been used extensively to investigate mechanisms of dynamic fracture (Sengani, 2018). In 1970 high speed photography was implemented as to investigate the propagation of blasting induced fractures (Person, 1970). Person's, 1970 study has "*found that two predominant crack systems which include, radial cracks initiated near the borehole or spalling cracks initiated as tensile fractures caused by the reflected stress wave*" (Sengani, 2018).

Sengani and Zvarivadza (2018a) provided clarity based on the orientation of radial fractures in the vicinity of preconditioned mining faces; their study was achieved through the analysis of the orientation of radial fractures in the vicinity of preconditioned holes. Two case studies were considered; mining face consisting of homogenous rock type (reef only) and mining face with multiple rock type (intersection of different reefs) dipping at 60° or less. The results from the study have shown that the orientation of radial fractures in the vicinity of effective face-perpendicular preconditioning holes was controlled by the geological discontinuities along the mining faces. Further results reveal that when a mining face consists of homogenous rock type, long radial fractures are expected to be formed in the direction of the major principal stress and short radial fractures in the minor principal stress direction. In a case where the mining face consists of bedding planes, long radial fractures were expected to form parallel to the dip of the bedding planes, with short radial fractures developed perpendicular to the

bedding planes forming a spider wide structure. It was also noted that the short radial fractures at the vicinity of an effective face-perpendicular preconditioning holes were controlled by the distance between the boreholes, however when more boreholes were drilled and blasted closer to each other, more short fractures are developed and the size of that fracture relative to the original size of the borehole is determined by the following factors; the number of boreholes drilled and blasted, size of the excavation, amount of explosives used when blasting such holes, timing and tamping of the borehole, the strength of each rock layer, spacing between the boreholes. The results using numerical modeling has shown that a region of high clamping force is usually developed in an opposite direction of the major principal stress. Underground observations by Sengani and Zvarivadza (2018a) have also indicated that short radial fractures were more concentrated within this zone. The study concluded that the concentration of short radial fractures might be highly influenced by high clamping forces that tend to prevent gas from penetrating during blasting resulting in short blasting radial fractures being formed.

DISCUSSIONS AND CONCLUSIONS

The literature review revealed that there are a number of documented case studies on the application of preconditioning practice in South Africa, the literature review also revealed that there are a limited number of documented cases which clearly stated the preconditioning practice in mechanized deep to ultra-deep gold mines in South Africa. The PhD study conducted by Toper (2003) is one of the current successful studies on the application of preconditioning practice in conventional mines. Toper (2003) study provided positive results in preconditioning practice, but his results and experiments are only applicable in conventional mines. Owing to that, Sengani (2018) study on face-perpendicular preconditioning practice in deep level gold mining, has shown that five face-perpendicular preconditioning holes are more effective as compared to four face perpendicular preconditioning holes. However, his study was focusing on the comparing of two face perpendicular preconditioning practices, therefore there are several concepts that the study did not cover or did not provide answers for. Based on the available information, the study presented in this paper argue that there are several significant parts of precondition practice that are not yet investigated; therefore, some of the paramount parts of it are as follows:

It is crucial to put more effort on the understanding of the impact of face perpendicular preconditioning practice on local seismic activities, further study on the effect of face-perpendicular preconditioning practice on the intensely bedded or highly fractured hangingwall in mechanised/ conventional deep level gold mining. It was also found significant to have a detailed investigation on the effect of face-perpendicular preconditioning on the hangingwall where there is no distinct partying interface between the reef and hangingwall, it is also maintained that the optimisation of the timing of the face-perpendicular preconditioning blasts for the most effective integration into production should be studied/ investigated. Furthermore, from all previous studies, it was also noted that the effect of face-perpendicular preconditioning practice when mining through precautionary zones is not studied. Furthermore, crucial studies on preconditioning are to further the investigation by Sengani and Zvarivadza (2018b) on how fractures are developed ahead of the preconditioned mining faces through different ground conditions, and also investigate the application of face perpendicular preconditioning techniques in developments ends/haulages in mechanised gold mining and provide detailed comparison with preconditioning practice in destress cuts. It is then argued that without detailed studies on the identified gap knowledge concerning preconditioning, the practice cannot be used as an international practice or approved to be used throughout the world.

REFERENCES

Adams. G.R. and Jager A.J., (1980). Petroscopic observations of rock fracturing ahead of stope faces in deep-level gold mines. Journal of South African Institution of Mining and Metallurgy, 80:204-209.

Brummer, R.K., (1985), Literature review - Destressing. COMRO Internal Report, IR 300. May 1985, Johannesburg.

Clotte, D. R., Clotte, P.A.G., Cooke, N.G.W., Jager, A.J., and White, A.J.A. (1972-1973). The nature of the fractures zine in gold mines as revealed by diamond core drilling. Association of Mine Managers, Papers, and discussions.

Cook, N.G.W., Hoek, E., Pretorius, J.P.G., Ortlepp, W.D. and Salamon, M.D.G., (1966). Rock mechanics applied to the study of rockbursts. Journal of the South African Ins. of Min. and Metall. May 1966. Pp. 435-528.

Cook, N.G.W., (1983). Origin of rockbursts. Proc. of the Symposium on Rockbursts: prediction and control. IMM and IME, London, Oct. 1983, pp. 1-9.

Department of Mineral Resource (DMR), South Africa, (2017). Annual report on fatalities in mining industries of South Africa. pp 7-18

Giltner S.G., (1992), Proposed Method of Preconditioning Stope Faces with Small Diameter Blastholes. COMRO Internal Note No: 06/92.

Hill, F.G., (1954). An investigation into the problem of rockbursts: an operational research project. Part I. The approach to the problem and analyses of the rockbursts that have occurred on the E.R.P.M. during the years 1948-1953. J. Chem. Metall. Min. Soc. S. Afr., Vol. 55, October, pp. 63-83.

Hill F.G. and Plewman R.P., (1957), Destressing: A means of ameliorating rockburst conditions, Part 2 – Implementing destressing with a discussion on the results so far obtained. Journal of SAIMM, October 1957, pp. 120-127.

Kullmann, D.H., Stewart, R.D., Lightfoot, N. and Longmore, P.J., (1995). Interim report on the progress towards the implementation of preconditioning as a technique for controlling face bursting on deep-level mines. CSIR Division of Mining Technology, SIMRAC Interim Report, Project GAP 030.

Kutter, H.K. 1967. The Interaction between stress Wave and Gas Pressure in the Fracture Process of an underground Explosion with Particular Application to Presplitting. Ph.D. Thesis, University of Minnesota.

Lightfoot, N., Kullmann, D.H., Stewart, R.D. and Toper, A.Z., (1995). Guidelines for preferable layouts for preconditioning with appropriate explosive and stemming: Revision 1. CSIR Division of Mining Technology, SIMRAC Interim Report, Project GAP 030, Nov. 1995.

Lightfoot, N., Kullmann, D.H., Toper, A.Z., Stewart, R.D., Grodner, M., Janse van Rensburg, A.L. and Longmore, P.J., (1996). Preconditioning to reduce the incidence of facebursts in highly stressed faces. CSIR Division of Mining Technology, SIMRAC Final Report, Project GAP 030.

Persson, P.A. (1970). High-speed photography of scale-model rock blasting. Proc. of the 9th Int. Congress on high-speed photography, Denver, Colorado.

Rorke A.J., Brenchley P.R. and Van Rensburg A.J., (1989), Preliminary Preconditioning Results Obtained at West Driefontein. COMRO Internal Report No: 548.

Roux A.J.A., Leeman E.R. and Denkhaus H.G., (1957), Destressing: A means of ameliorating rockburst conditions, Part 1 – The conception of destressing and the results obtained from its application. Journal of SAIMM, October 1957, pp. 101-119.

Ryder, J.A., Brummer, R.K. and Spottiswoode, S.M. (1987). Strategies for controlling the rockburst hazard. Mine Safety and Health Congress, Johannesburg, 19-20 November.

Toper, A Z., Kabongo, K. K., Stewart, R. D. & Daehnke, A., (1999), The mechanism, optimisation and effects of preconditioning. 6th. Int. Symp. for Rock Fragmentation by Blasting. SAIMM. Johannesburg. (The same paper was again published in the Journal of SAIMM, Jan.-Feb., 2000)

Toper, A. Z. (2002). Destressing / Preconditioning to control rockbursts in South African deep-level gold mines. Int. Seminar on Deep and High Stress Mining. Australian Centre for Geomechanics. Perth, November 2002.

Toper, A. Z. (2003). The effect of blasting on the rockmass for designing the most effective preconditioning blasts in deep level gold mines [PhD thesis]. University of the Witwatersrand Johannesburg, School of Mining Engineering. South Africa.

Sengani, F. (2018). Review of face-perpendicular preconditioning practice at South Deep Goldfields Mine, South Africa [MSc Eng. Dissertation]. University of the Witwatersrand, Johannesburg, School of Mining Engineering. South Africa

Sengani, F. & Amponsah-Dacosta, F. (2018). The application of the face-perpendicular preconditioning technique for de-stressing seismically active geological structures, Mining Technology, DOI:10.1080/2572668.20181497871

Sengani, F. and Zvarivadza, T. (2017). Review of pre-conditioning practice in mechanized deep to ultra-deep level gold mining. 26th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Lulea, Sweden, 29-31 August 2017.

Sengani, F. and Zvarivadza, T. (2018a). Orientation of radial fractures in the vicinity of effective face perpendicular preconditioning holes. Proceedings of the first international conference on advances in rock mechanics, an ISRM specialized conference at Hammamet, Tunisia: ISBN: 978-9973-0929-0-8, 29-31 March 2018.

Sengani, F. and Zvarivadza, T. (2018b). Borehole periscope observations of rock fracturing ahead of the preconditioned mining faces in a deep level gold mine. Proceedings of the first international conference on advances in rock mechanics, an ISRM specialized conference at Hammamet, Tunisia: ISBN: 978-9973-0929-0-8, 29-31 March 2018.

Sengani, F. and Zvarivadza, T. (2018c). The implementation of de-stress gold mining technique along complex geological structures and heavily fractured ground conditions. EUROCK 2018: Proceedings of Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses – Litvinenko (Ed.) © 2018 Taylor & Francis Group, London, ISBN 978-1-138-61645-5 pp.411-416

Sengani, F. and Zvarivadza, T. (2018d)The use of face perpendicular preconditioning technique to destress a dyke located 60 m ahead of mining faces. EUROCK 2018: Proceedings of Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses – Litvinenko (Ed.) © 2018 Taylor & Francis Group, London, ISBN 978-1-138-61645-5 pp.417-422.

Sengani, F. and Zvarivadza, T. (2018e). Application of face perpendicular preconditioning technique in de-stressing seismically active geological structures. 52nd US Rock Mechanics/Geomechanics symposium, At Seattle, Washington, USA.

Sengani, F. and Zvarivadza, T. (2018f). The development and optimization of face-perpendicular preconditioning technique for development ends. International conference on Rock Dynamics and Application (RocDyn-3), 25-29 June 2018.

Sengani, F. and Zvarivadza, T. (2018g). Practice of face-perpendicular preconditioning for safe remnant extraction. International conference on Rock Dynamics and Application (RocDyn-3), 25-29 June 2018.

Sengani, F., Zvarivadza, T., and Adoko, A. C. (2018): The Comparison of two adopted face perpendicular preconditioning techniques, Mining Technology, DOI: 10.1080/25726668.2018.1517204.

A VIEW ON RECENT DEVELOPMENTS FOR PRODUCTION SCHEDULING OPTIMIZATION

M.R. Moghaddam[1], E. Moosavi [1,*]

[1] *Department of Mining Engineering, South Tehran Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran*
([*] *Corresponding author: Se.Moosavi@yahoo.com; Se_Moosavi@azad.ac.ir)*

ABSTRACT

In today's competitive environment effective scheduling plays an important role in all kind of industries. Scheduling for open pit mine operations belongs to the problems are called hardest combinatorial optimization problems because of large resolution space and acquire long time to search out the solution. A production schedule can identify resource conflicts, control the cut-off grades to the different destinations, ensure that the milling and equipment capacities are hold in each period, and identify net present value available for time periods. Based on the duration of the scheduling periods, production scheduling can be distinguished as long-term, medium-term, and short-term. For this purpose, after a brief description of the problem, there is a brief summary of recent advances in constrained- production scheduling optimization for open pit mines. The goal of the paper is to help production schedulers, engineers, and researchers understand the true nature of production scheduling in open pit mining and to encourage them to consider how production scheduling can be improved even more. This paper not only reviews the range of concepts and approaches used to improve production scheduling but also demonstrates their timeless importance.

Keywords: Production scheduling, optimization, open pit mine

INTRODUCTION

Over the last decade research into scheduling, particularly in its most common operational form of production scheduling, has risen in importance due to the demands of open pit mine. While much progress has been made on an academic front, doubts remain over the transfer of the science to fit the flexibility requirements of modern production scheduling. Production scheduling has received much attraction in the literature as the solution is made more difficult through the requirement to satisfy the conflicting demands of both objective function and production constraints.

In past research, a fair number of researchers had worked on production scheduling problem in the hope of finding optimal solution or even near optimal for complex problems. A considerable number of analytical techniques such as linear programming and "Branch and Bound" or heuristic approaches like priority rules and neighborhood methods were investigated. Linear programming is a numerical system used to locate the best possible solution in apportioning restricted assets to accomplish greatest benefit or less cost. More formally, linear programming is a method to achieve the optimal solution for a linear objective function, subject to linear constraints.

Extensive surveys on different optimization techniques and modeling issues are provided in (Blom et al., 2018; Osanloo et al., 2007; Espinoza et al., 2013). From the literature review, a number of classical methods have been adopted for solving this problem such as branch and cut method (Caccetta et al., 2003; Bley et al., 2010) mixed-integer programming (MIP) (Gershon et al., 1983; Caccetta, 1998; Ramazan & Dimitrakopoulos, 2004; Ramazan et al., 2005; Boland et al., 2009; Bienstock & Zuckerberg, 2009; Askari-Nasab et al., 2011; Rimélé et al., 2018), dynamic programming(Roman, 1974; Dowd &

Onur, 1992; Tolwinski & Underwood, 1996; Tolwinski, 1998; Wang & Chu, 2008) , Lagrangian relaxation (Dagdelen et al., 1986; Akaike et al., 1999; Mogi et al., 2001; Gleixner et al., 2008; Boland et al., 2007; Lambert et al., 2013). In the last few years the dramatic increase in efficiency of MIP solvers encouraged thorough exploitation of their capabilities and a considerable part of research in this area was directed towards the definition of alternative, more efficient MIP formulations of the problem. Up till now, evolutionary computation techniques have been developed and proposed to solve a wide variety of large-scale problems including production scheduling problem. Specifically, there are Artificial intelligence (Tolwinski & Underwood, 1992; Elevli, 1995; Ibrahimov et al., 2014), Genetic algorithm (Denby & Schofield, 1995; Denby et al., 1998; Zhang, 2006; Zhang, 2010; Alipour et al., 2017), simulated annealing (Boucher et al., 2012; Kumral & Dowd, 2005), Particle swarm optimization (Khan et al., 2014; Khan, 2018).

To reduce the search space in the large-scale problem, and therefore computational time, hybrid methods are much efficient than the single methods due to more production profit and faster computational time (Shiwei et al., 2012). The hybrid methods are purported to incorporate more complicated constraints and are purported to have better quality solutions. Hybrid-based approaches present several advantages compared to LR, as thoroughly discussed in (Moosavi et al., 2014). They allow (i) easier integration of additional constraints in the formulation; (ii) Can incorporate more complicated constraints in the model; And (iii) even if optimal results are not available within reasonable time, hybrid solutions usually have better or equal optimally gaps than ones associated with LR solutions.

In recent times, most of the studies have turned to deal with new solving techniques such as simulation and artificial intelligence techniques. These methods have proved a significant step forward in solving production scheduling problem with less computational effort and more powerful results. In view of this, a brief survey of these new techniques is presented on work previously carried out to investigate and solve production scheduling problem. Finally, future trends towards the provision of an effective production scheduling problem chart will be discussed.

PRODUCTION SCHEDULING AT OPEN PIT MINES

A good plan is like health. We neglect our health until we lose it. It has been said that prevention is better than cure, a fact which is also true about the safety of extraction operations in the same way as the human body health. Mine production scheduling helps us succeed in achieving quality and optimal amounts of extracted minerals by providing a cost-effective solution for extraction. Mine production scheduling is directly related to the optimal mine performance, and the future operational issues can be predicted and prevented through appropriate mine scheduling.

Production scheduling should be addressed after solving the problems of designing the final range and obtaining the optimal range. Regarding open-pit mines, production scheduling means determining the extraction order of blocks located in the final range to maximize the current net worth of liquidity flows with respect to the constraints imposed on the mining system. Since it is impossible to extract minerals existing in the final range per time unit, necessary actions are taken to maximize mining profitability in proportion to the current value of money by scheduling extracting and phasing extraction blocks existing in the final range. Production scheduling of a specific period of time is known as strategic planning. Generally, production scheduling includes long-term (strategic), mid-term (tactical), and short-term (operational) planning intervals for decision-making.

- Extracting minerals to minimize the production cost of each product unit per capita
- Maintaining the project operability by preparing sufficient operational space for machinery, freightage access routes for each of the active steps, etc.

- Providing sufficient ores to guarantee the compensation for potentially incorrect estimates of ore tonnage and fineness in the storage model; this is particularly important in the first years having significant impacts on the economic success of the project.
- Delaying stripping prerequisites as much as possible in addition to providing a relatively uniform and compatible set of equipment and human resources
- Codifying a logical, practical, and implementable setup scheduling plan by considering human resource training, initial preparation activities, supply and use of equipment, infrastructural and logistic facilities to minimize the delay risk in starting the positive liquidity flow of operations
- Accurate and smart scheduling to maximize the pit slope angle based on sufficient geotechnical research in addition to minimizing the side effects of slope instability
- Thorough analysis of economic advantages for different options of production rate and fineness modulus
- Thorough analysis of predicted strategies for mining, machinery and equipment selection, and preparation plan for scheduling possible events before they occur
- Long-term production scheduling is usually performed on an annual scale for the whole lifetime of a mine to maximize the current net worth of the project with respect to extraction and processing capacities; the economic feasibility of a mine depends greatly on it.
- Mid-term production scheduling connects long-term scheduling strategies to short-term ones for execution. In fact, mid-term production scheduling focuses on certain problems such as product quality optimization and production output.
- Short-term production scheduling includes establishing an extraction sequence on a shorter time scale like a monthly, weekly, or even daily basis. It is aimed at maximizing the coverage of production goals with respect to more accurate operational constraints determined by long-term scheduling.

Long-term Production Scheduling

Scheduling determines the goal, general plan, and direction of a mine. For instance, it includes the blocks which should be extracted annually through the mine lifetime by maximizing the current net worth. Long-term scheduling should focus on achieving mine goals in the long term (Phakoago, 2018).

Mid-term Production Scheduling

Mid-term production scheduling connects the strategies of mine lifetime plans to short-term plans for execution. In fact, mid-term production scheduling focuses on certain problems such as product quality optimization and production output (Phakoago, 2018).

Short-term Production Scheduling

Short-term production scheduling provides accurate methods regarding how to successfully implement the operation goals of a mine. In fact, short-term production scheduling includes centralized planning like shift-to-shift planning. For instance, it determines the site where extraction and firework should take place in a following week (Phakoago, 2018).

DECISION DEPARTMENTS AT OPEN PIT MINES

Given the fact that mining projects are usually long-term projects in which economic problems of current interest have a significant role, an accurate planning is required to design and implement them based on different factors. For this purpose, three intervals are considered in open-pit mine production scheduling: long-term, mid-term, and short-term scheduling intervals (Graves, 1981).

Fig. 1 indicates a general overview of decision-making methods for extracting minerals. The first area includes production scheduling decision-making in the long-term mine production scheduling interval. During the years of minerals extraction, scheduling is based on specific information on extraction method, project investment, available mining machinery, mining costs, and geological information of ore deposits in long-term scheduling. After planning and scheduling, it is necessary to determine specialized departments (Drilling, Blasting, Loading, Hauling, etc.), on each of which decisions are made separately. Since the output of each department should be checked, special monitoring seems to be necessary in each section. Finally, technical corrections are taken into account to make the ultimate decisions on each section.

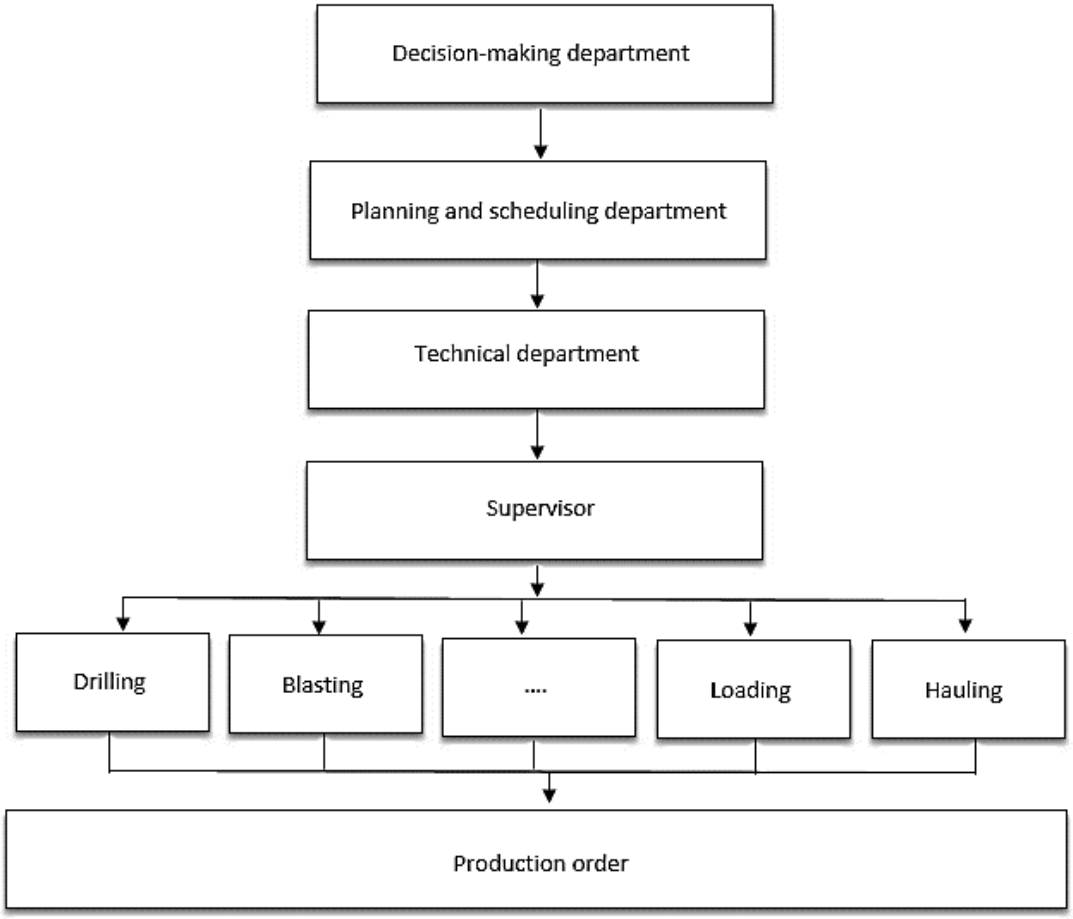


Figure 1. Problem description of the multiple-layer optimization of mineral processing

STRUCTURE OF THE PRODUCTION SCHEDULING PROBLEM AT OPEN PIT MINES

Production scheduling optimization includes three levels including decomposition of decision-making methods in relation to production indices on different time scales. The high-level decision-making goals include achieving a set of favorable production goals (mainly on a long-term scheduling scale). However, the low-level decision-making goals include conducting more analyses on every specific interval (mainly short-term and daily scales) to achieve the goals of higher levels of decision-making.

Long-term production scheduling optimization focuses mainly on decreasing costs and maximizing profits in a specific period of time. Regarding the optimization of production indices, Mohammadi et al. (2017) conducted a study on fineness modulus optimization. Moreover, Xu et al. (2018) carried out a study on the environmental optimization of mine production scheduling. Ramazan (2007) employed three basic algorithms of mine production scheduling to develop a new algorithm

based on linear scheduling for the whole blocks of minerals. For this purpose, it was necessary to decrease the number of integer variables and constraints required in the integer scheduling formulation. Likewise, Ahmadi and Shahabi (2018) used the genetic algorithm to optimize the fineness modulus of ores extracted from mines. Yu et al. (2013) proposed a method to provide a raw combination of ore deposits efficiently for decision-making (based on the features of ore deposits). Xu et al. (2018) optimized production indices based on dynamic scheduling. In a study on production scheduling improvement, Taylor defined how production scheduling operated. Janet prepared an appropriate flowchart for the production scheduling problem, and Johnson focused on a mathematic formulation of the scheduling problem (Herrmann, 2007). Chai et al. (2011) proposed an integrative optimization method justifying case-based reasoning (CBR) with a multiobjective evolutionary algorithm (MOEA). In their method, CBR decision-making of operational indices was based on the operational experiences of engineers; however, MOEA benefited from the multiple optimization of production indices. Ding et al. (2013) solved a multistep optimization problem and proposed a multiobjective optimization solution in order to achieve the appropriate efficiency. In practice, the optimization of operational indices is usually a dynamic problem.

Operational indices result from the decomposition and optimization of production scheduling indices. Based on these indices, there are unknown relationships between existing constraints, evaluation of different scenarios, and input data improvement. Therefore, it is important to coordinate decisions resulting in unique operational indices bringing about production scheduling indices. Fig. 2 indicates an approach along with a typical framework for the optimization of operational indices. It also shows the open-loop optimization structure including long-term, mid-term, and short-term production scheduling intervals.

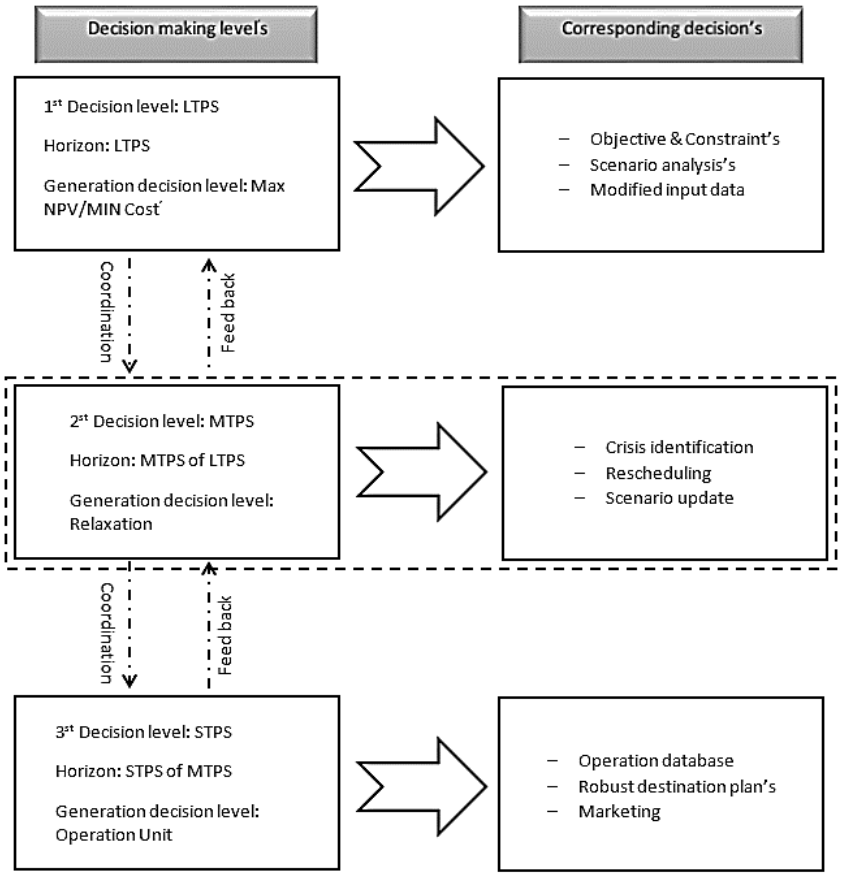


Figure 2. The proposed structure of level decision making framework

CONCLUSIONS AND SUGGESTIONS

The open-pit extraction of minerals requires complicated operations, and the extraction process is usually performed in uncertain conditions. All of the production parameters should be optimized for mine production scheduling optimization. For this purpose, the initial structure of the mine production problem was dealt with in this paper to focus on the optimization of mineral production indices. If priorities are identified and complied with correctly in decision-making, it will be possible to modify and improve every operation separately. In fact, technical parameters of production indices are uncertain, and it is important to improve input data in each section. To this end, appropriate structures were proposed to emphasize different sections of description and monitoring problems. It is also recommended that decision-making sections should be integrated with planning and scheduling for the optimization of operational indices, processes, and control in future studies.

References

Ahmadi, M. R. & Shahabi, R. S. (2018). Cutoff grade optimization in open pit mines using genetic algorithm. *Resour. Policy*, 55, 184–191

Akaike, A. & Dagdelen, K. A. (1999). Strategic Production Scheduling Method for an Open Pit Mine. Proc. 28th Symp. Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry.

Alipour, A., Khodaiari, A. A., Jafari, A. & Tavakkoli Moghaddam, R. (2017). A genetic algorithm approach for open-pit mine production scheduling. *International Journal of Mining and Geo-Engineering*, 51(1), 47-52.

Askari-Nasab, H., Pourrahimian, Y., Ben-Awuah, E. & Kalantari, S. (2011). Mixed Integer Linear Programming Formulations for Open pit Production Scheduling. *J. Min.Sci*., vol. 47.

Bienstock, D. & Zuckerberg, M. (2009). A New Algorithm for Precedence Constrained Production Scheduling. Optimization Online.

Bley, A., Boland, N., Fricke, C. & Froyland, G. (2010). A Strengthened Formulation and Cutting Planes for the Open Pit Mine Production Scheduling Problem. *Computer Operation Research*. vol. 37.

Blom, C. Pearce, A. R. & Stuckey, P. J. (2018). Short-Term Planning for Open Pit Mines: A Review, International Journal of Mining Reclamation and Environment. Published online, DOI: 10. 1080/17480930. 2018. 1448248.

Boland, N., Dumitrescu, I., Froyland, G. & Gleixner, A. M. (2009). LP-Based Disaggregation Approaches to Solving the Open Pit Mining Production Scheduling Problem with Block Processing Selectivity. *Computer Operation Research*, vol. 36.

Boland, N., Fricke, C. & Froyland, G. (2007). A Strengthened Formulation and Cutting Planes for the Open Pit Mine Production Scheduling Problem. *Computers and Operations Research*, 2007, vol. 37.

Boucher, A. & Dimitrakopoulos, R. (2012). Multivariate Block-Support Simulation of the Yandi Iron Ore Deposit. *Mathematical Geosciences*, vol. 44.

Caccetta, L. (1998). Open Pit Mine Production Scheduling, 3rd Regional Proceeding of Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry. 1998.

Caccetta, L. & Hill, S. P. (2003). An Application of Branch and Cut to Open Pit Mine Scheduling. *Journal Global Optimization*, vol. 27.

Chai, T., Ding, J. & Wu, F. (2011). Hybrid intelligent control for optimal operation of shaft furnace roasting process. *Control Engineering Practice*, 19 (3), 264-275

Dagdelen, K. & Johnson, T. B. (1986). Optimum Open Pit Mine Production Scheduling by Lagrangian Parameterization. Proc. 19th Symp. Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry.

Denby, B. & Schofield, D. (1995). The Use of Genetic Algorithms in Underground Mine Scheduling. Proc. 25th Symp. Application Computers and Mathematics in the Mineral Industry.

Denby, B., Schofield, D. & Surme, T. (1998). Genetic Algorithm for Flexible Scheduling of Open Pit Operations. Proc. 27th Int. Symp. Application Computers and Mathematics in the Mineral Industry.

Ding, W. T., Zhang, G. C. & Liu, J. J. (2013). 3' Truncation of the GPD1 promoter in Saccharomyces cerevisiae for improved ethanol yield and productivity. *Appl Environ Microbiol* 79(10), 3273-81

Dowd, P. A. & Onur, A. H. (1992). Optimizing Open Pit Design and Sequencing. *Proc.* 23rd Symp. Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry, 1992.

Elevli, B. (1995). Open Pit Mine Design and Extraction Sequencing by Use of OR and AI Concept. *International Journal Surface Mining Reclamation Environment*, vol. 9.

Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E. & Newman, A. (2013). MineLib. A Library of Open Pit Mining Problems. *Annals of Operations Research*, vol. 206.

Gershon, M. E. (1983). Optimal Mine Production Scheduling: Evaluation of Large Scale Mathematical Programming Approaches. *International Journal of Mining Engineering*, 1983, vol. 1.

Gleixner, A. (2008). Solving Large-Scale Open Pit Mining Production Scheduling Problems by Integer Programming, Master's Thesis. Technische Universität Berlin.

Graves, S. C. (1981). Multistage Lot- Sizing. An Iterative Procedure, Technical Report No. 164, Operations Reserch Center. Massachusetts Institue of Technology, 1979. (To appear in TIMS Studies in Management Science, Multi – Level Productions/ Inventory Systems. Teory & Practice, Edited by L. B. Schwarz).

Hall, B. (2018). Long-term mine planning and the mine planning process. amc consultants Site.

Herrmann, G., Kais, S., Hoffbauer, J., Shah-Hosseini, K., Brüggenolte, N., Schober, H., Fäsi, M. & Schär, P. (2007). Journal Article | Research Support, Non-U.S. Gov't. LIF1, SPP382. DNL4, NEJ1, PXR1

Ibrahimov, M., Mohais, A., Schellenberg, S. & Michalewicz, Z. (2014). Scheduling in Iron Ore Open-Pit Mining. *The Int. J. Advanced Manufacturing Technology*, vol. 72.

Khan, A. & Niemann-Delius, C. (2014). Production Scheduling of Open Pit Mines Using Particle Swarm Optimization Algorithm. *Advances in Operations Research*.

Khan, A. (2018). Long-term production scheduling of open pit mines using particle swarm and bat algorithms under grade uncertainty. *The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 118, 361-368.

Kumral, M. & Dowd, P. A. (2005). A Simulated Annealing Approach to Mine Production Scheduling. *Journal of Operational Research Society*, vol. 56.

Lambert, W.B. & Newman, A. M. (2013). Tailored Lagrangian Relaxation for the Open Pit Block Sequencing Problem. *Annals of Operation Research*, DOI: 10.1007/s10479-012-1287- y.

Mohammadi, M., Attaran, B. & Malekzadeh, R. (2017). Furazolidone, an Underutilized Drug for H. pylori Eradication: Lessons from Iran. Digestive diseases and sciences Published. Jun- 02 DOI: 10.1007/s10620- 017- 4628- 5

Mogi, G., Adachi, T., Akaike, A. & Yamatomi, J. (2001). Optimum Production Scale and Scheduling of Open Pit Mines Using Revised 4D Network Relaxation Method. Proc. 17th Int. Symp. Mine Planning and Equipment Selection.

Moosavi, E., Gholamnejad, J., Ataee-pour, M. & Khorram, E. (2014). A Hybrid Augmented Lagrangian Multiplier Method for the Open Pit Mines Long-Term Production Scheduling Problem Optimization. *J. Min. Sci*, vol. 50.

Osanloo, M., Gholamnejad, J. & Karimi, B. (2007). Long-Term Open Pit Mining Production Planning: A Review of Models and Algorithms. *International Journal of Mining Reclamation and Environment*, vol. 22.

Phakoago, M. (2018). The Importance of mine planning for mining companies in South Africa. VBKOM Site.

Ramazan, S. & Dimitrakopoulos, R. (2004). Traditional and New MIP Models for Production Scheduling with In-Situ Grade Variability. *Int. Journal Surface Mining Reclamation Environment*, vol. 18.

Ramazan, S., Dagdelen, K., & Johnson, T.B. (2005). Fundamental Tree Algorithm in Optimizing Production Scheduling for Open Pit Mine Design. *Trans. Inst. Min. Metall*.

Ramazan, S. (2007). the new fundamental tree algorithm for production scheduling of open pit mines. *European Journal of Operational Research*, 177(2), 1153-1166.

Rimélé, A., Dimitrakopoulos, R. & Gamache, M. (2018). A stochastic optimization method with in-pit waste and tailings disposal for open pit life-of-mine production planning. *Resources Policy*, 57, 112–121.

Roman, R. J. (1974). The Role of Time Value of Money in Determining an Open Pit Mining Sequence and Pit Limits. Proc. 12th Symp. Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry.

Shiwei, Y., Kejun, Z. & Youn, H. (2012). A Hybrid Intelligent Optimization Method for Multiple Metal Grades Optimization. *Neural Computing and Application*, vol. 6.

Tolwinski, B. & Underwood, R. (1992). An Algorithm to Estimate the Optimal Evolution of an Open Pit Mine, Proc. 23rd Symp. Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry.

Tolwinski, B. & Underwood, R. (1996). A Scheduling Algorithm for Open Pit Mines. *IMA Journal of Mathematics Applied in Business and Industry*, vol. 7.

Tolwinski, B. (1998). Scheduling Production for Open Pit Mines. Proc. 27th Int. Symp. Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry.

Yu, H. H., Awasaki, T., Schroeder, M. D., Long, F., Yang, J. S., He, Y., Ding, P., Kao, J. C., Wu, G. Y., Peng, H., Myers, G. & Lee, T.(2013). Clonal development and organization of the adult Drosophila central brain. *Curr. Biol*. 23(8): 633-643.

Wang, Q., Gu, X. & Chu, D. (2008). A Dynamic Optimization Method for Determining Cutoff Grades in Unerground Mines. *Mineral Resources Management*.

Xiau-wei, Gu., Qing, W., Dao-zhang, C. & Bin, Z. (2010). Dynamic Optimization of Cutoff Grade in Underground Metal Mining. *Journal of Central South University*, vol. 17.

Xu, F. G., Harten, D. J. Diner, A. B., Davis, F. C., Seidel, B., Rheingans, M., Tosca, M. D., Alexandrov, B., Cairns, R. A., Ferrare, S. P., Burton, M. A., Fenn, C. A., Hostetler, R., Wood & Redemann, j. (2018). Coupled retrieval of liquid water cloud and above-cloud aerosol properties using the Airborne Multiangle SpectroPolarimetric Imager (AirMSPI). *Geophys, j. Res. Atmos*., 123, no. 6, 3175-3204, doi: 10.1002/2017JD027926

Zhang, M. (2006). Combination Genetic Algorithms and Topological Sort to Optimize Open-Pit Mine Plans. Proc. 15th Conf. Mine Planning and Equipment Selection, Torino, Italy.

AÇIK İŞLETME YÖNTEMİ İLE ÜRETİM YAPACAK OLAN BİR MADEN İŞLETMESİNİN OPTİMUM ÜRETİM PLANLAMASI

OPTIMUM PRODUCTION SCHEDULE FOR AN OPEN PIT MINE

K. Hasözdemir [1,*], S.G. Erçelebi [1]

[1]*İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: hasozdemir@itu.edu.tr)*

ÖZET

Günümüzde yüksek tenörlü cevher yataklarının tükenmesi ile birlikte madencilik işlerinin ekonomik açıdan güvenli bir şekilde yürütülebilmesi stratejik bir planlama evresi gerektirmektedir. Bu anlamda açık ocak üretim planlaması, üretilmesi sonucu kar edileceği düşünülen cevher bloklarının maksimum net bugünkü değeri elde edeceğimiz şekilde hangi sırayla üretilmesi gerektiğini bulmaktır. Bu çözüme ulaşmak pek çok kısıtı ve karar değişkeni olan bir optimizasyon probleminin çözülmesini gerektirir. Bu kapsamda, yapılan arama çalışmaları ve laboratuvar analizleri sonucu elde edilen sondaj verilerinin bilgisayar ortamına taşınması ile 3 boyutlu olarak modellenmiş bir cevher yatağı kullanılmıştır. Boyutları x:10m, y:10m, z:10m olan cevher bloklarına 3 boyutlu semi-variogram analizlerine dayalı olarak bir ara değer atama metodu olan krigging metodu ile tenör ataması yapılmıştır. Tenörlerine göre ekonomik değeri belirlenmiş olan bloklar, karışık tam sayı programlama ve sezgisel yöntemler ile yazılmış bir algoritma ile çalışan SimSched isimli bir yazılım yardımı ile önce nihai açık ocak sınırlarının optimizasyonu için kullanılmıştır. Daha sonra bu sınırlar içerisindeki blokların hangi sırayla üretilecekleri, mevcut üretim ve tesis kapasitesine göre, şevlerin fiziksel kısıtlamalarına göre, düşey ilerleme hızı ve madencilik faaliyetlerinin yürütüleceği minimum genişliğe göre, üretilecek cevherin cut-off tenörüne göre ve atığa gönderilecek malzemenin maksimum tenörüne göre istenilen sınırlar içerisinde kalacak şekilde simüle edilerek optimum üretim planı yapılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Açık ocak madenciliği, uzun-vadeli üretim planlaması, blok model, üretim planı optimizasyonu, blok üretim planlaması.

ABSTRACT

Nowadays, the strategic mine planing is become very crucial for the sustainability of mining investments because of the lack of high grade ore reserves. In this sense, the mine production planing requires solving a complex optimization problem in order to identify the production sequence of the mining blocks which is profitable after mining activities. In this work, a block model with the dimensions of x: 10m, y:10m, z:10m is used. The grades of the blocks are assigned by the krigging method, which is an interpolation method, according to the 3 dimensional semi-variogram analysis. After grade assignment, the economic values of the blocks are calculated. Then with the help of SimSched software which is programmed by mixed integer programing and other heuristic methods, the production plan is simulated while satisfying equipment and process plant capacity constraints, slope constraints, cut-off constraints. Then the optimum production plan is achieved.

Keywords: Open pit mining, long-term production plan, block model, schedule optimization.

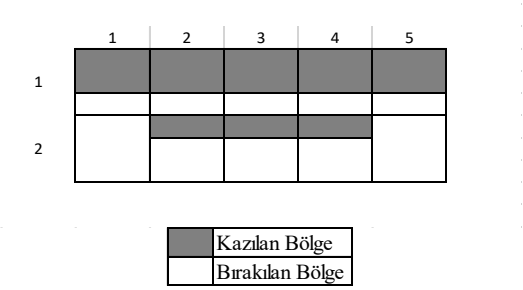
GİRİŞ

Uzun vadeli üretim planlaması (UVÜP) probleminin optimum bir çözüme ulaştırılabilmesi amacıyla kullanılan temel olarak iki yöntem mevcuttur. Bunlardan ilki geleneksel yöntemler olarak bilinmekte ve ana problemi daha küçük alt problemlere bölerek çözmeyi hedeflemektedir. UVÜP'nın bölündüğü alt problemler ise nihai açık ocak sınırının belirlenmesi, yuvalanmış ocakların oluşturulması, geri bildirimlerin oluşturulması ve üretim planlaması şeklindedir (Kumral, 2012; Elkington ve Durham 2011). Bu yöntem günümüze kadar planlamacıların yoğun bir şekilde kullandığı bir yöntem olsada bazı kusurları bulunmaktadır. Bunlar:

- Alt problemlere ait optimum sonuçlar bir araya geldiklerinde ana problem için optimum bir sonuç üretmiyor olabilirler.
- Paranın zaman değerini hesaba katmazlar.
- Statik bir sınır-tenöre göre planlama yapıldığı için ekonomik açıdan güvenilir sonuçlar elde edilmeyebilir.
-

UVÜP probleminin çözümüne yönelik diğer bir yaklaşım ise blok seviyesinde planlama yapılmasıdır (Pedro vd., 2018). Bu alanda 1960'lı yıllardan beri pek çok bilimsel çalışma yapılmıştır. Direk Blok Planlaması (DBP) denilen bu yöntem UVÜP problemini alt problemlere ayırmak yerine tek bir adımda çözmeyi hedeflemektedir. Tanım olarak UVÜP, ekonomik değerleri hesaplanmış maden bloklarının maksimum Net Bugünkü Değerini elde edeceğimiz şekilde hangi sırayla üretilmeleri gerektiğini ortaya koymaktır. Whittle (1989)'da ki çalışmasında bu problemi şu şekilde özetlemiştir: Blok değerleri bilinmeden optimum nihai açık ocak sınırı belirlenemez. Üretim sırası belirlenemeden blok değerleri belirlenemez ve üretim sırası ise optimum nihai açık ocak sınırı bilinmeden bulunamaz.

DBP alanında yapılan ilk çalışma Johnson (1969) tarafından ortaya atılmıştır. Doğrusal Programlama temelli bir algoritma ile çalışmakta ve blokların atık veya cevher olarak tanımlanması ve üretilecekleri periyodu belirlemektedir. Geleneksel yöntemlerin aksine dinamik bir sınır-tenöre göre planlama yapması açısından faydalıdır fakat blokların fraksiyonel olarak üretilmelerine fırsat vermesi "boşluk problemi" denen ve tam olarak üretilmemiş blokların havada asılı kalmaları ile sonuçlanmış planlamaların ortaya çıkmasına sebep olmaktadır (Şekil 1.)



Şekil 1. Johnson' ın modelindeki fraksiyonel üretim sorununun tasviri

Gershon, 1983 yılında yaptığı çalışmasında Johnson'ın algoritmasında meydana gelen "boşluk problemini çözmüş ve ayrıca Johnson'ın modelinde blok başına 9 adet olan şev stabilitesi kısıtlarını 1'e düşürmüştür. Problemi çözmekte kullandığı karışık tam sayı programlama temelli algoritması, Johnson (1969)'ın algoritmasını temel kabul ederek bu algoritmaya bağıntı (1) ve (2) da görülen ekstra karar verme kısıtlarını eklemek suretiyle oluşturulmuştur.

Bu kısıtlar şu şekildedir:
$B_{ijk}(t)$ = eğer bahsi geçen bloğun üstünü örten diğer bloklar t periyodu içerisinde tamamen üretilmiş iseler 0 (sıfır) aksi halde 1 değerini alır.

$X_{ijk}(t)$ = *ijk* bloğunun t periyodu içerisinde kazılmışlık yüzdesi (örneğin yarısı kazılmış ise $X_{ijk}(t)$= 0.5)
$C_{ijk}(t)$ = *t* periyodu başlangıcında ijk bloğunun kalan yüzdesi
$D_{ijk}(t)$ = *t* periyodunda ijk bloğunun üstünü örten blokların kazılmışlık yüzdeleri
Daha sonra şev kısıtları şu şekilde ifade edilebilirler:

$$Bijk(t) + Cijk(t) - Cijk(t-1) - Xijk(t) \geq 0 \quad (1)$$

$$Dijk(t) + \sum_{l=i-1}^{i+1} X_{l,m,k-1}(t) - Dijk(t+1) - 9Bijk(t) \geq 0 \quad (2)$$

İlerleyen yıllarda UVÜP probleminin çözülmesi için tam sayı programlama temelli bir algoritma ortaya atılmıştır. Hedef fonksiyonu NBD'in maksimizasyonu olan bu yöntem madencilik ve boyutlandırma, sıralama ve rezerv kısıtlamalarını içermektedir. Çok fazla 0-1 değişkenine sahip olan bu modelin çözülebilmesi için rahatlatma çalışmaları yapılmıştır. Bu kapsamda Dagdelen ve Johnson 1986 yılındaki çalışmalarında Lagrange rahatlatma yaklaşımını ortaya atmışlardır. Yöntem, Lagrange çarpanlarını kullanarak; çok periyotlu kompleks problemin Lerch ve Grossman (1965) tarafından ortaya atılan nihai açık ocak sınırı belirleme ve Johnson ve Barnes (1988) tarafından ortaya atılmış maksimum akış algoritması gibi yaklaşımlar ile çözülebilen tek periyotluk alt kademeli optimizasyon problemi haline getirilmesidir. Bu yöntemin avantajı, blokların fraksiyonel olarak üretilmelerine fırsat vermemesidir. Dezavantajları ise, dinamik sınır-tenör konseptini hesaba katmaz ve boşluk problemine bir çözüm getirmez. Cacetta vd., 1988 yılında bu metodu 6 periyotlu 20.979 bloklu gerçek bir maden yatağında uygulamışlar ve elde ettikleri sonuç ile teorik optimum arasında %5' lik bir tutarlılık bulmuşlardır. Kawahata (2006), bu prosedüre yeni bir karar değişkeni ekleyerek dinamik sınır tenör konseptinide planlama sürecine dahil etmiştir. Akaike ve Dağdelen (1999) çalışmalarında tam sayı programlama algoritmasını rahatlatmak amacıyla 4D-ağ rahatlatması denilen bir yaklaşım ortaya atmışlardır. Dinamik sınır-tenör konseptini hesaba katmasının yanısıra, stoklama opsiyonu da sunması açısından avantajlıdır. Ramazan vd. (2005) tarafından ortaya atılan bir diğer rahatlatma yaklaşımı ise "kümeleme yaklaşımı"dır. Kümelemek; büyük bir data grubu içerisinde yeralan benzer özellikteki verileri bir araya getirmek demektir. Buradaki amaç, problemin kompleksliğini azaltırken, elde edilen veri ile karar verme sürecinin verimini arttırmaktır. Ramazan ve arkadaşları tamsayı modeli içerisindeki atık ve cevher bloklarını bir araya getirerek tamsayı model içerisindeki 0-1 değişken sayısını azaltmışlardır. Bu yaklaşım diğerlerine oranla daha yüksek NBD elde edilmesini sağlasa da uygulaması zor olduğu için popülerliği azalmıştır (Osanloo vd., 2008). Bir diğer rahatlatma yaklaşımı ise Cacetta ve Hill (2003) tarafından ortaya atılmış dallandır-ve-kes yöntemidir. Cacetta ve Hill (2003), çalışmalarında dallandır-ve-kes prosedürünün UVÜP problemi tam sayı programlama algoritmasına nasıl uyarlanacağını özetlemişlerdir. Ticarileştirdikleri bir yazılıma dönüştürdükleri çalışmalarında modelin bütün detaylarına yer vermemişlerdir. Algoritmalarının temel avantajı, maksimum düşey ilerleme, minimum taban genişliği ve stoklama opsiyonu gibi kısıtları optimizasyon süreci içerisine bir arada koyabiliyor olmasıdır.

UVÜP probleminin çözülmesi için başka bir yaklaşım ise Dinamik programlamadır. DP' nin UVÜP probleminin çözümü için kullanılması ilk olarak Roman (1974) tarafından gerçekleştirilmiştir. Nihai açık ocak sınırı ve blok sıralmasını eş zamanlı olarak çözmesi açısından avantajlıdır. Üretim ve zenginleştirme kısıtlamalarını sağlamayı garanti etmiyor oluşu ise bu yöntemin dezavantajıdır. Onur ve Dowd, 1992 ve 1993 yıllarındaki çalışmalarında UVÜP'ni Dinamik Programlama (DP) olarak formüle etmişlerdir. Tolwinski ve Underwood (1992) DP, stokastik optimizasyon, yapay zeka ve sezgisel kuralları birleştirerek UVÜP problemini çözecek bir metod önermişlerdir. Problemi DP olarak tanımlamış ve problemin aslında G = (S, E, W) grafiğindeki en yüksek değerli yolu bulmakla eşdeğer olduğunu farketmişlerdir.

Burada:
S : Açık ocak sınırlarının sırasını gösteren düğüm noktaları seti
E : Bloklar arasındaki geçişleri gösteren sınırların oluşturduğu set
W : E sınırlarından elde edilecek getiriler setidir

Elevli (1995) bu metodu, bütün kısıtları hesaba katarak, nihai açık ocak sınır ve üretim planını eş zamanlı yapmak için kullanmıştır. Tolwinski (1998) ve Tolwinski ve Golosinski (1995) DP'nin 'önce derinlik' tekniğine dayalı bir metod önermişlerdir. Erarslan ve Çelebi (2001) bu yöntemi optimum açık ocak sınırını üretim planlamasının bir fonksiyonu olarak çözecek bir simülasyon modeli geliştirmişlerdir.

Açık ocak maden probleminin kompleks yapısı sebebiyle bazı araştırmacılar üst sezgisel teknikler kullanmaya başvurmuşlardır. Üst sezgisel teknikler şu şekilde tanımlanabilir: "Üst sezgisel yöntemler, kendilerine bağlı sezgisel yöntemleri manipüle ederek ve onlara yol göstererek daha efektif ve yüksek verimle çalışmalarını sağlayacak iteratif bir üst akıldır. Sezgisel yöntemle oluşturulmuş tek bir veya birden fazla sonucu her iterasyonda değiştirebilir. Sezgisel yöntemin seviyesi farketmeksizin en basitinden en kompleksine kadar bir üst sezgisel teknik onu manipüle edebilir." Bu yöntemler Tabu araması, Karınca kolonisi sistemleri, Genetik algoritması, Saçılma araması, Sinir ağları gibi yöntemleri içerir fakat bunlarla sınırlı değildirler. Denby ve Schofield (1994) ve Denby vd. (1998), çalışmalarında açık ocak tasarım ve üretim planlaması problemini çözmek için genetik algoritmasını kullanmışlardır.

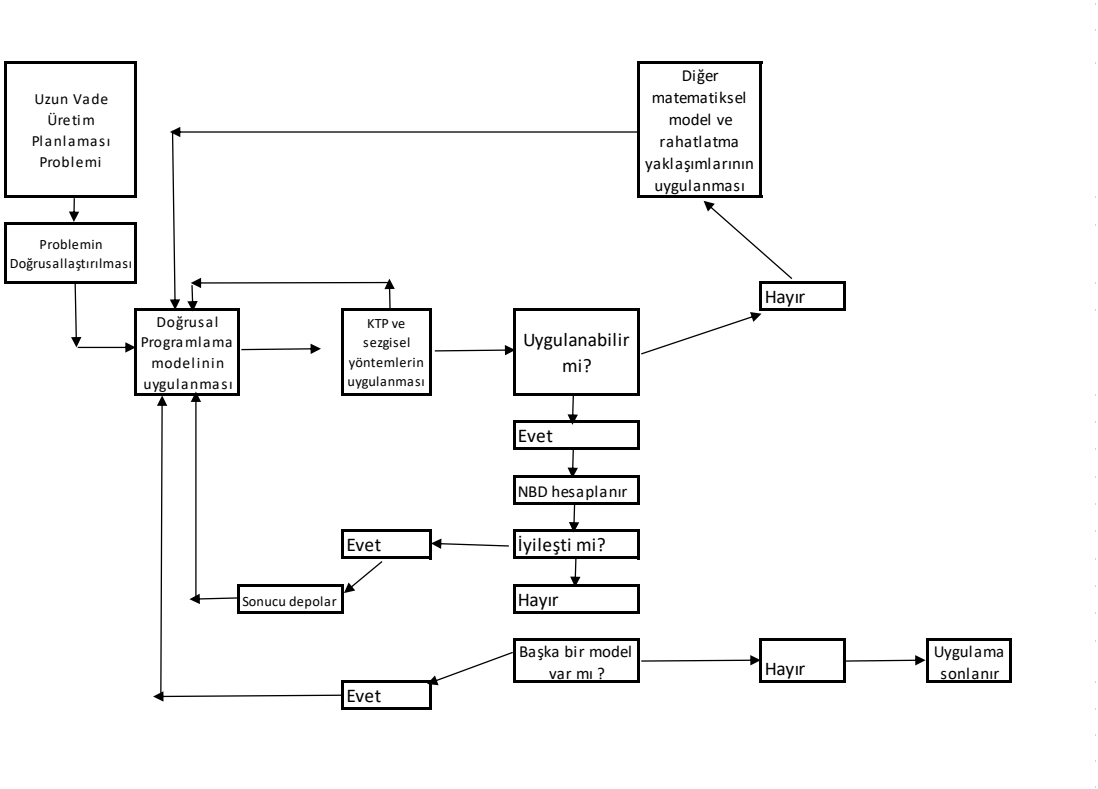
DİREK BLOK PLANLAMASI VE BİR UYGULAMA

Bu çalışmanın amacı SimSched DBP isimli yazılımın üretim planlaması optimizasyonu sürecindeki karar verme mekanizmasını açıklayıp matematiksel modeline değindikten sonra 711,015 bloktan oluşmuş bir bakır yatağının üretim planı optimizasyonu için kullanılması sonucunda elde edilmiş sonuçları paylaşmaktır.

Şekil 2'de görülen karar verme mekanizmasının hedef fonksiyonu olan NBD maksimizasyonu kapasite ve fiziksel kısıtları göz önünde bulundurarak blokların üretim sıralamasını belirlemektedir. Bunların yanında paranın zaman değerinide göz önünde bulundurur. Ticarileştirilen programın Karışık Tamsayı Programlama (KTP) temelli algoritmasını tam olarak paylaşmasalarda kullanıcı tarafından tanımlanmış ekstra kısıtlarında sağlanmasını sağlayacak bir esnekliğe sahiptir (Rodolfo ve Martinez, 2018). SimSched yazılımı blokları tek tek sıralamak yerine blokların bir araya gelerek oluşturdukları yüzeyler oluşturur. Bu yaklaşım pratikte daha uygulanabilir sonuçlar elde edilmesine fırsat sağlar. Yüzeyler oluşturarak yapılan planlama, minimum madencilik genişliği, minimum taban genişliği, düşey ilerleme hızı gibi parametrelerin rahatlıkla kontrol edilip istenilen sınırlar içerisinde kalmaları sağlayabilmektedir. Bu çalışmada değinilmesede stoklama özelliğide kısıtlar içerisine eklenebilmektedir.

Programın işleyişi

Algoritma, yapılacak üretim planlamasının önce uygulanabilirliğini sağladıktan sonra NBD maksimizasyonunu sağlar. Bu amaçla, önce doğrusal programlama modeli, karışık tam sayı ve sezgisel yöntemlerle birlikte kullanılarak planlama alternatifleri oluşturulur. Bunlardan uygulanabilir durumda olmayan alternatifler başka matematiksel modellerle test edilir. Bu modeller ile dahi uygulanabilir sonuçlar elde edilememesi durumunda rahatlatma yaklaşımlarından faydalanılır. Uygulanabilir sonuçların NBD'i hesaplanarak tekrar işleyiş içerisine sokulur ve NBD'de bir iyileşme olup olmaması incelenir. NBD'de daha fazla iyileşme olmadığı ve problemin test edileceği başka bir model kalmadığında planlama işlemi sonlandırılır. Kısıtlar kontrol edilirken belli bir hiyerarşiye göre hareket edilir. Bu kapsamda önem sırasına göre ilk olarak şev açısı kısıtlaması, ardından minimum madencilik genişliği ve ardından zenginleştirme tesisine beslenecek cevher miktarı ve düşey ilerleme hızı kontrol edilmektedir.



Şekil 2. SimSched yazılımı optimizasyon süreci

Matematiksel model

SimSched DBP yazılımının optimizasyon sürecinde kullandığı karışık tam sayı programlama temelli algoritması ekonomik sebeplerden ötürü tam olarak paylaşılmasada, bu algoritmanın hedef fonksiyonu ve kısıtlarının ifade edilmesi Newman vd.'nin 2010 yılındaki çalışmasındaki gibidir. Bağıntı (3) de yer alan üretim kapasitesi kısıtı ise kısıtların uygulanma biçimine örnek olarak gösterilebilir.

$$max \sum_{b \in B} \sum_{t \in T} v_{bt} y_{bt}$$

Kısıtlar:

$$\sum_{t \in T} y_{bt} \leq 1 \ \forall b$$

$$c \leq \sum_{b \in B} c_b y_{bt} \leq C \ \forall t \quad (3)$$

Burada

$b \in B$: bütün blokların oluşturduğu set

$t \in T$: planlama yapılacak zaman aralığı

B_b : b bloğundan önce kazılması gereken bloklar seti

v_{bt} : b bloğunun t periyodunda üretilmesi sonucu elde edilecek gelir

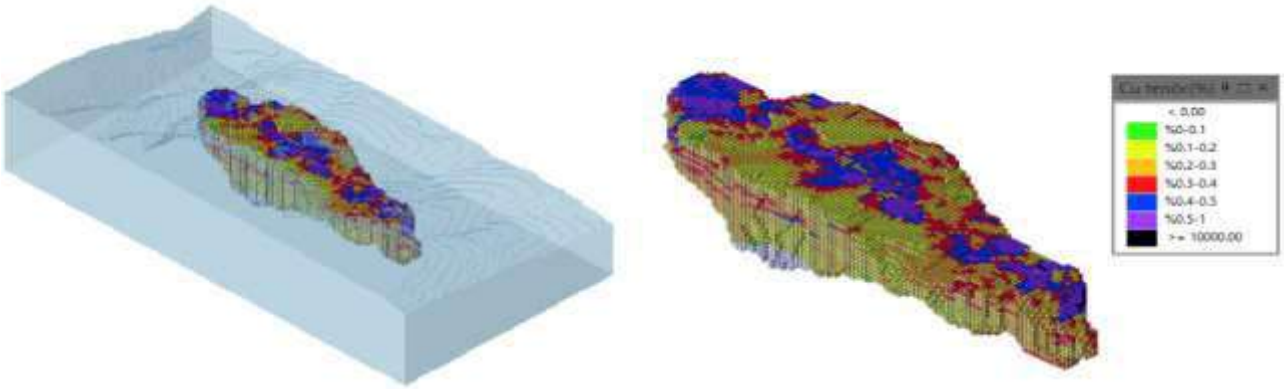
c_b : b bloğunun üretilmesi için harcanan kaynaklar

c, C : herhangi bir periyottaki minimum ve maksimum kaynak sınırı

y_{bt} : b bloğu üretilecekse 1, aksi halde 0 değerini alan değişken

Maden Yatağı ve Blok Model

Bu çalışmada sondaj logları ve laboratuvar analizleri mevcut olan bir bakır yatağına ait ve boyutları x:10m, y:10m, z:10m olan bloklar ile bölünmüş bir cevher blok modeli kullanılmıştır (Şekil 3.).



Şekil 3. Topoğrafya ve cevher blok modeli

Tenörleri ortaya konan blokların ekonomik değerleri, tesis geri kazanım ve cevher fiyatları göz önünde bulundurularak hesaplanmıştır. Ardından üretim kapasitesi, sınır-tenör, operasyonel ve fiziksel kısıtlamalar belirlenerek değişik senaryolara göre üretim planları simüle edilmiş ve optimum olanı belirlenmiştir.

Maden Yatağı İstatistiksel Analizi

Cevher yatağının tenörünün belirlenmesi için bir ara değer atama metodu olan krigging metodu kullanılmıştır. Bu metodun kullanılabilmesi için önce sondaj verileri arasında yöne bağlı bir ilişkinin olup olmadığı araştırılmış ve çok yönlü variogram elde edilmiştir. Bu kapsamda:

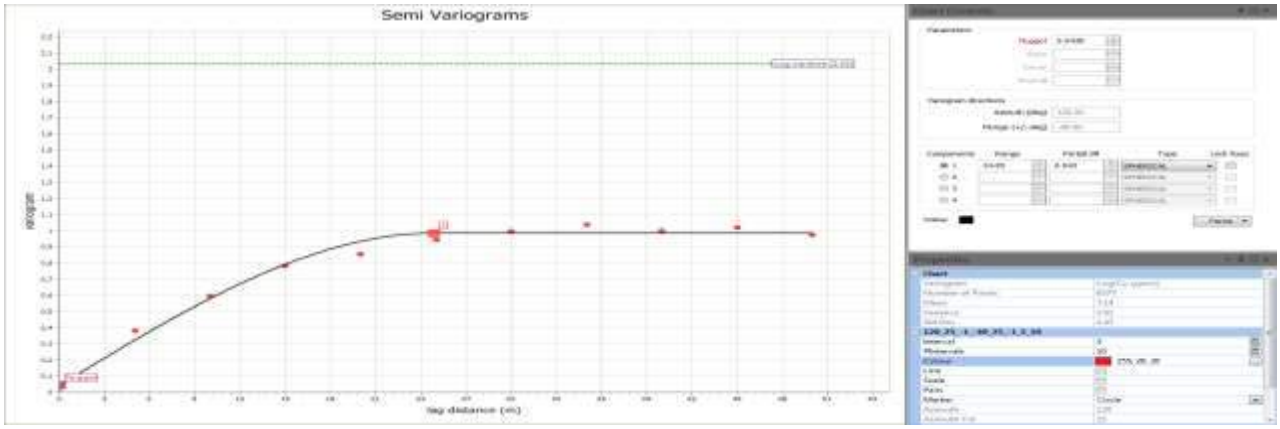
1. Sondaj verilerinin kompozit değerlerinin elde edilmesi
2. Düşey variogramın elde edilmesi
3. Her yönde variogramın elde edilmesi
4. Çok yönlü variogram analizi
5. Arama elipsoidinin boyutlarının tayin edilmesi

çalışmaları yapılmıştır.

Krigging işlemi için kullanılacak variogram modelindeki külçe etkisini belirlemek için bütün sondajların düşey doğrultudaki variogram modelleri çizdirilmiştir. Variogram eğrisi Şekil 4.'deki gibidir. Buna göre variogram eğrisinin y eksenini kestiği nokta, C_0=0,046, sondaj verilerinin külçe etkisini göstermektedir. Veriler arasındaki etkileşimin sınırını gösteren 50 m.'lik mesafe ise arama elipsoidinin düşey eksen uzunluğunu göstermektedir.

<u>Çok yönlü variogram analizi</u>

Sahada sondaj verileri arasında yöne bağlı ilişkinin en yüksek olduğu yönlerin belirlenmesi amacıyla çok yönlü variogram analizi yapılmıştır. Bu kapsamda xz ekseni -90 derece ile +90 derece arasında kalacak şekilde, xy ekseni ise 0 derece ile 180 derece arasında kalacak şekilde 10 ar derecelik dilimlere bölünerek variogram analizi yapılmıştır. Buna göre sondaj verileri arasındaki ilişkinin en yüksek olduğu doğrultu 120 derece doğrultusu, eğim ise 40 derecelik eğim olarak belirlenmiştir (Şekil 4.)



Şekil 4. Çok yönlü variogram modeli

Blokların Ekonomik Değerlerinin Hesaplanması

Gönderilecekleri rotasyona göre (zenginleştirme tesisi veya atık sahası) bir bloğun 2 ekonomik değeri olabilir. Bunlar tüvenan cevher blok değeri ve atık blok değeridir.

Tüvenan cevher blok değeri:

[Cu tonajı x Cu geri kazanım oranı x (Cu satış fiyatı –Cu satış maliyeti)] + [– [Blok tonajı x (Zenginleştirme maliyeti + Madencilik maliyeti)]
bağıntısından faydalanılarak hesaplanır.

Atık blok değeri:

[– Blok Tonajı x Madencilik maliyeti]
bağıntısından faydalanılarak hesaplanır.

Maden Yatağı Rezerv Hesabı ve Yıllık Üretim Miktarının Belirlenmesi

Elde edilen variogramdan faydalanılarak cevher bloklarına Krigging metodu ile tenör değerleri atanmıştır. Bu değerlere göre rezerv miktarı hesaplanmıştır. Buna göre ortalama tenörü % 0,27 olan toplam 103.138.000 ton jeolojik rezerv bulunmaktadır.

Yıllık üretim miktarının belirlenmesi

Bu kapsamda Taylor'ın ortaya atmış olduğu ve Amerika Birleşik Devletleri Madencilik Ofisi tarafından güncellenmiş olan (1) numaralı bağıntıdan faydalanılmıştır.

$$\text{Üretim } (ton/\text{gün}) = a * tonaj^{b} \quad (4)$$

Burada açık ocak bakır madenleri için (Singer ve Long, 2001);
a = 0,0236
b = 0,74 olarak alınmıştır.

Toplam tonaj, sınır tenörün % 0,3 olduğu değere göre belirlenerek 67.574.000 olarak belirlenmiştir. (4) Numaralı bağıntıya göre toplam üretim miktarı yılda 300 gün çalışılan bir ocak için 4.406.000 ton/yıl olarak bulunmuştur. Bu değer üretim planlaması simülasyonu sırasında 4.000.000 ton/yıl olarak kabul edilmiştir. SimSched yazılı ile üretim planlaması yapılırken uyulacak kısıtlamalar Çizelge 2.'de görülmektedir.

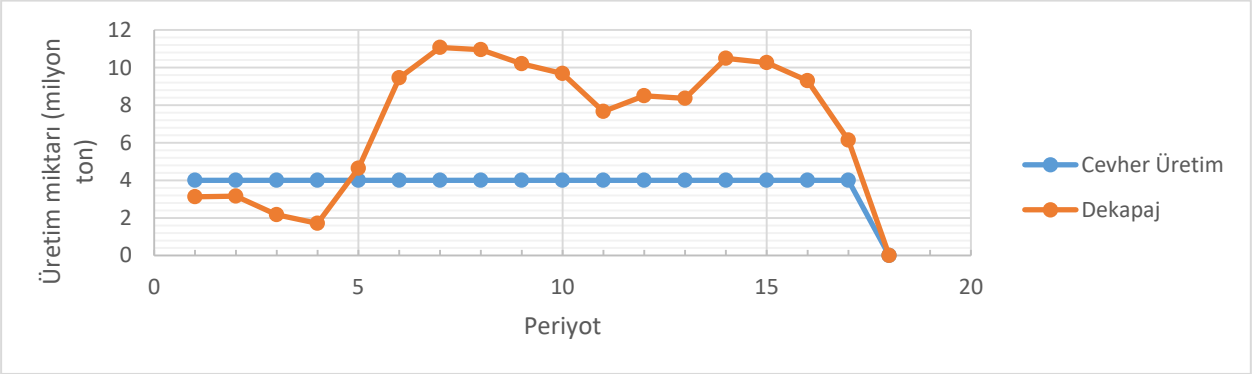
Çizelge 2. Simülasyon kısıtları

Simülasyon kısıtları	Kısıt değerler
Tesis geri kazanım oranı , Cu	0,85
Bakır satış fiyatı	6222$/ton
Bakır satış maliyeti	50$/ton
Zenginleştirme maliyetleri	7$/ton
Madencilik maliyetleri	1$/ton
Yıllık indirim oranı	%7/yıl
Madencilik genişliği	20m
Minimum taban genişliği	50m
Düşey ilerleme hızı (Tercih edilen/maksimum)	50m/60m
Sınır tenör	0,3%
Blok boyutları	X:10m, Y:10m, Z:10m
Yıllık üretim miktarı (Cevher)	4 000 000 ton

Çizelge 2.'de yer alan parametrelere göre ekonomik değerleri hesaplanan blokların SimSched isimli yazılım yardımı ile simüle edilmesi sonucu elde edilen sonuçlar şu şekildedir.

Periyotlara göre üretim miktarları

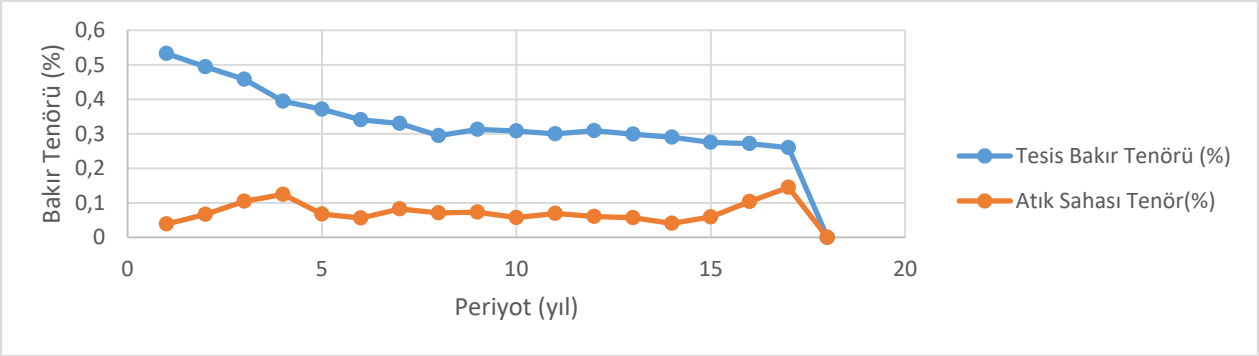
Yapılan simülasyon sonucunda periyotlara göre üretilecek cevher ve yapılacak dekapaj kazısı miktarları Şekil 5.'de görülmektedir. Buna göre yıllık 4 milyon tonluk üretim sınırının her periyotta sağlandığı görülmektedir fakat bu miktarın elde edilmesi için yapılması gereken dekapaj kazısı periyotlara göre değişkenlik gösermektedir.



Şekil 5. Periyotlara göre zenginleştirme tesisi ve atık sahasına gönderilecek malzeme miktarları

Periyotlara göre ortalama cevher tenörleri

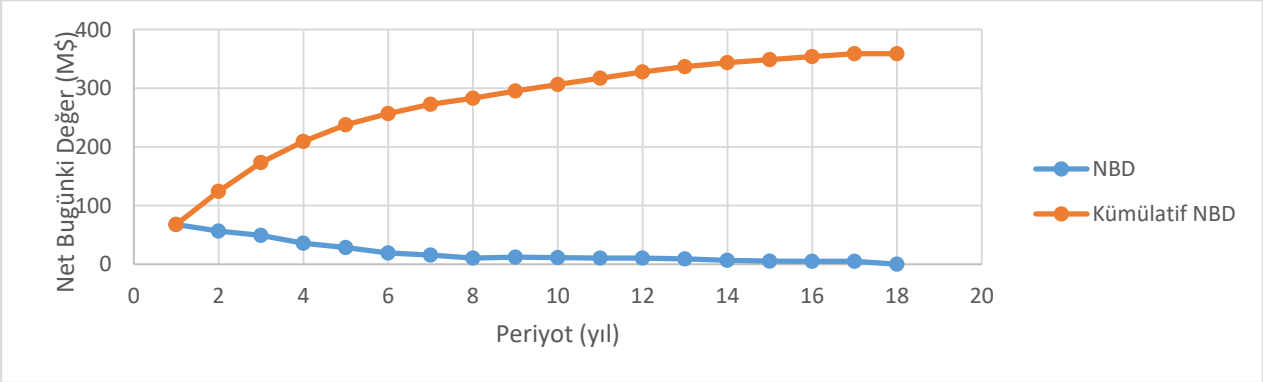
Periyotlara göre ortalama bakır tenörleri Şekil 6.'de görüldüğü gibidir. Buna göre zenginleştirme tesisine beslenecek cevherin sınır tenörü olan % 0,3'lük değerin son periyota kadar sağlandığı görülmektedir.



Şekil 6. Periyotlara göre ortalama cevher tenörleri

Periyotlara göre ve kümülatif Net Bugünki Değer

Yapılacak üretim ve dekapaj miktarına göre elde edilecek Net bugünki değerler Şekil 7.'de görüldüğü gibidir. Buna göre yüksek tenörlü cevherlerin üretimin erken zamanlarında üretilmesi ile NBD'in maksimizasyonu sağlanmıştır. Şekil 7.'de görüldüğü üzere bu bakır yatağının üretilmesi sonucu 17 yıl sonunda 358,9 M$'lık bir NBD elde edilmiştir.



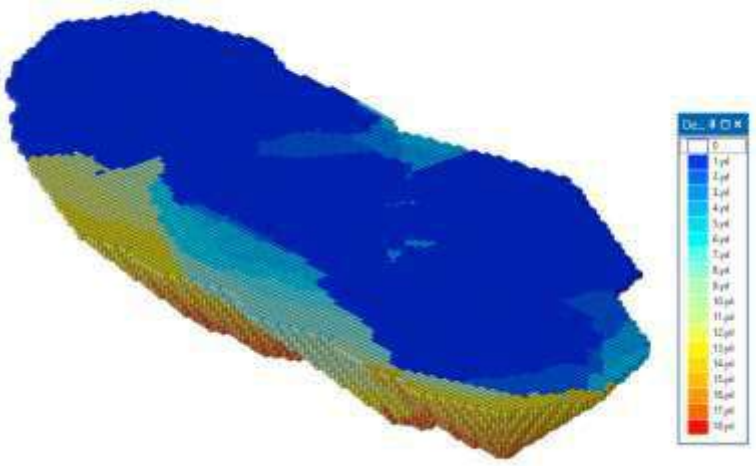
Şekil 7. Periyotlara göre ve Kümülatif Net Bugünki Değer

Yukarıdaki grafiklerde yeralan sonuçlar Çizelge 3. te görülmektedir.

Çizelge 3. Simülasyon sonuçları

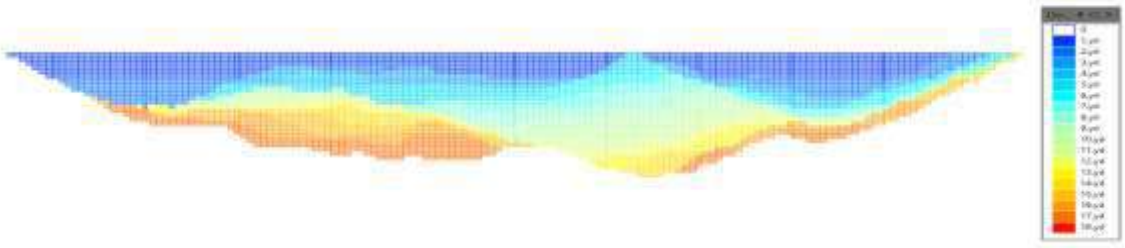
Periyotlar	Üretim Miktarı(Mton)	Dekapaj Miktarı (Mton)	Tüvenan tenör (%)	Atık tenör (%)	NBD(M$)	Kümülatif NBD(M$)
1.yıl	4	3.13	0.53	0.039	67.7	67.7
2.yıl	4	3.16	0.49	0.067	56.5	124.2
3.yıl	4	2.17	0.46	0.1	49.2	173.4
4.yıl	4	1.72	0.39	0.12	35.9	209.3
5.yıl	4	4.64	0.37	0.068	28.4	237.7
6.yıl	4	9.45	0.34	0.056	19.1	256.8
7.yıl	4	11.07	0.33	0.082	15.7	272.5
8.yıl	4	10.96	0.29	0.071	10.5	283
9.yıl	4	10.21	0.31	0.073	12.1	295.1
10.yıl	4	9.68	0.31	0.058	11.2	306.3
11.yıl	4	7.67	0.3	0.07	10.6	316.9
12.yıl	4	8.5	0.31	0.061	10.6	327.5
13.yıl	4	8.36	0.3	0.057	9	336.5
14.yıl	4	10.49	0.29	0.041	6.8	343.3
15.yıl	4	10.26	0.28	0.06	5.3	348.6
16.yıl	4	9.3	0.27	0.1	5.1	353.7
17.yıl	4	6.14	0.26	0.15	5.2	358.9

SimSched yazılımı ile üretilen sonuçlardan bir diğeride üretilecek blokların sırasını gösteren csv formatında bir dosyadır. Bu dosya, Micromine isimli yazılım yardımı ile görselleştirilmiş ve periyotlarına göre renklendirilmiştir (Şekil 8.)

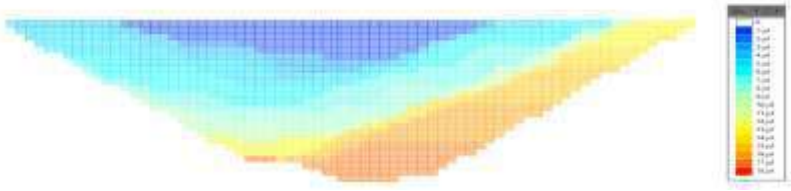


Şekil 8. Üretilecekleri periyotlara göre renklendirilmiş blok model

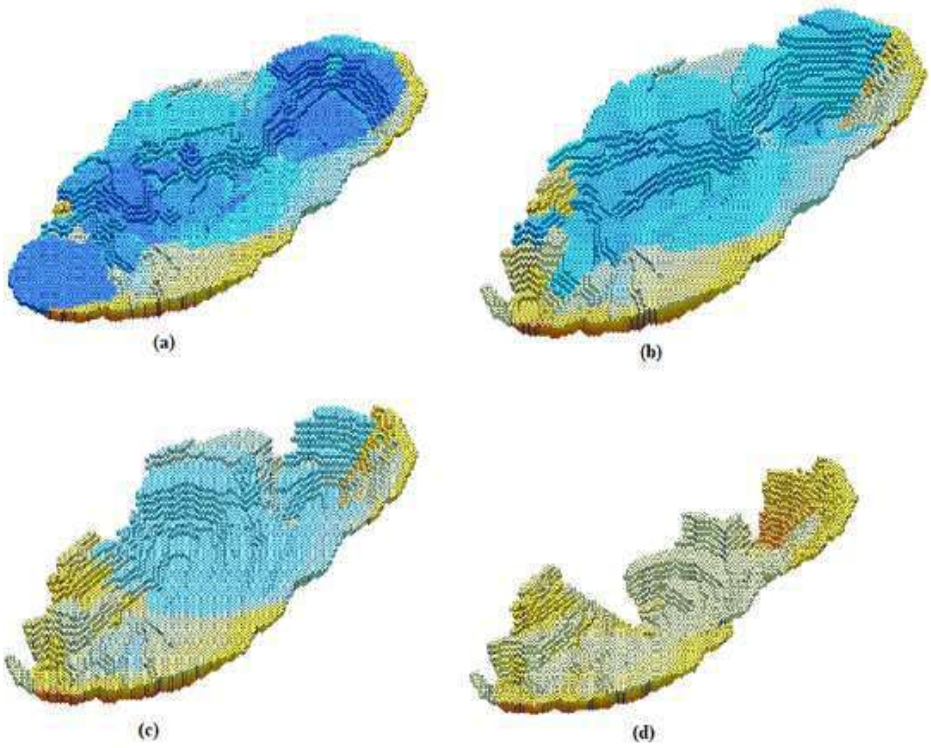
Uygun filtreler yardımı ile filtrelenerek periyotlar sonunda açık ocağın alacağı hali görmek mümkündür (Şekil 9.). Bu açık ocak modelleri açık ocak tasarım sürecinde kullanılarak planlamacıya büyük kolaylık sağlamaktadır.



Şekil 9. Doğu-Batı kesit görünümü (periyotlara göre renklendirilmiş)



Şekil 10. Kuzey-Güney kesit (periyotlara göre renklendirilmiş)



Şekil 11. **(a)** 1.yıl, **(b)** 3.yıl, **(c)** 6.yıl, **(d)** 10.yıl sonunda açık ocağın alacağı haller

SONUÇ ve ÖNERİLER

Direk Blok Planlaması alanında Johnson (1968)'den bu yana yapılan çalışmalar sayesinde maden planlaması problemine daha gerçekçi sonuçlar üretebilecek pek çok değişik algoritma ve yöntem ortaya atılmıştır. SimSched yazılımı, pek çok karar değişkeni ve kısıtlaması bulunan bu optimizasyon sürecinin büyük ölçekli maden ocaklarına uygulanması sırasında ortaya çıkabilecek olumsuzlukları bertaraf etmesi açısından önemli bir çalışmadır. Yazılımın bir uygulaması saçılımlı bir bakır yatağına uygulanmıştır. Alınan sonuçlar, diğer yöntemler ile kıyaslandığında daha yüksek NBD vermesi ve blokların üretim sıralaması planlamasının uygulanabilirliğinin daha iyi olması açısından üstünlük göstermektedir.

KAYNAKLAR

Akaike, A., & Dagdelen, K. (1999). A strategic production scheduling method for an open pit mine. Proceedings of the 28th Application of Computers and Operation Research in the Mineral Industry, 729-738.

Caccetta, L., Kelsey, P., & Giannini, L. (1998). Open pit mine production scheduling. In APCOM 98: Computer Applications in the Mineral Industries International Symposium (pp. 65-72).

Campos, P. H. A., Cabral, I. E., Ortiz, C. E. A., & Morales, N. (2018). Comparison between the application of the conventional mine planning and of the direct block scheduling on an open pit mine Project. REM-International Engineering Journal, 71(2), 269-274.

Dagdelen, K. (1986). Optimum open pit mine production scheduling by Lagrangian parameterization. Proc. of the 19th APCOM, 127-142.

Denby, B., & Schofield, D. (1994). Open-pit design and scheduling by use of genetic algorithms. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A. Mining Industry, 103.

Denby, B., Schofield, D., & Surme, T. (1998). Genetic algorithms for flexible scheduling of open pit operations. In Computer applications in the minerals industries. International symposium (pp. 605-616).

Elkington, T & Durham, R. (2011). Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization. Journal of Mining Science, 47. 177-190

Elevli, B. (1995). Open pit mine design and extraction sequencing by use of OR and AI concepts. International Journal of Surface Mining and Reclamation, 9(4), 149-453.

Erarslan, K., & Celebi, N. (2001). A simulative model for optimum open pit design. CIM bulletin, 94(1055), 59-68.

Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., & Newman, A. (2013). MineLib: a library of open pit mining problems. Annals of Operations Research, 206(1), 93-114.

Johnson, T. B. (1968).Optimum open pit mine production scheduling (No. ORC-68-11). California Univ Berkeley Operations Research Center.

Johnson, T. B. (1988). Application of the Max Flow algorithm to ultimate pit design. Engineering design: better results through operations research methods, 518-531.

Kumral, M. (2012). Production planning of mines: Optimisation of block sequencing and destination. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 26:2, 93-103.

Lerchs, H. (1965). Optimum design of open-pit mines.Trans CIM, 68, 17-24.

Newman, A. M., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A., & Eurek, K. (2010). A review of operations research in mine planning.Interfaces, 40(3), 222-245.

Osanloo, M., Gholamnejad, J., & Karimi, B. (2008). Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 22(1), 3-35.

Onur, A. H., & Dowd, P. (1993). Open-pit optimization- Part 2: Production scheduling and inclusion of roadways.Trans Inst Min Metall Sect A Min Ind., 102, 105-113.

Ramazan, S., Dagdelen, K., & Johnson, T. B. (2005). Fundamental tree algorithm in optimising production scheduling for open pit mine design. Mining Technology, 114(1), 45-54.

Roman, R. J. (1974). The role of time value of money in determining an open pit mining sequence and pit limits. In Proc. 12th Symp. Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry.

Tolwinski, B., & Golosinski, T. S. (1995). Long term open pit scheduler. Mine Planning and Equipment Selection 1995, 265.

Tolwinski, B. (1998). Scheduling production for open pit mines.27th Applications of Computers and Operations Research in Minerals Industries, 168-175.

Ota, R., Martinez T.,(2018). SimSched Direct Block Scheduler: A new practical algorithm for the open pit mine production scheduling problem.

Whittle, J. (1989). The facts and fallacies of open pit optimization.Whittle Programming Pty Ltd., North Balwyn, Victoria, Australia, 1-7.

ANKARA'DA ŞEHİR İÇİNDE YERLEŞİM YERLERİ YAKINLARINDA YAPILAN KONTROLLÜ PATLATMA ÇALIŞMALAR

CONTROLLED BLASTING STUDIES CLOSE TO RESIDENCES IN CITY OF ANKARA

G. G. Uyar[1*], H.İ. İşcen[2], B.C. Töngür[1], H. S. B. Efe[1]

[1]Hacettepe Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara*
[2]Kırlıoğlu Kimya San. ve Tic. A.Ş.
([*]Sorumlu yazar: gulsevuyar@hacettepe.edu.tr)

ÖZET

Bu çalışmada, TOKİ'nin İnşaat İşlerini yürüten bir firmanın Ankara'daki kazı faaliyetleri esnasında danışmanlık hizmeti verilen kontrollü patlatma tasarımları, bu tasarımların uygulanışı ve sonuçların değerlendirilmesi anlatılmıştır. Sahada 10-18 Mayıs 2017 tarihleri arasında, 2 adet pilot, 8 adet grup patlatmasından oluşan patlatmalı kazı faaliyetleri çevreye herhangi bir hasar vermeyecek biçimde tasarlanmış, gerçekleştirilmiş ve her patlatmadan kaynaklı titreşim ve hava şoku değerleri, yetkililerle birlikte karar verilen lokasyonlarda ölçülerek kayıt altına alınmıştır. Bu ölçümler, 5 adet sismografla yapılmıştır. 10-18 Mayıs 2017 tarihleri arasında gerçekleştirilen kontrollü patlatma çalışmaları ile kazı faaliyetleri verimli bir şekilde gerçekleştirilirken çevredeki yakın yerleşim birimleri (saha içerisindeki çok yakın mesafedeki bina (patlatma lokasyonlarına yaklaşık 35-100 m), inşaat sahası dışında 400-450 m mesafelerde bulunan üniversite, kolej, avm vb) herhangi bir titreşim, hava şoku ya da taş savrulması etkisine maruz bırakılmamıştır. Ölçüm sonuçları; ölçüm sonuçlarının değerlendirilmesinde kullanılan hasar kriter normları; patlatma kaynaklı sismik dalgalar hakkında ölçüm sonuçlarının değerlendirilmesinde kullanılan genel bilgiler, sahada yapılan çalışmalar, verilerin değerlendirilmesi ve yorumlanması, bildiride ayrıntıyla verilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Şehir içi patlatma, titreşim, sismometre, hava şoku

ABSTRACT

In this study, controlled blasting designs during the excavation activities of a company which carries out the construction works of TOKI, the application of these designs and evaluation of the results are explained. In the field between 10-18 May 2017, 2 pilot and 8 group explosion blasting activities were designed and carried out in such a way as to not cause any damage to the environment. These measurements were made by 5 seismographs. Blasting activities were carried out efficiently between 10-18 May 2017, and nearby structure like college, shopping mall etc. are not exposed to any vibration, air shock or rock drift. Results of the measurement; damage criteria used in the evaluation of measurement results; general information used in the evaluation of the measurement results about the blasting induced seismic waves, studies in the field, evaluation and interpretation of the data are given in detail in the paper.

Key words: Blasting in the city, vibration, seismometer, air blast

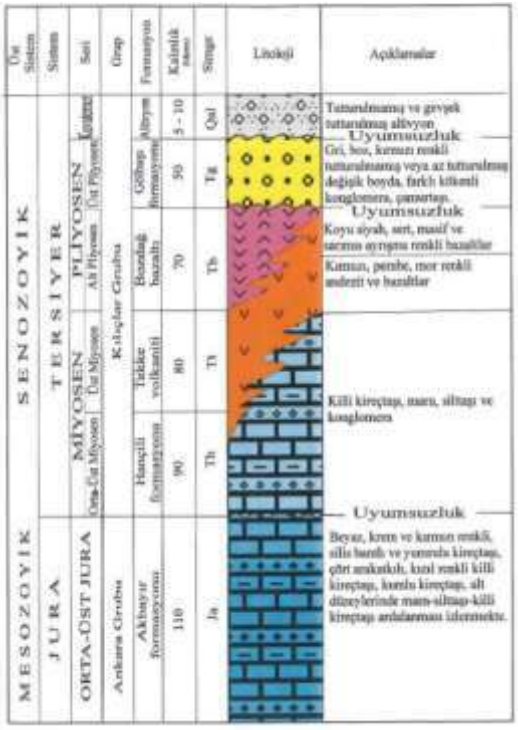
GİRİŞ

TOKİ inşaat işi temel kazısı faaliyetlerinde, mekanize kazıyı zorlaştıran sert formasyonları rahat, hızlı ve daha ekonomik kazabilmek amacıyla patlatmalı kazı faaliyetleri planlanmıştır. Ancak, inşaat sahasının içerisinde yakın mesafede bina bulunması, inşaat sahasının şehrin önemli üniversite, kolej, avm gibi lokasyonlarına yakın olması sebebiyle çevreye herhangi bir olumsuzluk yaratacak titreşim, taş

savrulması, hava şoku vermemek için, bu patlatmaların kontrollü bir biçimde yapılması gerekmektedir. Bu sebeple, 10-18 Mayıs 2017 tarihleri arasında 2 adet pilot, 8 adet grup patlatması yapılmış; bu patlatmalardan kaynaklanan titreşim ve hava şoku değerleri, belirlenen hedef lokasyonlarda kaydedilmişlerdir. Pilot patlatma yapılma sebebi, patlatma kaynaklı oluşan sismik dalgaların davranışını ve hedef olarak belirlenen lokasyonlara seyahat ederken geçtikleri güzergahtan nasıl etkilendiklerini anlayabilmek için dalga biçimlerini kaydetmektir. Böylelikle, pilot patlatma verileri kullanılarak grup patlatmalar modellenmiş; hedef noktalarda en az titreşim ve hava şoku yaratacak grup patlatma paterni ortaya konarak uygulanmıştır. Gerçekleştirilen grup patlatmalardan kaynaklanan ve hedef noktalarda ölçülen titreşim ve hava şoku değerleri, beklenildiği gibi model sonuçları ile uyumlu olup, hasar verme potansiyeli açısından Türk standartlarına göre belirlenen eşik değerlerinin altındadır.

ÇALIŞMA ALANI JEOLOJİSİ

Çalışma alanında, tabanda Jura yaşlı Ankara Grubu, bunun üzerinde uyumsuzlukla Tersiyer yaşlı Kılıçlar Grubu izlenmektedir. Ankara Grubu, Orta-Üst Jura yaşlı Akbayır formasyonu'ndan oluşmaktadır. Kılıçlar Grubu ise, Orta-Üst Miyosen yaşlı Hançili formasyonu, Üst Miyosen yaşlı Tekke volkaniti, Alt Pliyosen yaşlı Bozdağ bazaltı ve Üst Pliyosen yaşlı Gölbaşı formasyonu'ndan oluşmaktadır. Kuvaterner yaşlı Alüvyon en genç oluşum olup bütün birimleri uyumsuz olarak örtmektedir. İnceleme alanında 6 farklı formasyon ayırtlanmıştır (Şekil 1).



Şekil 1. İnceleme alanının genişletilmiş stratigrafik sütun kesiti (Şengöz, 2006).

Sahada Yapılan Kontrollü Patlatma Faaliyetleri ve Patlatma Kaynaklı Titreşim- Hava Şoku Ölçümleri

Patlatmalı kazı faaliyetlerinin yapılacağı sahaya yakın yerleşim yerleri Şekil 2'de görülmektedir. Bu yerleşim yerlerinden patlatma kaynaklı titreşim ve hava şokunun ölçüleceği yerler olarak i) saha içerisindeki bina yanı, ii) Özel Üniversitesi girişi, iii) Ticari bir alan, iv) Özel Kolej bahçesi seçilmiştir. 5 adet sismograf (iki tanesi bina önü ve arkasına, diğer 3 adeti saha dışı yerleşkelere) hedef olarak belirlenen lokasyonlara yerleştirilmiş ve kayıt durumuna getirilerek patlatma ile birlikte kayıt almaları sağlanmıştır.

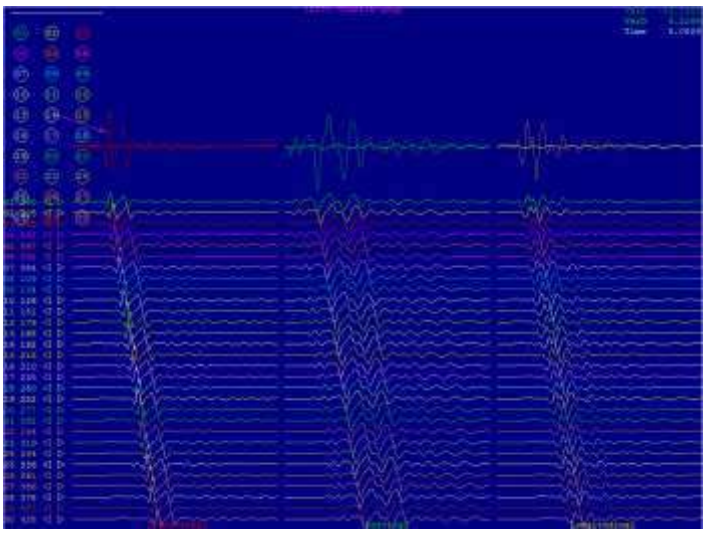
Patlatmalı kazı çalışmaları 10-18 Mayıs 2017 tarihleri arasında gerçekleşmiştir. Patlatmalarda deliklerin nasıl gruplanacağı, delikler arasına verilecek en uygun gecikmelerin seçimi için pilot patlatmalar yapılmış; sismik dalga yayılım mekanizmasına göre modellemeler gerçekleştirilmiştir. Şekil 2'de pilot patlatmalar ve titreşimlerin ölçüm yerleri gösterilmektedir.

Delik şarjlarının ve deliklerin gruplandırılarak aralarına uygun gecikmelerin verilmesi, patlatmadan oluşacak titreşim ve hava şokunun çevreye zarar vermeyecek seviyede tutulması için yapılacak ilk pilot patlatmaların değerlendirilerek modellenmesiyle belirlenmiştir. Bu modelleme çalışmasında "yüzey dalgalarının uygun gecikmelerle söndürülmesi" yöntemi ve bu yöntemle geliştirilen yazılımı kullanılmıştır (Aldaş Uyar ve Ecevitoğlu, 2007;2008).

Deliklerde elektriksiz ateşleme sistemi kullanılmıştır. Her delikte delik içi 500 milisaniye gecikmeli kapsüller, yüzey bağlantılarda ise 25, 42 milisaniye gecikmeli elektriksiz yüzey kapsüller kullanılmıştır. Patlatmada tüm delikler milisaniye aralıklarla tek, tek patlamıştır. Böylece, deliklere verilen uygun gecikmelerle, sismik dalgaların yol boyunca birbirlerini söndürmeleri sağlanmıştır.

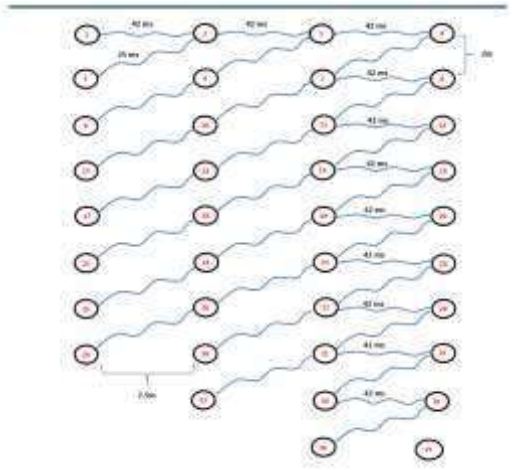
Şekil 2. Pilot patlatmalar ve titreşim ölçüm yerleri

Pilot patlatmadan alınan sismik kayıtlar Seisblast yazılımı ile modellenmiş ve titreşimleri en aza indirebilmek için deliklerin nasıl gruplandırılacağı, delikler ve sıralar arasına hangi gecikmelerin verileceği model sonuçlarına göre bulunmuştur. Şekil 3, bu değerlendirme ekranından bir görüntüyü göstermektedir.

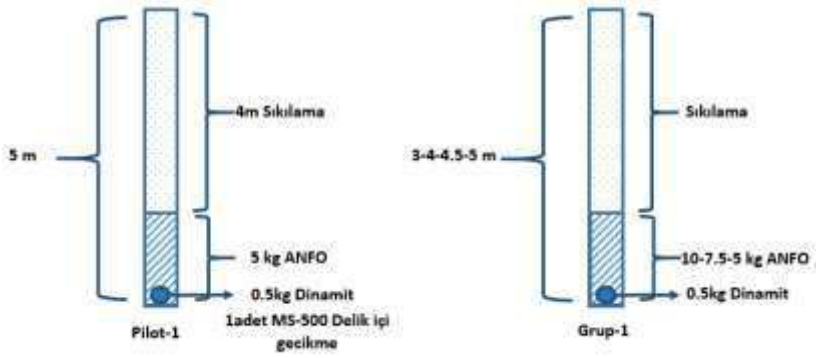


Şekil 3. Pilot patlatma sinyalinden grup patlatma modellemesi

Şekil 3, Pilot patlatmadan kaynaklanan sismik dalganın sismograftan ölçülen kaydı ile grup patlatma modellemesini göstermektedir. Şekildeki üç bileşendeki sinyaller kırmızı (yanal), yeşil (düşey), sarı (boyuna) renklerde ortada görülmektedir. Her bileşende aslında iki renk vardır, koyu renk, patlatma deliklerinin hepsi aynı anda atılsa, o milisaniyedeki ortaya çıkacak toplam genliği, açık renk ise, gecikme uygulandığında düşen genliği göstermektedir. Sol yukarda patlatma delikleri görülmektedir. Şekilde, aşağıdaki sinyaller, her deliğe gecikme uygulandıkça değişen dalga biçimleridir. Şekillerde delikler birer birer, delikler arasına 25 ms, sıralar arasına 42 ms gecikme verecek şekilde atılacak biçimde modellenmiştir. Bu durumda titreşim genliklerinin ne kadar azaldığı, üç bileşende de görülmektedir. Özetle, Şekil 3'de, delikler arasına 25ms, sıralar arasına 42ms yüzey gecikmesi verilerek deliklerin Şekil 4'deki gibi gruplandırılmaları halinde patlatma kaynaklı oluşacak ve yapılarda titreşime sebep verecek sismik dalgaların üç bileşende (yanal, düşey, boyuna) en aza indirilebileceği modellenmiştir. Şekil 5 ise pilot ve grup patlatmalarında deliklerin dolduruluşunu göstermektedir.

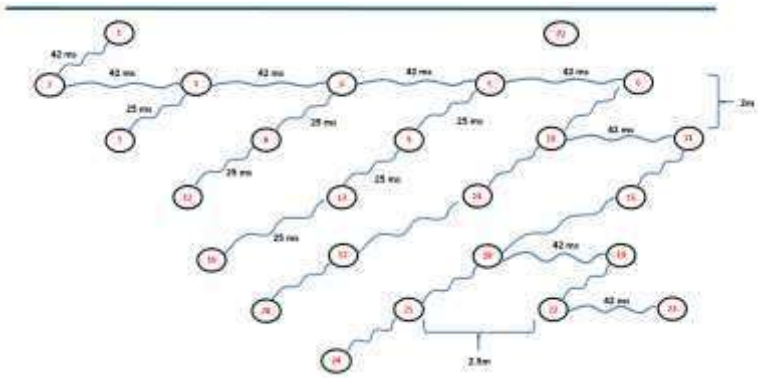


Şekil 4. Modelleme sonuçlarına göre deliklerin gruplandırılması (Grup-1)

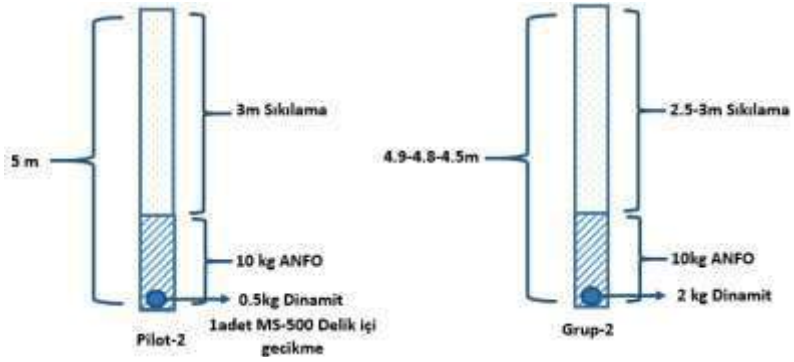


Şekil 5. Pilot ve grup deliklerin dolduruluşu

1.Pilot patlatma sinyaline göre 38 delikli grup patlatma modellenmiş ve öğleden sonra atım gerçekleştirilmiştir. Sabah saatlerinde 2. Pilot patlatma da yapılmış ve bu patlatmadan alınan verilere göre öğleden sonraki 2. Grup patlatma modellenmiş ve atım gerçekleştirilmiştir. Şekil 6 ve 7, sırasıyla, 24 delikli 2. Grup patlatma düzenini ve deliklerin dolduruluşunu göstermektedir.

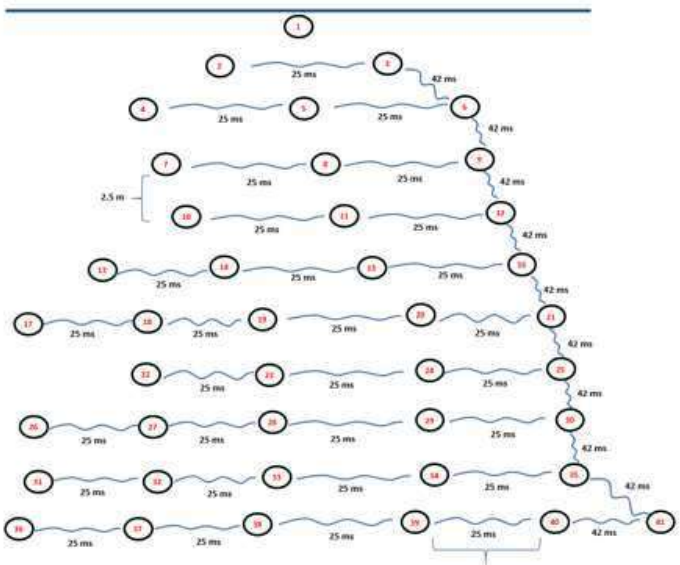


Şekil 6. Modelleme sonuçlarına göre deliklerin gruplandırılması (Grup-2)

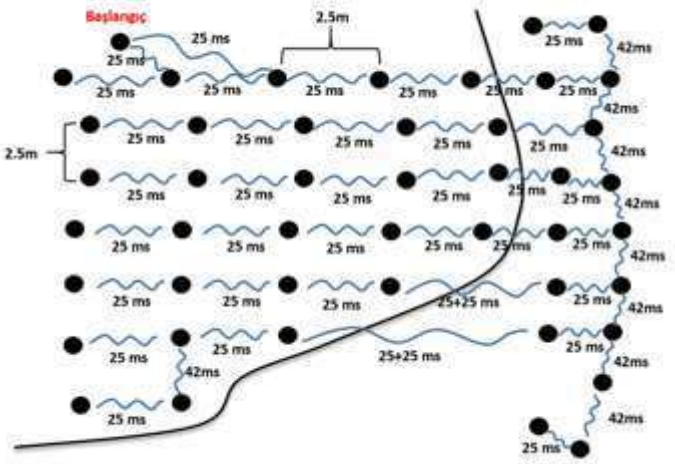


Şekil 7. Pilot ve grup deliklerin doldurulusu

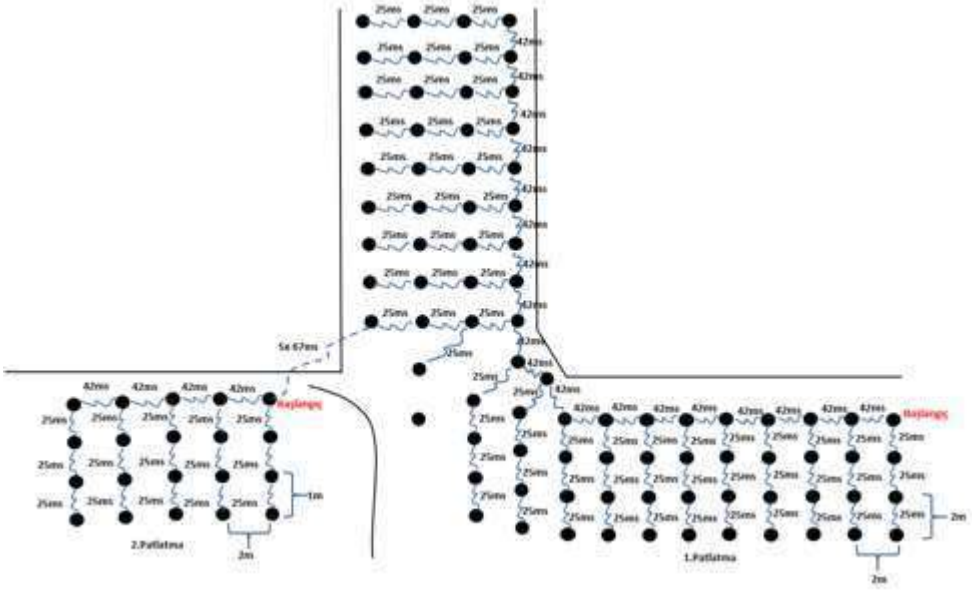
11-18 Mayıs arasında yapılan grup patlatmaları, 10 Mayıs'ta yapılan pilot patlatmalardan elde edilen sismik dalga modellemeleri doğrultusunda yapılmıştır. Aşağıdaki Şekil 8, 9, 10 ve 11'de sırasıyla 11, 12, 17 ve 18 Mayıs tarihlerinde yapılan grup patlatma geometrileri gösterilmektedir.



Şekil 8. 11 Mayıs tarihli grup patlatma geometrisi

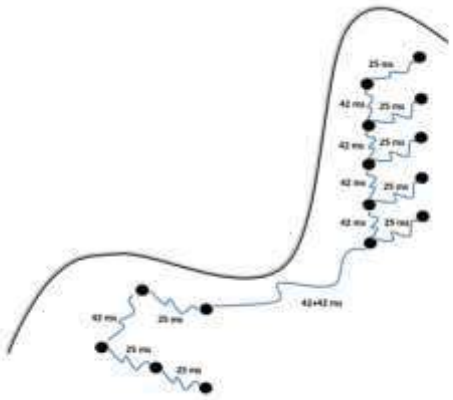


Şekil 9. 12 Mayıs tarihli grup patlatma geometrisi



Şekil 10. 17 Mayıs tarihli grup patlatma geometrisi

Çizelge 1'de, 10-18 Mayıs arasında yapılan pilot ve grup patlatma paternleri ve ölçülen titreşim ve hava şoku değerleri toplu halde tekrar verilmiştir.



Şekil 11. 18 Mayıs tarihli grup patlatma geometrisi

Çizelge 1. 10-18 Mayıs arasında yapılan pilot ve grup patlatma paternleri ve ölçülen titreşim ve hava şoku değerleri

Atım #	Tarih	Cihaz	H (m)	Delik Say.	Q (kg)	T (kg)	I (ms)	R (m)	Yanal bileşen (mm/s)	Düşey bileşen (mm/s)	Boyuna bileşen (mm/s)	Vektörel toplam (mm/s)	Frekans (Hz)	Hava Şoku (dB)
Pilot 1		14465	5	1	5.5	5.5	-	38	9.08	12.02	11.75	13.45	40	125
		Micro	5	1	5.5	5.5	-	63	-	-	-	-	-	-
Pilot 2		14465	5	1	10.5	10.5	-	115	3.302	3.81	2.921	4.932	35	124.8
		Micro	5	1	10.5	10.5	-	140	-	-	-	-	-	-
Grup1	5/10/17	12269	4	36	8	320	25-42	465	0.254	0.508	0.254	0.508	11.75	108
		12270	4	36	8	320	25-42	420	0.762	0.889	0.889	1.04	11	116.3
		13638	4	36	8	320	25-42	450	0.508	0.381	0.508	0.596	6.75	110.6
		14465	4	36	8	320	25-42	40	15	18	18	21	40	129.7
		Micro	4	36	8	320	25-42	65	14.22	10.49	10.71	15.95	22	120.1
Grup 2		12269	4.5	24	12	310	25-42	510	0.254	0.508	0.254	0.524	22	102
		12270	4.5	24	12	310	25-42	405	0.381	0.762	0.508	0.783	10	110.9
		13638	4.5	24	12	310	25-42	485	-	-	-	-	-	-
		14465	4.5	24	12	310	25-42	105	7.493	4.445	5.842	7.974	21	128.3
		Micro	4.5	24	12	310	25-42	130	2.822	3.507	1.955	3.873	16	111.2
Grup	5/11/17	12269	7	41	15	971	25-42	475	0.508	0.635	0.508	0.783	9	113.8
		12270	7	41	15	971	25-42	408	1.27	1.524	1.27	1.529	13.81	109.9
		13638	7	41	15	971	25-42	456	0.635	0.381	0.762	0.803	8.875	116.9
		14465	7	41	15	971	25-42	75	13.03	11.68	11.05	14.18	30	135.9
		Micro	7	41	15	971	25-42	100	7.503	6.723	5.651	10.02	12.5	-
Grup	5/12/17	12269	6.2	44	17	823	25-42	485	0.381	0.381	0.508	0.582	9.5	<88
		12270	6.2	44	17	823	25-42	395	0.635	0.889	0.762	1.032	9.375	113.5
		13638	6.2	44	17	823	25-42	472	0.635	0.381	0.762	0.925	9	117.8
		14465	6.2	44	17	823	25-42	91	9.779	8.128	8.382	13.68	30.25	129.5
		Micro	6.2	44	17	823	25-42	120	4.24	5.643	5.738	6.63	9.875	-
Grup1 + Grup2	5/17/17	12269	3	108	5.5	580	25-42-67	30	7.366	9.398	12.51	10.62	73.63	131.8
		14465	3	108	5.5	580	25-42-67	100	6.477	5.461	5.842	7.567	26.88	123.9

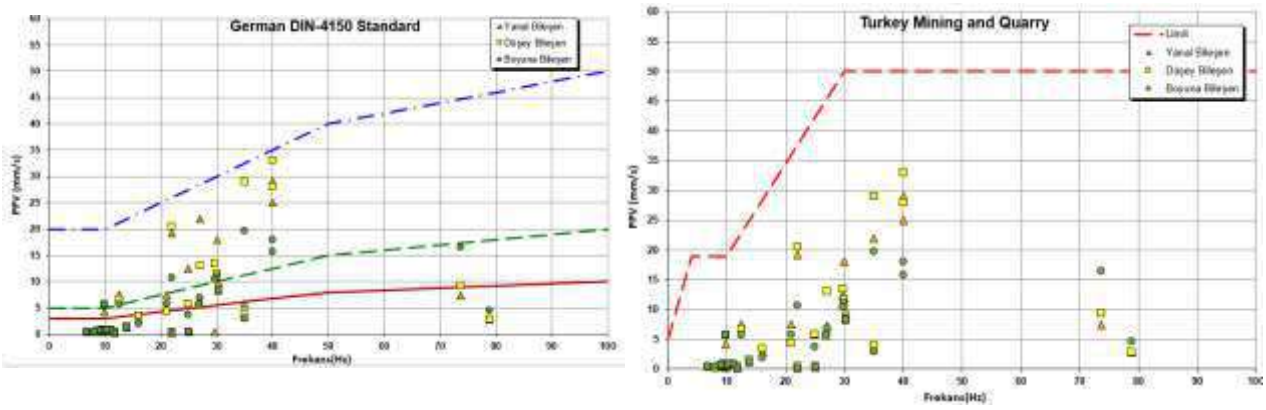
		Micro	3	108	5.5	580	25-42-67	85	2.79	2.861	4.603	4.99	78.81	-

Çizelge 1 (devam ediyor). 10-18 Mayıs arasında yapılan pilot ve grup patlatma paternleri ve ölçülen titreşim ve hava şoku değerleri

		12269	5-6 ve 1.5-2.5	56	11	634	25-42	478	0.381	0.508	0.381	0.568	25	109.9
		12270	5-6 ve 1.5-2.5	56	11	634	25-42	385	0.762	0.889	0.889	0.925	10.25	109
Grup1	5/18/17	13638	5-6 ve 1.5-2.5	56	11	634	25-42	467	0.381	0.254	0.508	0.554	8	109.9
		14465	5-6 ve 1.5-2.5	56	11	634	25-42	97	12.45	13.46	10.41	14.08	29.63	123.3
		Micro	5-6 ve 1.5-2.5	56	11	634	25-42	123	5.817	5.825	3.728	6.216	24.88	-
		12269	5-6	15	7	105	25-42	457	-	-	-	-	-	-
		12270	5-6	15	7	105	25-42	426	-	-	-	-	-	-
Grup2	5/18/17	13638	5-6	15	7	105	25-42	424	-	-	-	-	-	-
		14465	5-6	15	7	105	25-42	40	21.97	20	19.68	21	35	128.3
		Micro	5-6	15	7	105	25-42	65	7.228	12.98	6.889	13.93	27	-

H: Delik boyu, Q: Gecikme başına düşen patlayıcı miktarı, R: Patlatma-ölçüm yeri arası mesafe,
A: delik adeti, D: delik çapı, T: toplam patlayıcı miktarı, F: etken frekans, I: gecikme aralıkları (ilk değer delikler arası, ikinci değer sıralar arası)

Şekil 12' de, 2 pilot, 8 grup patlatmasından kaynaklı 37 titreşim verisini Alman ve Türk titreşim değerlendirme skalasına göre göstermektedir. Her iki değerlendirme skalası da ,titreşimleri parçacık hızı olarak frekansa bağlı değerlendirmektedir. Düşük frekanslar, yüzey dalgalarının sahip olduğu ve yapıları rezonansa sokabilen frekanslar olduğu için, titreşim değerlerinde izin verilebilen genliklerin düşük olmasına sebebiyet verir. Patlatmadan kaynaklı dalgaların frekansı yükseldikçe, izin verilen titreşim değerleri de artmaktadır. Alman skalasında 3 değişik renkte eğri vardır. Bunlardan kırmızı olan çok zayıf yapıda, tarihi eser sayılabilecek yapılar için değerlendirme, yeşil eğri normal sağlamlıkta binalar için, mavi eğri ise daha çok endüstriyel yapılar, betonarme sağlam yapılar için kullanılmaktadır. Türk skalasında ise frekansa bağlı olarak izin verilen titreşim değerlerinin değiştiği tek bir eğri vardır. Bu çalışmada her iki skalaya göre veriler değerlendirilmiştir. Alman skalasında mavi eğri esas alınmıştır. Saha dışındaki, patlatmaya 400-450 m uzaklıktaki yerleşim yerlerindeki sismograflarda ölçülen titreşim değerleri 0.5-1.2 mm/s civarlarında olup frekans değerleri de 15-25 Hz aralığındadır. Bu değerler, hasar verme potansiyeli açısından her iki standarta göre de bu frekanslarda izin verilen titreşim değerlerinin (20-25mm/s) çok çok altında olup, herhangi bir titreşim problemi yaratılmadığını göstermektedir. Saha içerisindeki sismograflar ise binanın yanında ve bazı patlatmalara çok yakın mesafededir (38-40m). Bu sebeple ölçülen titreşim değerleri 20-29 mm/s aralığında olmakla birlikte, frekanslar çok yüksek olduğu için (40Hz civarı), skalalarda yine güvenli tarafta kalınmasına sebep olmaktadır. Ayrıca, bu patlatmalar periyodik olarak tekrarlanmadıkları için, binaya herhangi bir hasar oluşturacak titreşimler verilmemiştir.



Şekil 12. Tüm patlatma kaynaklı titreşim verilerinin Alman ve Türk skalasına göre değerlendirilmesi (ÇGYDD, 2005; DIN4150, 1999)

Şekil 12' de, 2 pilot, 8 grup patlatmasından kaynaklı 37 titreşim verisini Alman ve Türk titreşim değerlendirme skalasına göre göstermektedir. Her iki değerlendirme skalası da ,titreşimleri parçacık hızı olarak frekansa bağlı değerlendirmektedir. Düşük frekanslar, yüzey dalgalarının sahip olduğu ve yapıları rezonansa sokabilen frekanslar olduğu için, titreşim değerlerinde izin verilebilen genliklerin düşük olmasına sebebiyet verir. Patlatmadan kaynaklı dalgaların frekansı yükseldikçe, izin verilen titreşim değerleri de artmaktadır. Alman skalasında 3 değişik renkte eğri vardır. Bunlardan kırmızı olan çok zayıf yapıda, tarihi eser sayılabilecek yapılar için değerlendirme, yeşil eğri normal sağlamlıkta binalar için, mavi eğri ise daha çok endüstriyel yapılar, betonarme sağlam yapılar için kullanılmaktadır. Türk skalasında ise frekansa bağlı olarak izin verilen titreşim değerlerinin değiştiği tek bir eğri vardır. Bu çalışmada her iki skalaya göre veriler değerlendirilmiştir. Alman skalasında mavi eğri esas alınmıştır. Saha dışındaki, patlatmaya 400-450 m uzaklıktaki yerleşim yerlerindeki sismograflarda ölçülen titreşim değerleri 0.5-1.2 mm/s civarlarında olup frekans değerleri de 15-25 Hz aralığındadır. Bu değerler, hasar verme potansiyeli açısından her iki standarta göre de bu frekanslarda izin verilen titreşim değerlerinin (20-25mm/s) çok çok altında olup, herhangi bir titreşim problemi yaratılmadığını göstermektedir. Saha içerisindeki sismograflar ise binanın yanında ve bazı patlatmalara çok yakın mesafededir (38-40m). Bu sebeple ölçülen titreşim değerleri 20-29 mm/s aralığında olmakla birlikte, frekanslar çok yüksek olduğu için (40Hz civarı), skalalarda yine güvenli tarafta kalınmasına sebep olmaktadır. Ayrıca, bu patlatmalar periyodik olarak tekrarlanmadıkları için, binaya herhangi bir hasar oluşturacak titreşimler verilmemiştir.

Patlatmalardan kaynaklanan hava şoku (gürültü) değerleri, 88-135 db aralığında olup ortalama 120 db civarındadır. 133db ve üzeri hava şoku, camlarda kırılma ve insanlar üzerinde korkuya sebep olmaktadır. Patlatmalarda sadece yakın mesafedeki (75m) cihazda hava şoku sadece bir defa 135.9 db ölçülmüştür. Diğer patlatmalarda, gerek saha içindeki bina yakınındaki cihazlarda gerekse saha dışındaki sismograflarda hava şoku çevre yapılar ve insanlar üzerinde herhangi bir olumsuz durum yaratmayacak değerler aralığında ölçülmüştür.

SONUÇLAR

10 Mayıs-18 Mayıs 2017 tarihleri arasında şehir içi patlatmalı kazı faaliyetlerinin çevreye herhangi bir olumsuzluk vermemesi amaçlı kontrollü patlatma tasarımlarının yapılması çalışmaları başarıyla tamamlanmıştır.

Patlatma tasarımlarını yapabilmek için önce 2 adet tek delik patlatmasından oluşan pilot patlatma yapılmış, sonra da pilot patlatmalardan alınan sismik sinyallerin yardımıyla grup patlatmaları modellenmiş ve belirtilen tarihler arasında model sonuçları doğrultusunda 8 adet grup patlatması

yapılarak temel kazısı faaliyetlerinin patlayıcı ile yapılacak kısımları tamamlanmıştır. Patlatmalar yapılırken, patlayıcıların sahaya girişinden deliklerin dolduruluşuna ve patlatma operasyonlarının tamamlanmasına kadar hem saha içinde hem de saha dışında gerekli güvenlik önlemleri üst düzeyde alınmıştır. Patlatma çalışmaları hem temel kazısı işini kolaylaştıracak şekilde verimli hem de çevreye herhangi bir titreşim, hava şoku, taş savrulması şeklinde olumsuz bir durum yaratmayacak şekilde güvenli ve kontrollü gerçekleştirilmiştir.

Grup patlatmalarının çevreye en az titreşim verecek şekilde modellenebilmesi için yapılan pilot patlatmalardan alınan sismik kayıtlar, "Patlatma kaynaklı titreşimlerin en aza indirilmesini sağlayan yöntem" ile modellenmiştir. Yöntem kapsamında geliştirilen yazılım, Seisblast, kullanılarak, grup patlatmalarında patlatma deliklerinin nasıl gruplandırılacağı, delikler ve sıralar arasına verilecek yüzey gecikmelerinin ne olacağı belirlenmiştir. Deliklerin model sonuçlarına göre nasıl gruplandırıldığını gösteren grup patlatma paternleri verilmiştir. Grup patlatmalarında delikler arasında 25 ms, sıralar arasında 42 ms yüzey gecikmesi, delik içi 500 ms gecikme kullanılması, model sonuçlarına göre de uygun bulunmuştur.

Patlatma kaynaklı titreşim ve hava şoku ölçümleri 4 adet Instantel minimate ve 1 adet Instantel Micromate marka sismograf ile gerçekleştirilmiştir. Bu sismograflar yanal, düşey, boyuna bileşende titreşim kaydı alan jeofon ve hava şoku kaydı alabilen mikrofondan oluşmaktadır. Sismograflardan iki adeti (Google haritalarında 14465 ve micro olarak isimlendirildi) saha içinde, patlatma çalışmalarına çok yakın mesafede bulunan betonarme binanın hemen yanı ve arkasına konmuştur. Diğer 3 adet sismograf da, 10-18 Mayıs arasındaki tüm patlatmalarda, yakınlardaki üniversite, okul, avm yanına konmuştur.

10-18 Mayıs arasında yapılan pilot ve grup patlatma paternleri ve ölçülen titreşim ve hava şoku değerleri toplu halde bildiri içinde hem çizelge, hem de Türk ve Alman standartlarına göre değerlendirme yapılan şekillerde verilmiştir. Her iki değerlendirme skalası da ,titreşimleri parçacık hızı olarak frekansa bağlı değerlendirmektedir. Bu çalışmada her iki skalaya göre veriler değerlendirilmiştir. Alman skalasında mavi eğri esas alınmıştır. Saha dışındaki, patlatmaya 400-450 m uzaklıktaki yerleşim yerlerindeki sismograflarda ölçülen titreşim değerleri 0.5-1.2 mm/s civarlarında olup frekans değerleri de 15-25 Hz aralığındadır. Bu değerler, hasar verme potansiyeli açısından her iki standarta göre de bu frekanslarda izin verilen titreşim değerlerinin (20-25mm/s) çok çok altında olup, herhangi bir titreşim problemi yaratılmadığını göstermektedir. Saha içerisindeki sismograflar ise binanın yanında ve bazı patlatmalara çok yakın mesafededir (38-40 m). Bu sebeple ölçülen titreşim değerleri 20-23 mm/s aralığında olmakla birlikte, frekanslar çok yüksek olduğu için (40Hz civarı), skalalarda yine güvenli tarafta kalınmasına sebep olmaktadır. Ayrıca, bu patlatmalar periyodik olarak tekrarlanmadıkları için, binaya herhangi bir hasar oluşturacak titreşimler verilmemiştir.

Patlatmalardan kaynaklanan hava şoku (gürültü) değerleri, 88-135 db aralığında olup ortalama 120 db civarındadır. 133db ve üzeri hava şoku, camlarda kırılma ve insanlar üzerinde korkuya sebep olmaktadır. Patlatmalarda sadece yakın mesafedeki (75m) cihazda hava şoku sadece bir defa 135.9 db ölçülmüştür. Diğer patlatmalarda, gerek saha içindeki bina yakınındaki cihazlarda gerekse saha dışındaki sismograflarda hava şoku çevre yapılar ve insanlar üzerinde herhangi bir olumsuz durum yaratmayacak değerler aralığında ölçülmüştür.

10-18 Mayıs 2017 tarihleri arasında yapılan patlatmalı kazı çalışmaları, çevreye herhangi bir titreşim, hava şoku, taş savrulması gibi olumsuz etken yaratmayacak biçimde, temel kazısı işlerini kolaylaştırarak tamamlanmıştır.

Kaynaklar

Aldaş, Güzin Gülsev Uyar; Ecevitoğlu, Galip Berkan, " Patlatma kaynaklı titreşimlerin en aza indirilmesini sağlayan yöntem" TPE. 2007/03459)

Aldas, G.G.U , Ecevitoğlu B., 2008, “Waveform analysis in mitigation of blast_ induced vibrations”, *Journal of Applied Geophysics*. Vol.66, p. 25-30.

ÇGYDD, 2005, “2002/49/EC sayılı Çevresel Gürültünün Yönetimi ve Değerlendirilmesi Direktifine paralel olarak hazırlanmış olan bir yönetmelik”.

DIN 4150-3. Structural vibration-Effects of vibration on structures. http://webstore.ansi.org/; 1999.

Şengöz T., 2006. “Bağlıca ve Çayyolu köyleri (Ankara) civarının jeolojisi”. Selçuk Üniversitesi Mühendislik Mimarlik Fakültesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü, Uygulama

ANKARA-İSTANBUL YÜKSEK HIZLI TREN PROJESİ, T13 TÜNELİ FAY ZONUNDA KARŞILAŞILAN SORUNLAR VE ÇÖZÜM ÖNERİLERİ

ANKARA-ISTANBUL HIGH SPEED RAILWAY PROJECT, THE PROBLEMS ENCOUNTERED AT T13 TUNNEL FAULT ZONE AND SOLUTION SUGGESTIONS

E. B. Aygar [1,] *, C. Gökçeoğlu [2]

[1]*Fugro Sial Yerbilimleri Müşavirlik ve Mühendislik Ltd. Şti.*
*(*Sorumlu yazar: e.aygar@fugro.com)*
[2]*Hacettepe Üniversitesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü*

ÖZET

Ankara İstanbul Yüksel Hızlı Tren Projesi kapsamında, Köseköy-Vezirhan kesiminde yer alan ve tünel kazısı tamamlanmış olan T13 tünelinde fay geçişi sırasında, yaklaşık 93 m'lik bir bölümde 60 cm ye varan deformasyonlar oluşmuş ve tünel stabilitesi bozularak, kesiti tamamen planlanan sınırın içerisine girmiştir. Bu aşamada ise tünelde destek sistemlerinde revizyona ihtiyaç duyulmuştur. Bu amaçla tünel aynasından alınan zemin örneklerinden mukavemet testleri yapılarak zemin parametreleri belirlenmiştir. Belirlenen yeni parametrelere göre destek sistemlerinde ve taban kesiminde revizyonlar yapılmıştır. Bu çalışma kapsamında, yapılan numerik analizler anlatılarak belirlenen destek sistemleri ile tünelde uygulama aşamaları gösterilecektir.

Anahtar Sözcükler: Tünel, yüksek hızlı tren, T13 tüneli, fay zonu

ABSTRACT

T13 tunnel excavation was completed in the scope of Ankara-İstanbul High Speed Railway Project and is located in the Köseköy-Vezirhan Section. Deformations up to 60 cm were formed in 93 m section of T13 tunnel fault crossing zone and tunnel cross-section was entered completely in theoretical limit. The revision for tunnel support systems was required in this stage. Therefore, strength tests were performed on samples taken from tunnel face and soil & rock parameters were determined. Tunnel support systems and invert section according to new parameters were revised. Defined support systems by numerical analyses and construction stages of tunnel will be explained in this study.

Keywords: Tunnel, high speed railway tunnel, T13 tunnel, fault zone

GİRİŞ

Ankara İstanbul Yüksel Hızlı Tren Projesi Ankara-İstanbul arasında hızlı, modern, konforlu ve güvenli bir demiryolu taşımacılığı sağlayarak Türkiye'nin en büyük iki kenti arasındaki seyahat süresini azaltmak ve ulaşımda demiryolu payını arttırmak amacı ile TCDD tarafından planlanmıştır. Eskişehir - İnönü ve Arifiye - Köseköy istasyonları arasında mevcut demiryolu hattını izleyen ve rehabilitasyon projesinin ikinci aşamasını oluşturan Eskişehir-Köseköy güzergahının toplam uzunluğu 178.801 km'dir (Yüksel Proje, 2004).

Şekil 1. Yer Bulduru Haritası

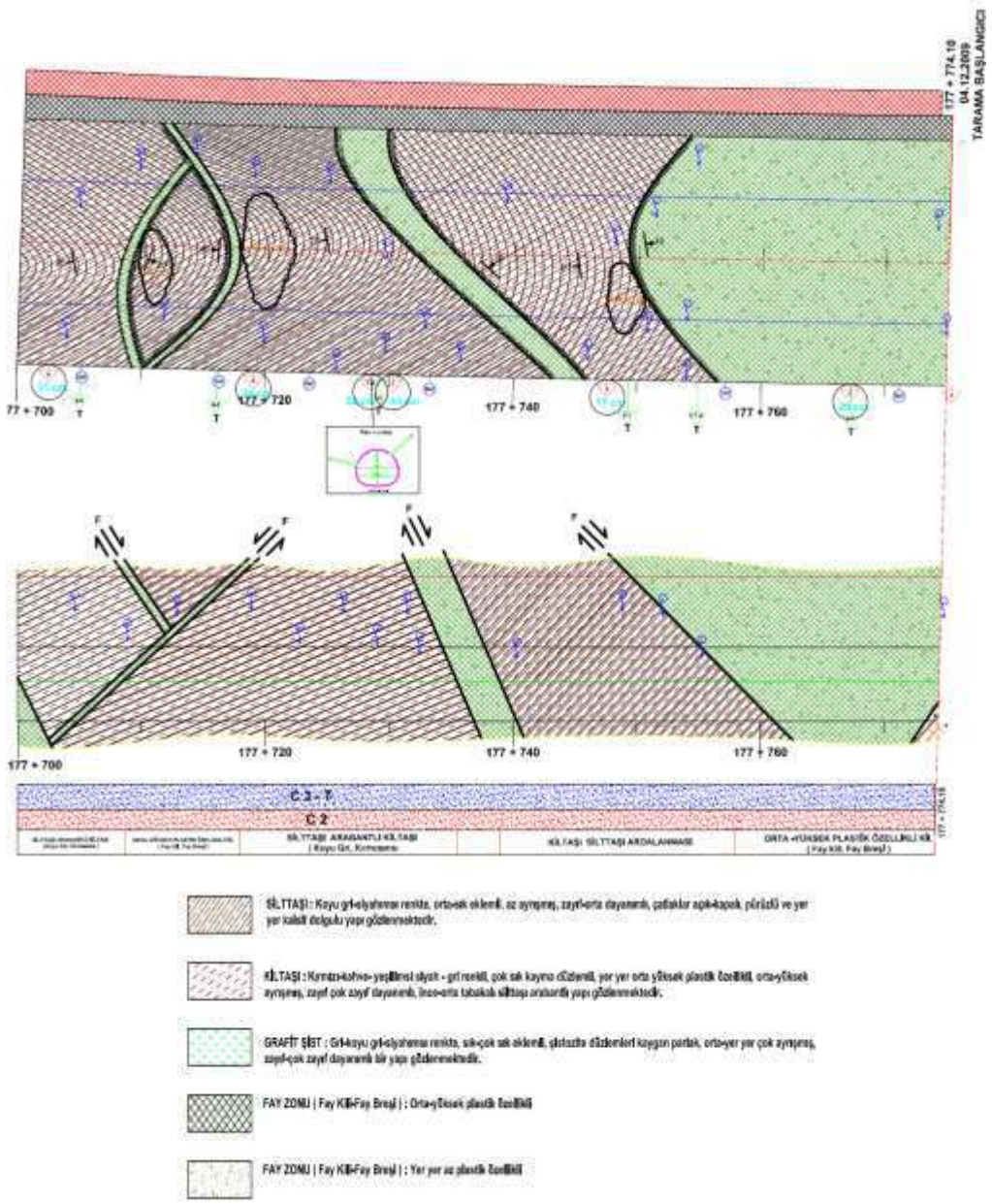
T13A tüneli km: 175+240 ile 178+820 arasında yer almaktadır. Tünelin geçtiği birimler ise, giriş portalı ile km:176+550 arasında grafit şistler (Pzpş) olarak belirtilmiş olup, gri-koyu gri, sık-çok sık eklemli, şistozite düzlemleri kaygan-parlak, orta yer yer çok ayrışmış, zayıf-orta zayıf özelliktedir, üst kotlara doğru bu birim yerine klorit şist ve gnayslar içerisinde geçilmiştir. Km: 176+550 ile 177+900 arasında kalan bölümde ise Kiltaşı-Silttaşı (Jkbd) yer almaktadır. Bu kesim birim kırmızı, kızıl-kahve-yeşilimsi siyah, gri, sık eklemli, az-orta yer yer çok ayrışmış, zayıf-orta dayanımlı olup, eklemler açık-kapalı, az pürüzlü, dalgalı, kil ve kalsit dolgulu özellikler göstermektedir. Km: 178+030 ile 178+180 arasında Bireşik Kireçtaşı yeralmaktadır. Km: 178+180 ile 178+500 arasında ise çakıltaşı-kumtaşı (Tça) olarak belirlenmiş olup, gri renkli, iri taneli, orta seyrek eklemli, orta kalın katmanlı, az ayrışmış, çok sert ve dayanımlı özellikler gösteren, pürüzlü, dalgalı, yoğun kapalı yer yer kil ve kalsit dolgulu çatlaklara sahiptir. Km:178+500 ile çıkış portal arasın ise çakıltaşı-kumtaşı-çamurtaşı-kiltaşı-silttaşı (Tçk) olarak geçilmiştir(Yüksel Proje, 2004).

Tünel kazısı sırasında km:177+775'den itibaren, orta-yüksek plastisiteli, fay kili ve fay breşlerine girilmiştir. Km:177+750'ye kadar tamamen fay zonu içerisinde geçilmiş ve sonrasında kiltaşı-silttaşı ardalanmasına girilmiştir. Tünel kazısı sırasında lokal olarak fay zonları ile karşılaşılmıştır. Tünel kazısı sırasında bu fay zonların da yer yer 60 cm'lere varan deformasyonlar meydana gelmiştir.

FAY ZONU GEÇKİSİNDE KARŞILAŞILAN SORUNLAR VE YAPILAN ÖLÇÜMLER

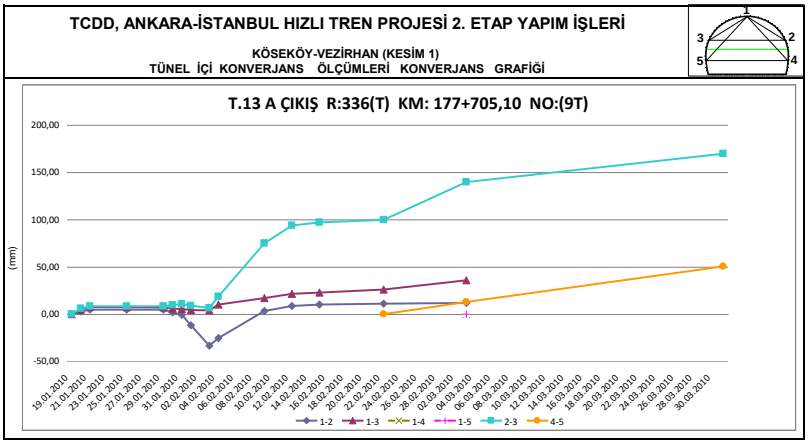
T13 tünelinde karşılaşılan jeolojik açılım haritası ve profili Şekil 2'de verilmektedir. Jeolojik açılım haritasından da görüleceği gibi, tünel km:177+774'den itibaren orta-yüksek plastisiteli fay kili ve fay breşlerine girmiş olup, yaklaşık km:177+750'ye kadar devam etmektedir. Bu kilometreden sonra tünel kiltaşı-silttaşı ardalanması içerisinde açılmış ve km:177+740'larda tekrar fay zonuna girmiştir. Bu

kilometreden sonra tünel kazısı ağırlıklı olarak kiltaşı-silttaşı ardalanmasında açılmış ve yer yer fay zonları ile karşılaşılmıştır.

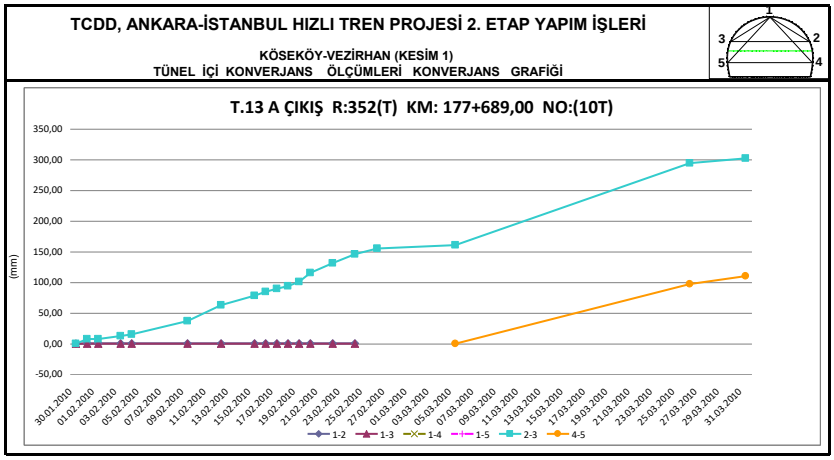


Şekil 2. Km:177+774 ile km:177+700 arası jeolojik açılım haritası ve profili (Padak ve Baki, 2010)

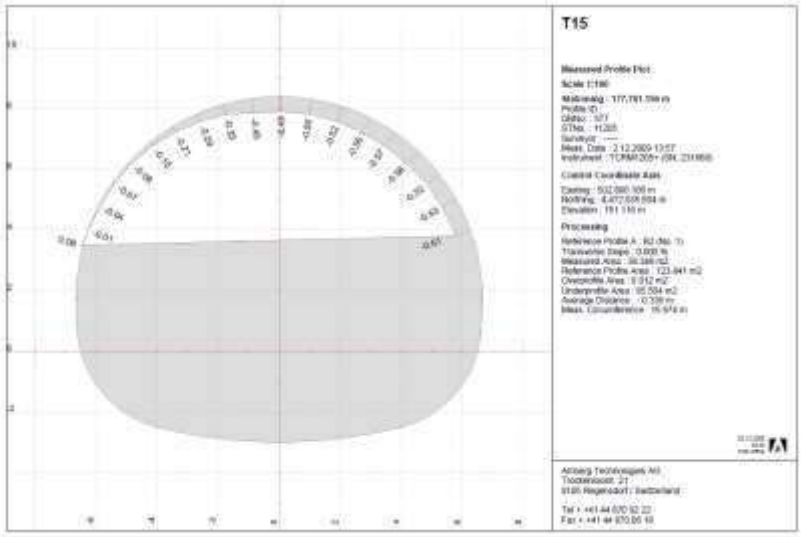
Tünel kazısı sırasında km:177+775'den itibaren karşılaşılan fay zonun da C3 kaya sınıfı ile kazı işlemleri devam ederken, tarama bölgesinden itibaren tünel deformasyonlarında artışlar gözlenmiştir. Ayrıca km:177+674.00 ile km:177+625 arasında tünel omuz bölgelerinde püskürtme beton kaplamasında çatlaklar gözlenmiştir. Bu bölgedeki konverjans ölçümlerine göre deformasyonlar 30 cm'ye kadar çıkmış olup (Şekil 3 ve 4) tünelin duraylılığı kritik noktaya gelmiştir. Buna ek olarak km:177+760 ve km:177+740 da yapılan röleve sonuçlarında da tünelin kesit içerisine yer yer 60 cm girdiği de belirlenmiştir (Şekil 5 ve Şekil 6).



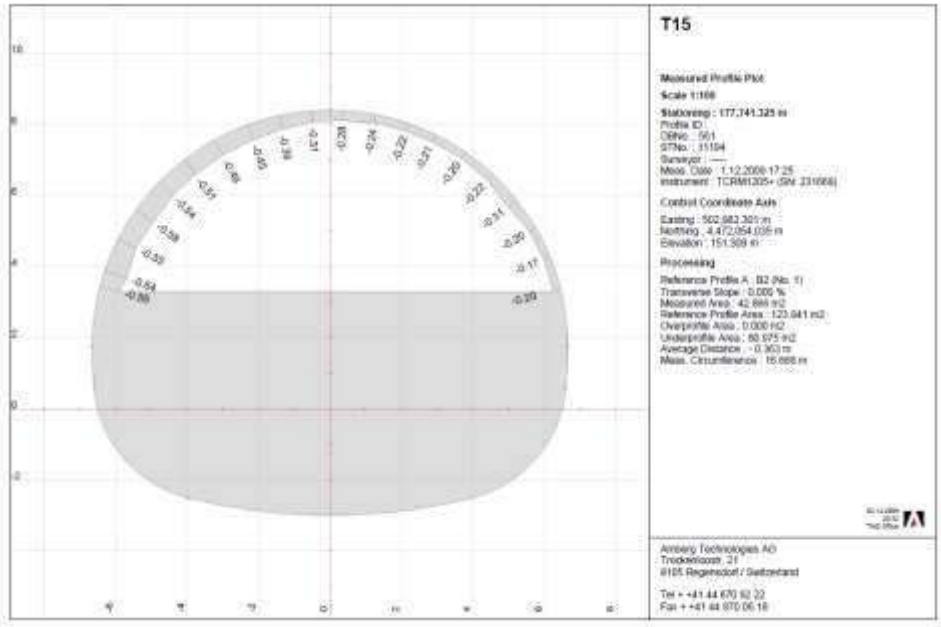
Şekil 3. Km: 177+705'de yapılan konverjans ölçümleri (Sial Yerbilimleri, 2010)



Şekil 4. Km:177+689'da yapılan konverjans ölçümleri (Sial Yerbilimleri, 2010)



Şekil 5. Km:177+760 için röleve kesiti (Sial Yerbilimleri, 2010)



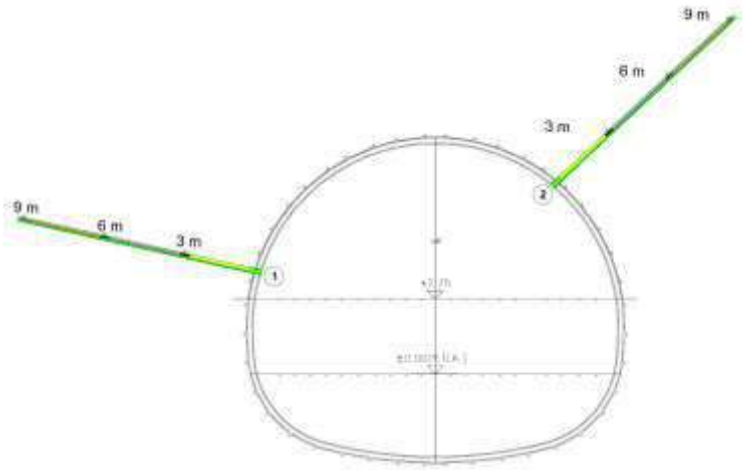
Şekil 6. Km:177+741 için röleve kesiti (Sial Yerbilimleri, 2010)

Şekil 7. Tünel omuzlarında püskürtme beton kaplamasında meydana gelen çatlaklar

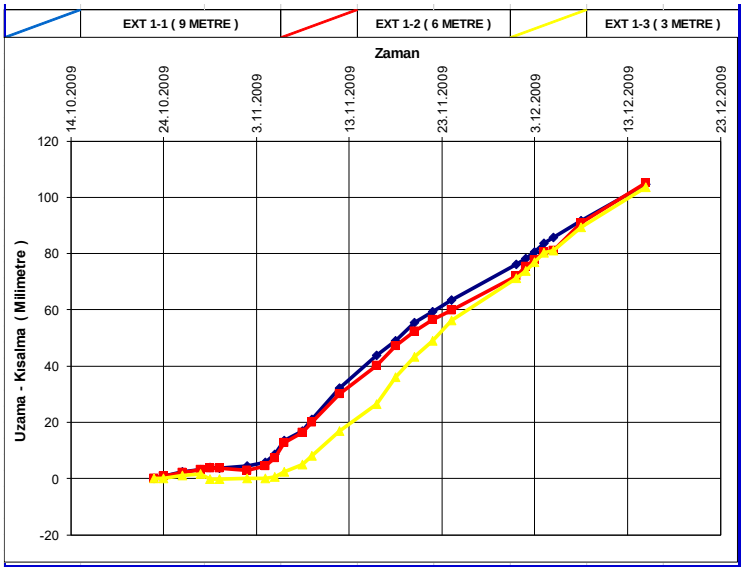
Km:177+774.10 ile km:177+633 arasında kazı esnasında aşırı deformasyonlar nedeniyle, tünel tabanında ciddi kabarmalar ve iksalarda yenilmeler meydana gelmiştir. Bir anlamda tünel destekleri tamamen stabilitesini kaybetmiş ve ciddi duraysızlık problemleri görülmüştür (Şekil 8).

Şekil 8. İnvertlerde meydana gelen kabarmalar

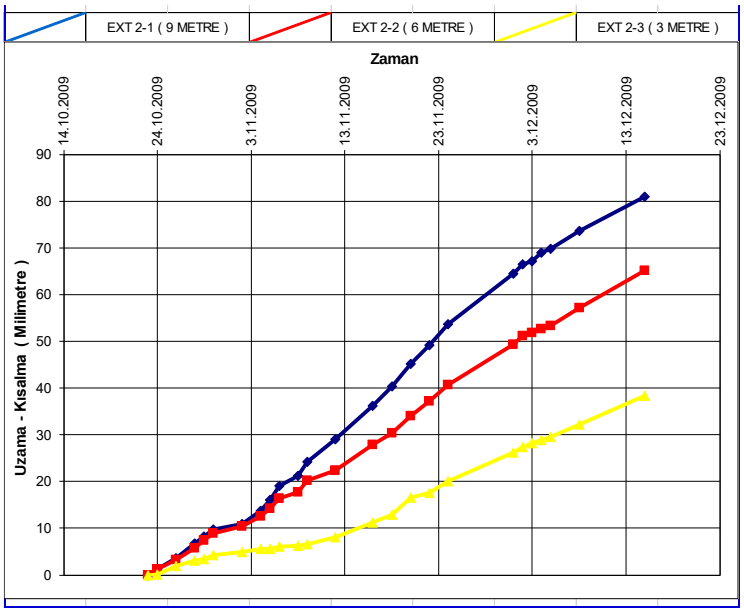
Tünel çevresindeki elastik-plastik zon ayrımını görebilmek amacıyla km:177+728'e 3'lü tipte (3/6/9 m) ekstansometre yerleştirilmiştir (Şekil 9). Yapılan ölçüm sonuçları Şekil-10 ve 11'de verilmekte olup, hareketin 9 m'yi de aşan bir kesimde oluştuğu görülmüştür. 9 m'lik ekstansometre kesimde 11 cm yi aşan bir hareketin olduğu belirlenmiş olup, plastik zonun tünel çevresinden itibaren 9 m'yi de aştığı belirlenmiştir. Diğer bir ifade ile C3 kaya sınıfı ile açılmış olan tünelde çakılan tüm kaya bulonları plastik zon içerisinde kaldığı da belirlenmiştir.



Şekil 9. Ekstansometre yerleşim tip kesiti



Şekil 10. Km:177+728.50 de yerleştirilen (3/6/9m) ekstansometre ölçüm sonuçları (1) (Sial Yerbilimleri, 2010)



Şekil 11. Km:177+728.50 de yerleştirilen (3/6/9m) ekstansometre ölçüm sonuçları (2) (Sial Yerbilimleri, 2010)

Revize Destek Sistemlerinin Belirlenmesi

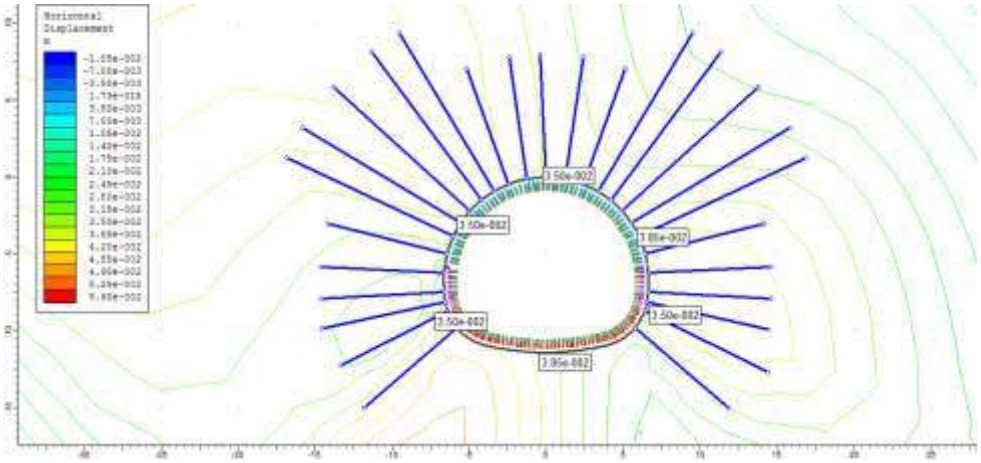
Tünelde karşılaşılan bu sorunların çözümü için, tarama yapılacak olan kesimde destek sistemlerinde revizyonlar yapılmıştır. Bu amaçla belirlenen yeni zemin parametrelerine göre nümerik analizler yapılarak destek sistemleri belirlenmiştir. Nümerik analizlerde Phase2d programı kullanılmış ve modelleme aşamaları 9 kademede yapılmıştır.

Phase2dV8.0 programı ile yapılan analiz sonuçlarına göre tünel çevresinde üst yarıda deformasyonların 10 cm ye kadar çıktığı belirlenmiştir. Yeni destek sistemine göre yapılan analizlerde deformasyonlar sınır değerler içerisinde kalmıştır.

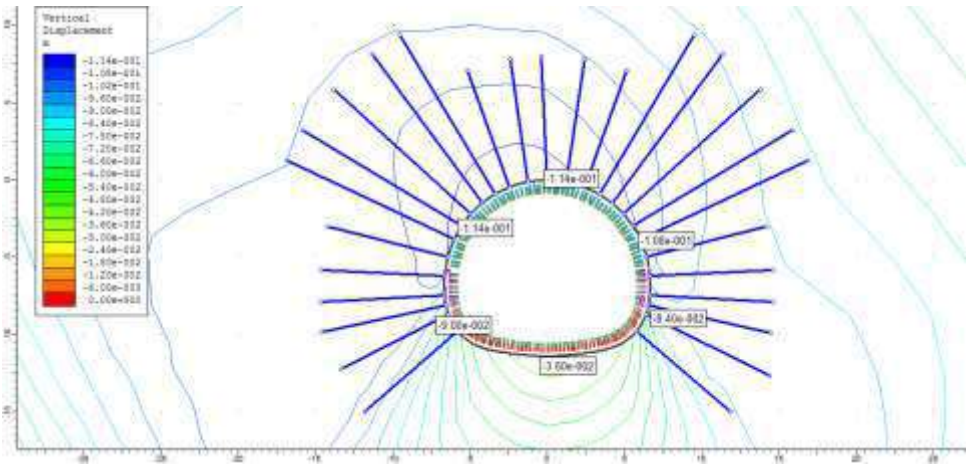
Ayrıca tünelde yapılan deformasyon okumalarının, tünel ringinin kapanmasından sonra sabitlendiği ve 1 ay süresince stabil kaldığı ve sonrasında artmaya başladığı deformasyon okumalarından dan da görülmektedir. Bu durum tünel çevresindeki zeminin şişmesi ile ek yük getirdiğini göstermektedir. Bundan dolayı, tünel taban betonu ve dolgu betonunun C25/30 tipinde yapılması, ayrıca tünel iç kaplamasının da kuvvetlendirilmesi ile şişmeden dolayı meydana gelecek yükleri taşıyacak bir destekleme yapılarak bu sorun çözülmüştür.

Yapılan bu destekleme sistemi;

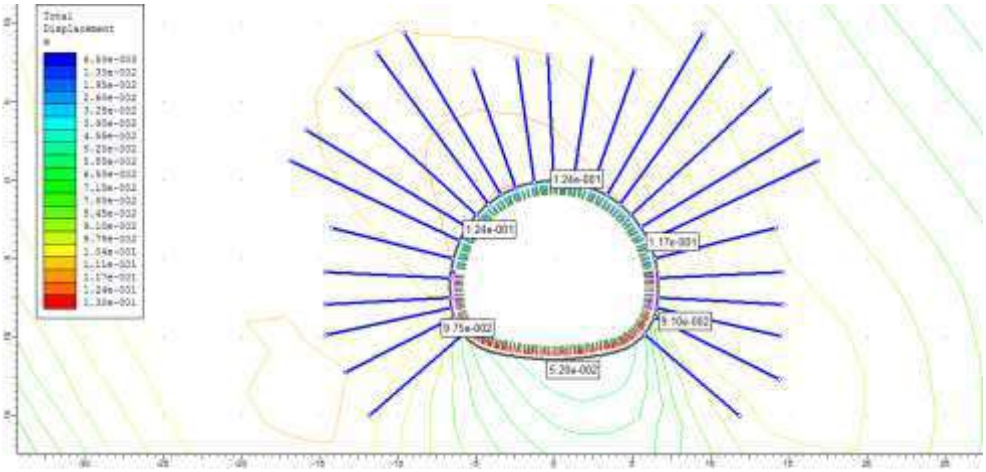
- 40 cm çelik telli püskürtme beton, iki kat hasır çelik
- 8-12 m uzunluklarında bulonlar,
- I 200 tipi iksalar,
- 6 m uzunluğunda, 2 inç çapında sürenler
- Üst yarı geçiçi taban invertini içermektedir.



Şekil12. Yatay yerdeğiştirme



Şekil 13. Düşey yerdğiştirme



Şekil 14. Toplam yerdeğiştirme

SONUÇLAR

T13 tünelinde karşılaşılan sorunlara bağlı olarak yapılan revizyonlar aşağıda verilmektedir. Bu destek sistemleri ile tünelde kazı aşamaları başarlı bir şekilde tamamlanmış ve tünel ulaşıma açılmıştır.

1. Yapılan nümerik analizlerde deformasyonlar 10 cm civarında meydana gelmiş ve sabitlenmiştir.

2. Kaya bulonları, tünelde karşılaşılan deformasyonlara bağlı olarak yenildiği ve bulon plaklarından koptuğu gözlenmiştir. Bundan dolayı daha uzun boyda kendinden delgili bulonlar kullanılmıştır.

3. Km:177+774.70 ile km:177+633.00 arasında meydana gelen invertlerdeki kabarmalar nedeni ile, tünel tabanında kırılan iksalar değiştirilmiş ve tabanda daha rijit bir destekleme uygulanmıştır. Tabana çakılan bulonlar kuru delgi ile çakılmış ve kuyu delgi çapı 89 mm olarak seçilmiştir.

4. Ayrıca, zemin davranışının uzun dönemde deformasyonlara müsade etmesi nedeni ile taban inverti hemen tamamlanmıştır bu aşamadan sonra ise iç kaplama betonu dökülerek ring kapanmıştır.

5. Beton invertlerin yapımı sırasında tünel kazı işleminin etkilenmemesi için, beton invertler 12 m'lik yarım anolar halinde dökülerek ringin hemen kapatılması sağlanmıştır.

Kaynaklar

Padak, M ve Baki F., Km:177+774 ile km:177+700 arası jeolojik açılım haritası ve profili, 2010
Sial Yerbilimleri Müş. ve Müh. Ltd. Şti, C3 Destek Sınıfı Ek Destekleme Raporu, 2010
Yüksel Proje Uluslararası A.Ş., Jeolojik-Jeoteknik Etüt Raporu, Kesim-1 (Km:100+549-195+700) Cilt-1, EKD-000-JER-002-U-0, 2004

ANKARA-İSTANBUL YÜKSEK HIZLI TREN PROJESİ, T26 TÜNELİNİN PROJELENDİRİLMESİ VE DESTEK SİSTEMLERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ

ANKARA-ISTANBUL HIGH SPEED RAILWAY PROJECT, T26 TUNNEL DESIGN AND EVALUATION OF SUPPORT SYSTEMS

E. B. Aygar [1,] *, C. Gökçeoğlu [2]

[1]Fugro Sial Yerbilimleri Müşavirlik ve Mühendislik Ltd. Şti.
*(*Sorumlu yazar: e.aygar@fugro.com)*
[2]Hacettepe Üniversitesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Ankara – İstanbul arasında 250 km/saat hıza uygun biçimde yapımı devam eden proje kapsamında inşaa edilmesi planlanan ve inşaatına başlanılan T-26 nolu tünel mevcut ölçüleri itibariyle Türkiye'nin en büyük ulaşım tünelidir. Temmuz 2011 tarihinde açılmaya başlanan tünelin yaklaşık 1020 m'lik kesimi tamamlanmışken tünel içerisinde meydana gelen deformasyonlar yüzeyde obrukların oluşmasına ve TBM'in sıkışmasına neden olmuş ve bu aşamadan sonra tünel kazı çalışmalarına ara verilmiştir. Bu aşamadan sonra T26 tünelinin tekrar açılması ve TBM makinasının çıkarılması için projelendirme çalışmaları yapılmış ve NATM sistemine göre projesi tekrar yapılmıştır. Bu çalışma kapsamında, T26 tünelinin tekrar açılması için yapılan proje çalışmaları ile proje çalışmalarında yapılan nümerik analizler ile belirlenen tahkimat sistemi detayları verilmektedir.

Anahtar Sözcükler: Yüksek Hızlı Tren, NATM, T26, TBM

ABSTRACT

Ankara-İstanbul High Speed Railway is planned to speed 250 km/h and T26 tunnel construction that will be the largest transportation tunnel in Turkey with the existing sizes has been commenced. While the 90 m section of the tunnel has been completed that excavation works were started in July 2011, the deformations in the tunnel caused to forming of sinkholes at surface and stucking of TBM, therefore tunnel excavation works were suspended. Design works of re-excavation of T26 tunnel and extracting of TBM were done and re-projected by NATM system. The design works for reexcavation of T26 tunnel with support systems determined by numerical analysis will be explained in detail in the scope of this study.

Keywords: High Speed Railway Tunnel, NATM, T26, TBM

GİRİŞ

Ankara – İstanbul arasında 250 Km/saat hıza uygun biçimde yapımı devam eden proje kapsamında inşaa edilmesi devam eden T-26 nolu tünel mevcut ölçüleri itibariyle Türkiye'nin en büyük ulaşım tünelidir.

Temmuz 2011 tarihinde açılmaya başlanan ve TBM yöntemi ile kazısı yapılan tünelin yaklaşık 1020 m'lik kesimi tamamlanmıştır. Tünel kazısı sırasında tünel içerisinde meydana gelen deformasyonlar yüzeyde tasman oluşmasına ve tünel içerisindeki segmentlerde yenilmelere sebebiyet vermiş olup devamlı olarak güçlendirme çalışmaları yapılmıştır. TBM bu güçlendirme çalışmalarından sonra da yaklaşık 246 m daha tünel kazısı yapmış ve km:217+526 da meydana gelen aşırı deformasyonlar sonucunda sıkışmış ve tünel kazısına ara verilmiştir.

Tünel güzergahı, Bilecik ve Bozüyük istasyonları arasında, Km:216+260 ile Km:221+715 arasında kalmaktadır (Şekil 1). Sarp bir topoğrafyayı kat eden tünel güzergahının girişi Bilecik iline bağlı Başköy beldesinin yaklaşık 1.7 Km güneydoğusunda, çıkış portalı ise Demirköy'ün ise 1.3 Km kuzeydoğusunda yer almaktadır.

Şekil 1. Yer Bulduru Haritası

PROJENİN GEÇMİŞİ

T26 tüneli projelendirilme çalışmaları için ilk etapta 2004 yılında, Yüksel Proje tarafından güzergah ve tünel proje çalışmaları yapılmış (Yüksel Proje, 2004), sonrasında ise 2010 ve 2012 yıllarında Sial Yerbilmleri tarfından T26 tüneli için jeoteknik etüd raporu tünel proje raporu (Sial Yerbilimleri, 2010 ve 2012) hazırlanmıştır. T26 tüneli'nın kazı çalışmaları Temmuz 2011 tarihinde TBM makinası ile başlamış ve bu tarihten sonra tünel kazısında devamlı problemler ile karşılaşılmıştır. Oluşan bu hasarlar segmentlerde büyük baskılara sebebiyet vermiş ve devamlı güçlendirme çalışmaları yapılmıştır. Çizelge 1'de TBM makinası ile kazı sırasında karşılaşılan sorunlar alınan önlemler verilmektedir (Amberg Engineering 2013).

Kasım 2012'den sonra artık günlük ilerleme 2 m'ye kadar düşmüş ve açılmış kesimlerde meydana gelen hasarların göçüğe dönüşmemesi için de segmentlerin altına 1 m aralıklı IPN profiller yerleştirilerek tünel stabilitesi sağlanmaya çalışılmıştır. Bu aşamada tünel yüzeyinde çatlaklar, tünel güzergahı üzerinde buluna yolda çukurlar ve kaymalar meydana gelmiştir. Bu aşamadan sonra tünel geçkisi için Mot MacDonald (2012) tarafından rapor hazırlanarak görüşler ve öneriler sunulmuştur.

Ayrıca 2011 yılında Swiss Federal İnstitute (2011) tünel karşılaşılan sıkışma problemleri için rapor hazırlamıştır.

Çizelge 1. T26 tüneli boyunca karşılaşılan önemli vakalar (Amberg Enginnering, 2013).

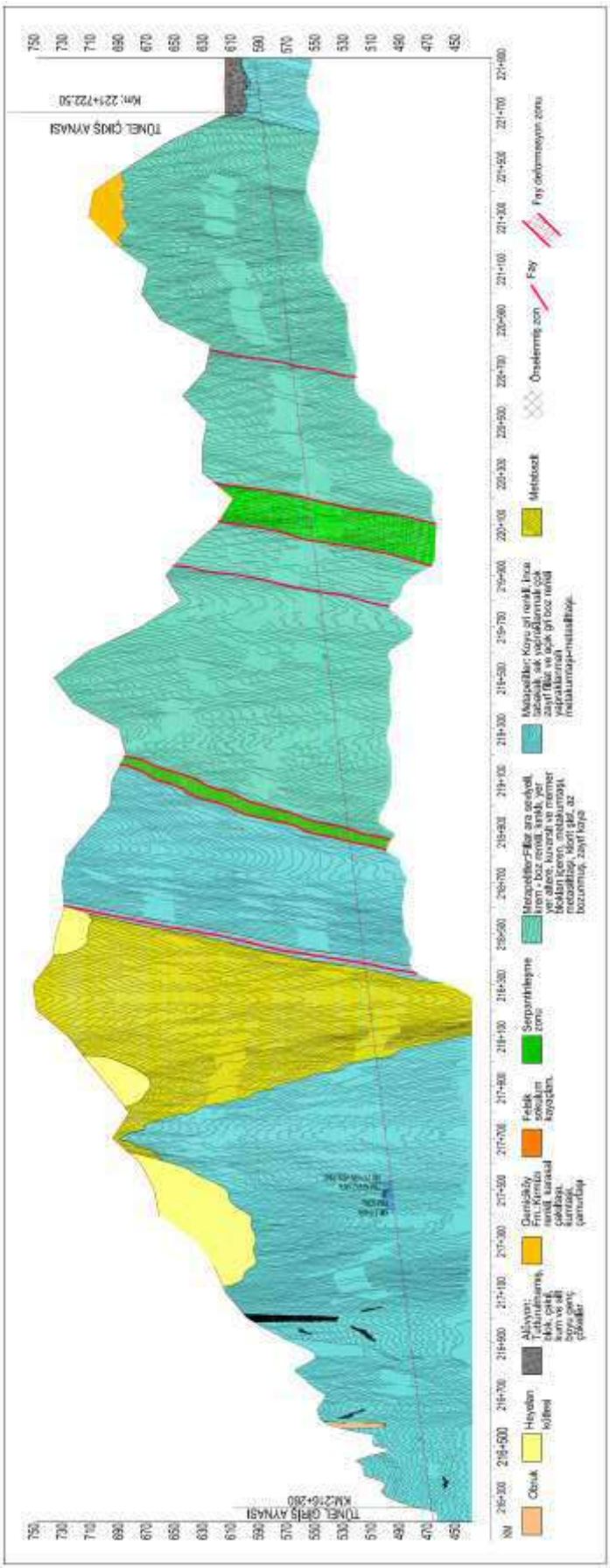
Tarih	Kilometre	Vaka	Netice	Önlemler
20 Haziran 2011	216+260	Tünel kazı çalışmalarının başlangıcı		
Temmuz-Ağustos 2011	21++276	NATM hattı (taban dolgusu) TBM ile tekrar açılı	Kontrol problemi, Makine planlanan eksenin 1.75 m altına düşüyor	
Ekim 2011	21+562	Fay Zonu 1 ile karşılaşıldı	Göçük-1 İlerleme durduruldu	İlerleme adımları düşürüldü
Aralık 2011-Ocak 2012	216+850	Fay Zonu 2 ile karşılaşıldı	Göçük -2 Kalkan bloke oldu, İlerleme durduruldu	Makinanın dönme momenti ve basınç gücü yükseltildi
Nisan-Haziran 2012	217+004	Fay Zonu 3 ile karşılaşıldı	Göçük-3 Makine bloke oldu, İlerleme durduruldu	Enjeksiyon yapıldı
Kasım 2012	217+272	Tünel kaplamasında deformasyonlar ve büyük hasarlar ve çatlamalar	Makine bloke oldu İlerleme durduruldu	Kaplama güçlendirildi

Şekil 2. Yol boyunca meydana gelen çatlaklar ve kaymalar

Şekil 3. Segmentlerde meydana gelen hasarlar ve IPN profiller ile güçlendirilmiş hali

Yaşanan bu sorunların çözümü ve T26 tünel güzergahı üzerinde yer alan heyelan durumunu tespit etmek amacıyla 2013 yılında Prof. Dr. Candan Gökçeoğlu tarafından yapılan analizlerde, yüzeydeki heyelan derinliğinin 80 m'lere kadar ulaştığı belirtilmiş ancak tünelin ve TBM makinasının bu kayma yüzeyinin altında olduğu belirtilmiştir (T-26 Tünel Güzergahı Heyelanlar-2 ve 3 Ara Rapor, Mart-Nisan 2013, Prof. Dr. Candan Gökçeoğlu)

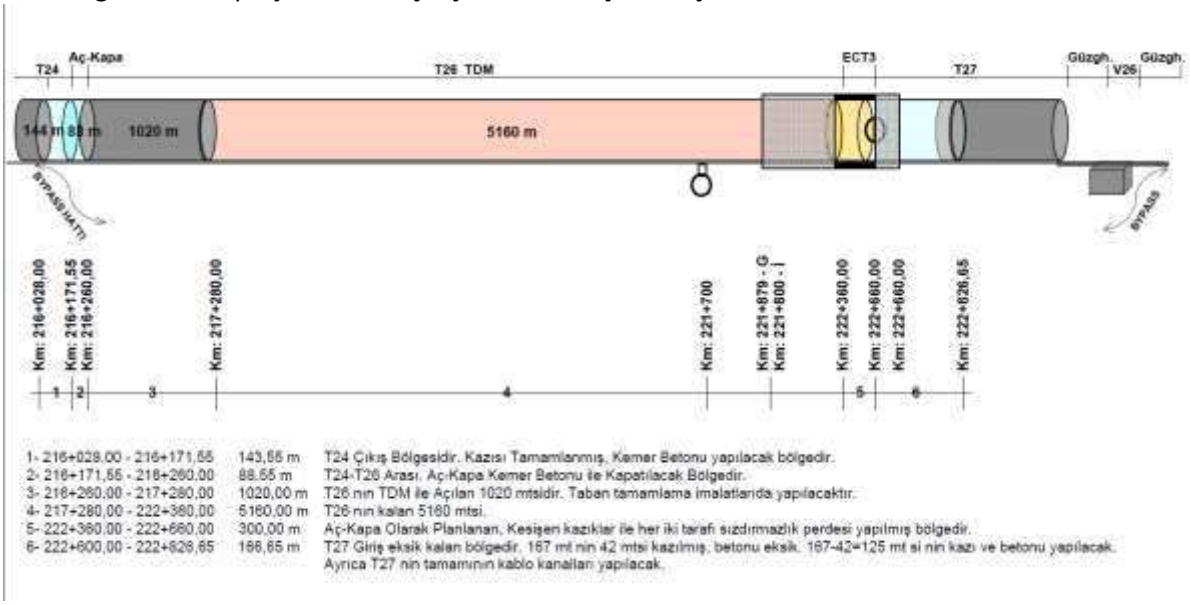
Tünelde yaşanan bu sorunlar neticesinde, TBM makinası tamamen zemine gömülmüş ve kazı yapamaz duruma gelmiştir. Bu andan itibaren tünelin tekrar kazılması için Yeni Avusturya Tünelcilik Yöntemi (NATM) prensiplerine göre projelendirme çalışmalarına başlanılmasına karar verilmiştir.



Şekil 4. T26 tüneli profili (Fugro Sial, 2016)

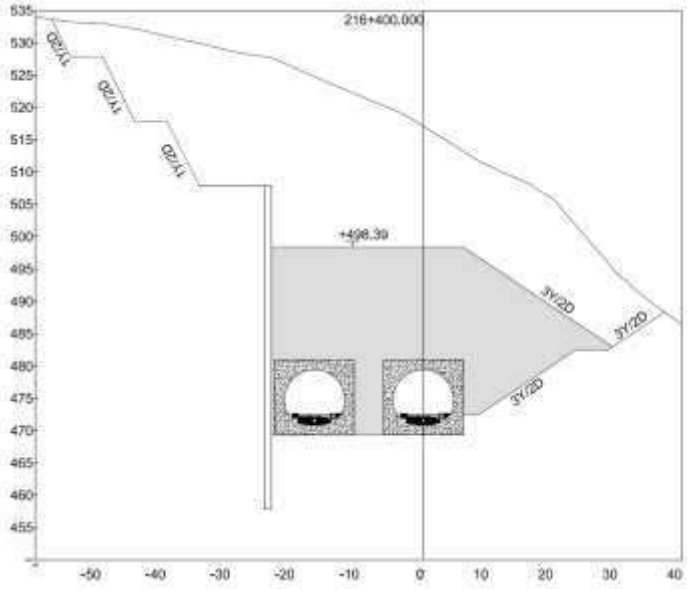
Tünel Kazısı İçin Düşünülen Alternatifler

T26 tünelinin TBM sonrası mevcut durumu Şekil 5'de gösterilmektedir. Bu koşullara göre NATM sistemine göre tekrar projelendirme çalışmalarına başlanılmıştır.

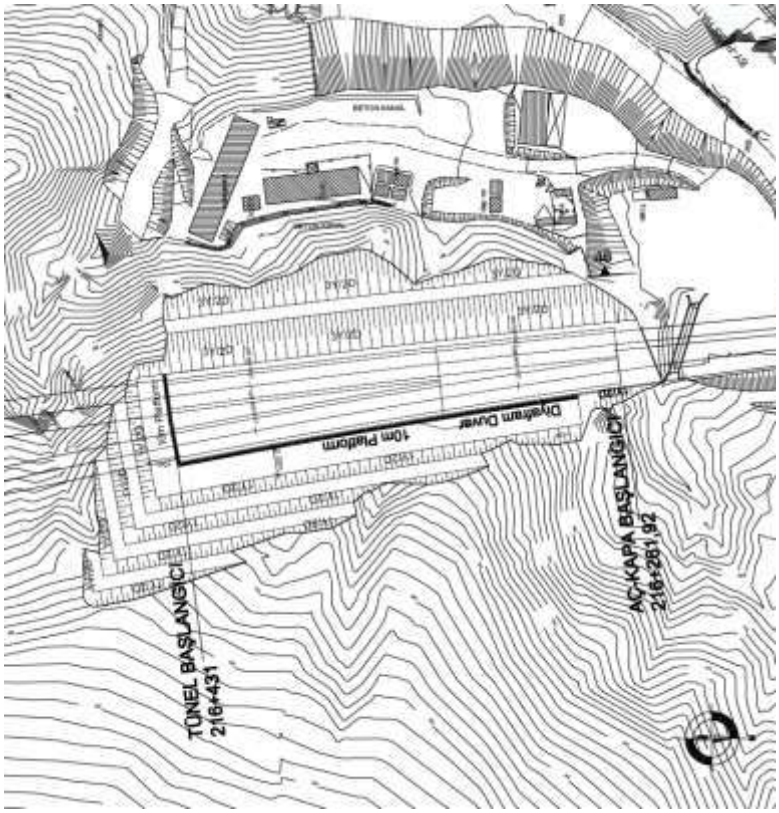


Şekil 5. T26 tüneli NATM kazı öncesi mevcut durumu (Fugro Sial, 2016)

T26 tüneli için kazı işlemlerine başlanabilmesi için iki alternatif çalışılmıştır. İlk alternatifte tünellerin çift tüp ile projelendirilmesi üzerinde çalışılmıştır. Bu alternatif için ilk olarak T26 giriş kesiminde TBM makinasının sıkıştığı kesimi de dikkate alarak açık kazı yapılması öngörülmüştür. Ancak bu alternatif çalışıldığında portal kesimi için 65 m lere varan şev yükseklikleri ile 50 m yi bulan diyafram duvar yükseklikleri ortaya çıkmıştır. Bu tür bir yapının inşasının hem zor olması hem de yüzeysel heyelanların bulunmasu ve uzun dönemde bakımı ile yaratacağı riskler düşünüldüğünde çift tüp seçeneğinden vazgeçilmiştir. Şekil 6 ve 7'de bu seçenek için düşünülen kazı planı ve kesitleri yer almaktadır.



Şekil 6. T26 alternatif 1-giriş portal kesiti



Şekil 7. T26 alternatif 1-giriş portal kazı planı

Yapılan bu çalışmalardan sonra tünel kazısının mevcut durumda tek tüp şeklinde NATM metodu kullanılarak projelendirilmesine karar verilmiştir.

Tünel güzergahı üzerinde jeolojik-jeoteknik yapıyı belirlemek amacıyla projelendirme çalışmalarına başlandığı 2003 yılından 2016 yılına kadar aralıklarla toplam 2987 m uzunluğunda 39 adet araştırma sondajı açılmıştır. Yapılan bu tüm sondajlardan laboratuvar ve yerinde deneyler yapılmıştır. Yapılan kaya mekaniği deneylerinden birimlerin kaya tek eksenli dayanım değerleri, elastiste modül değerleri ile poisson oranları tespit edilmiştir. Zemin mekaniği deneylerinden iste, birimlerin indeks özellikleri, zemin sınıfları ile mekanik özellikleri belirlenmiştir.

JEOLOJİK-JEOTEKNİK DURUM

Tünel güzergahı üzerinde jeolojik-jeoteknik yapıyı belirlemek amacıyla projelendirme çalışmalarına başlandığı 2003 yılından 2016 yılına kadar aralıklarla toplam 2987 m uzunluğunda 39 adet araştırma sondajı açılmıştır. Yapılan bu tüm sondajlardan laboratuvar ve yerinde deneyler yapılmıştır.
TBM makinasının tamamen sıkışması ve yeni yapılacak olan tünel kazısının NATM prensiplerine göre yapılması için projelendirme çalışmaları yapılmıştır. Mevcut sondajlar ile yeni yapılan sondajlar değerlendirilmiş ve yapılan saha çalışmaları ile birlikte tünelde karşılaşılacak olan birimler tespit edilmiştir (Şekil 4). Tünel kesimi toplam 9 ana bölüme ayrılmış ve bölümler Çizelge 2'de verilmektedir.

Km:217+280 ile km:217+576 Arası

Tünelin bu aralıkları koyu gri renkli, sık yapraklanmalı, yer yer ezik zonlu, kuvars kafaları içeren, orta bozunmuş, çok zayıf – zayıf fillat – grafit şist biriminden geçmekte olup TBM'in kaldığı kesimi kapsamaktadır.

Tünel açımı sırasında meydana gelen aşırı deformasyonlar nedeni ile TBM km:217+426 ile km:217+526 arasında sıkışmıştır. Bu kesimde meydana gelen deformasyonlara bağlı olarak tünel çevresinde yenilme-

gevşeme zonları meydana gelmiştir. Bundan dolayı bu kesimdeki kaya koşulları tamamen orijinal özelliklerini yitirmiş olup akıcı bir zemin özelliği gösterdiği düşünülmektedir. Bu sebeple tünelin bu kesimindeki kazı klası C4 Akıcı Kaya Sınıfı olarak seçilmiştir. TBM in kaldığı km:217+526'dan itibaren km:217+576 arasındaki yaklaşık 50 m'lik kesiminde yaşanan göçükten etkilendiği düşünülmekte olup bu kesim C4 akıcı kaya klası olarak seçilmiştir.

Çizelge 2. Kaya sınıfları ve uygulama aralıkları

UYGULAMA ARALIĞI	KAYA SINIFI
Km:217+280 – Km :217+576	C4
Km:217+576 – Km :219+200	C3
Km :219+200 – Km :219+350	C2
Km :219+350 – Km :219+700	B3
Km :219+700 – Km :219+850	C2
Km :219+850 – Km :220+300	C3
Km:220+300 – Km:221+240	C2
Km :221+240– Km :221+665	B3
Km:221+665 – Çıkış portalı	C3

Km:217+576 – 219+200 arası;

T26 Tüneli Km:217+576 – Km:219+200 arasında tünel seviyesi yoğunlukla fillat-grafit şist biriminden geçmektedir. Birim bu kesimde koyu gri renkli, sık yapraklanmalı, yer yer ezik zonlu, kuvars kafaları içeren, orta bozunmuş, çok zayıf-zayıf kaya niteliğindedir.

Ayrıca Km:218+000 ile Km:218+350 arasında tünel kotunda Metabazit (albit, klorit ve amfibolit şist) birimi yer almaktadır. Bu birim ise yeşil ve tonlarında, iyi yapraklanmalı, sık eklemli, kıvrımlı, orta bozunmuş, zayıf kaya özelliğindedir. Metabazit ve fillat-grafit şist benzer mekanik özellikler gösterdiğinden tek birim gibi değerlendirilmiştir. Ek olarak bu bölümde yer yer fay zonları bulunmaktadır. Tünelin bu kesimi C3 kaya sınıfı ile projelendirilmiştir.

Km :219+200 – 219+350 & Km:219+700 – Km:219+850 arası;

Km:219+200 – Km:219+350 & Km:219+700 – Km:219+850 arasında tünel seviyesinde birim fillat ara seviyeli, krem – boz renkli, kırıklı, yer yer altere, kuvarsit ve mermer bloklarını içeren, metakumtaşı, metasilttaşı, klorit şist, az bozunmuş, zayıf kaya niteliğindedir.

Km :219+350 – 219+700 arası;

T26 Tüneli Km:219+350 & Km:219+700 arasında tünel seviyesinde birim fillat ara seviyeli, krem – boz renkli, kırıklı, yer yer altere, kuvarsit ve mermer bloklarını içeren, metakumtaşı, metasilttaşı, klorit şist, az bozunmuş, zayıf kaya niteliğindedir. Ayrıca yer yer felsik intrüzyon zonları görülmektedir. Tünelin bu kesimi B3 kaya sınıfı ile projelendirilmiştir.

Km :219+850 – Km:220+300 arası;

Km:219+850 & Km:220+300 arasında tünel seviyesinde birim fillat ara seviyeli, krem – boz renkli, kırıklı, yer yer altere, kuvarsit ve mermer bloklarını içeren, metakumtaşı, metasilttaşı, klorit şist, az bozunmuş, zayıf kaya il serpantinleşmiş zon; serpantinleşmiş klorit şist. Yeşil ve tonlarında renkli, ezik, kaygan yüzeyli, fay ve yer yer killeşmiş zonlar içeren, altere, çok zayıf kaya görülmektedir. Bu iki birim benzer mekanik özellikler gösterdiğinden tek birim şeklinde değerlendirilmiştir. Tünelin bu kesimi C3 kaya sınıfı ile projelendirilmiştir.

Km :220+300 – 221+240 arası;

Km:220+300 – Km:221+240 arasında tünel seviyesinde birim fillat ara seviyeli, krem – boz renkli, kırıklı, yer yer altere, kuvarsit ve mermer bloklarını içeren, metakumtaşı, metasilttaşı, klorit şist, az bozunmuş, zayıf kaya niteliğindedir. Tünelin bu kesimi C3 kaya sınıfı ile projelendirilmiştir.

Km :221+240 – 221+665 arası;

Km:221+240 - Km:221+665 arasında tünel seviyesinde birim fillat ara seviyeli, krem – boz renkli, kırıklı, yer yer altere, kuvarsit ve mermer bloklarını içeren, metakumtaşı, metasilttaşı, klorit şist, az bozunmuş, zayıf kaya niteliğindedir. Tünelin bu kesimi B3 kaya sınıfı ile projelendirilmiştir.

Km:221+665 – Çıkış portalı;

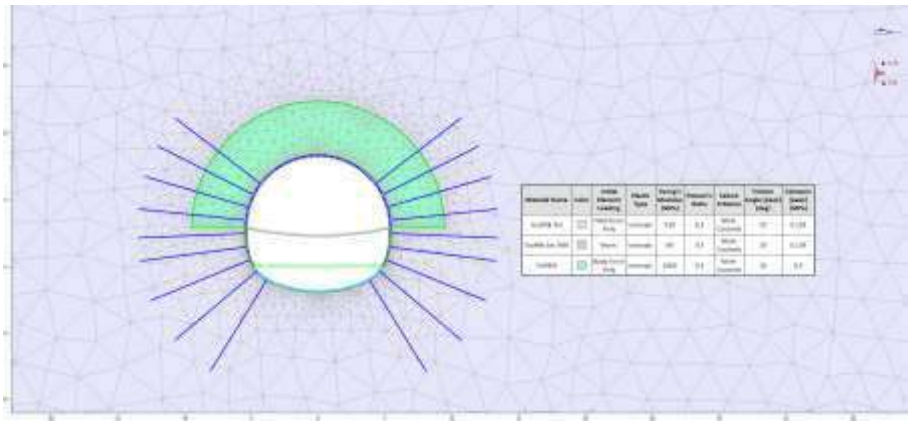
Km:221+665 – Çıkış portalı arasında tünel seviyesinde birim koyu gri renkli, sık yapraklanmalı, yer yer ezik zonlu, kuvars kafaları içeren orta bozunmuş, çok zayıf – zayıf kaya niteliğinden fillat-grafit şisttir. Ayrıca yüzeyde alüvyon birimi bulunmaktadır. Tünelin bu kesimi C3 kaya sınıfı ile projelendirilmiştir.

TÜNEL TAHKİMAT SİSTEMLERİNİN BELİRLENMESİ

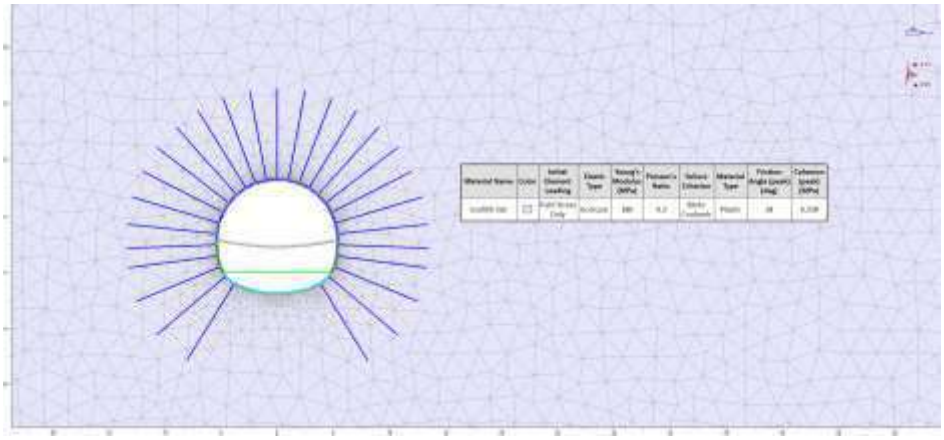
T26 tüneli için yapılan tahkimat sistemi hesaplarında belirlenen her bir kaya sınıfı için Phase2d v8.0 programı ile nümerik hesaplamalar yapılmıştır. Nümerik hesaplarda kullanılan modelleme aşamaları Çizelge 3 de ve oluşturulan modeller Şekil 8 ve 9'da verilmektedir.

Çizelge 3. Kazı kademeleri ve modelleme aşamaları

Kademe	Aşamalar
1	Arazi Gerilmelerin Oluşturulması
2	Sürenlerin yerleştirilmesi
3	Ust yarı malzeme gevşemesi %65
4	Üst yarı Püskürtme beton (yaş) ve kaya bulonu uygulaması %35 ve geçici invert
5	Alt yarı kazısı (Üst yarı püskürtme beton sert, Alt yarı püskürtme beton yaş)
6	Alt yarı püskürtme betonu sert (%40)
7	Invert kazısı, püskürtme beton (yaş) ve kaya bulonlarının yerleştirilmesi
8	Invert püskürtme beton sert
9	İç kaplamanın yerleştirilmesi
10	Sismik yüklemenin uygulanması



Şekil 8. T26 tüneli C4 kaya sınıfı modeli ve kaya kütle parametreleri (Fugro Sial, 2016)



Şekil 9. T26 tüneli C3 kaya sınıfı modeli ve kaya kütle parametreleri (Fugro Sial, 2016)

Çizelge 3'te belirtilen kademelere göre her kesit için analizler yapılmıştır. Analizlerde statik durum incelenmiş, ikinci aşamada ise sismik açıdan analizler yapılmıştır.

Analizlerde en büyük deformasyonun C3 kaya sınıfında oluştuğu ve yaklaşık 10 cm düzeyinde meydana geldiği görülmüştür. Püskürtme betona gelen kesit tesirlerine göre N-M diyagramları da çizdirilmiş ve kesitin yeterli geldiği görülmüştür. Aşağıdaki şekillerde C3 kaya sınıfında yapılan analizler gösterilmektedir.

Çizelge 4'de ve Şekil 10, 11 ve 12'de analiz sonuçları gösterilmektedir. Tünel çevresinde meydana gelen deformasyonlar incelendiğinde tünel tavanında 7.65 cm, tünel sol ve sağ omuzlarında 6.75 cm, tünel sol ve sağ alt yarı bölümünde 2.25 cm, tünel tabanında ise 9.45 cm yer değiştirme meydana gelmiştir.

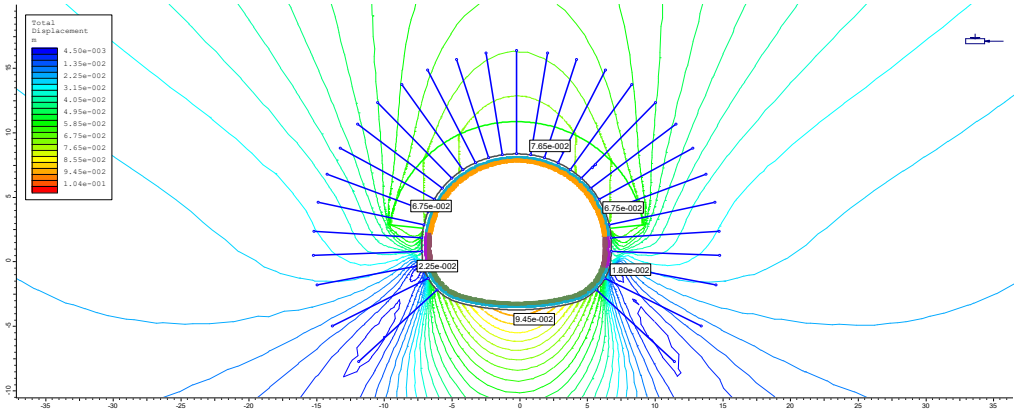
Tünel etrafındaki güvenlik faktörleri ise, tünel çevresinde 1 civarında olup tünelden uzaklaştıkça artmaktadır.

Ayrıca tünel çevresindeki yenilme bölgelerine bakıldığı zaman ise tünel tabanında yenilmeler meydana geldiği görülmektedir.

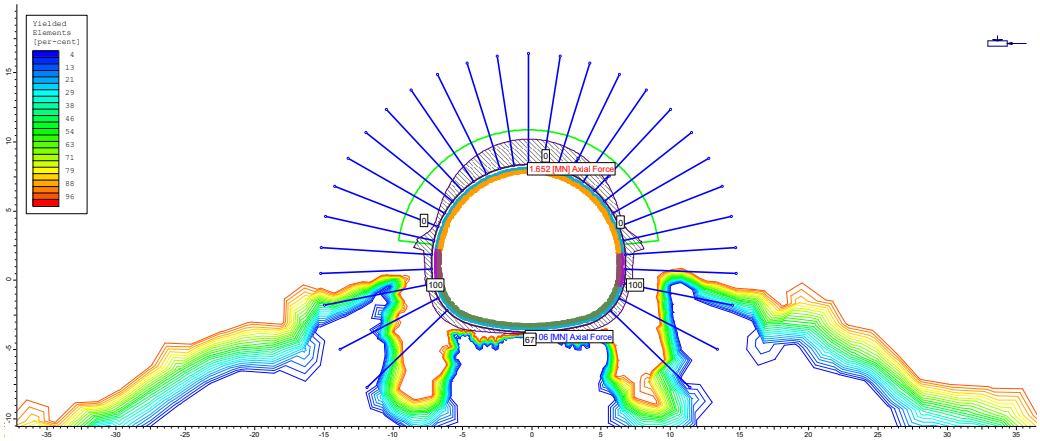
Ayrıca tünel çevresindeki bulonlardaki gerilmeler ise 186 kN mertebesine kadar çıkmaktadır.

Çizelge 4. Nümerik analiz sonuçları

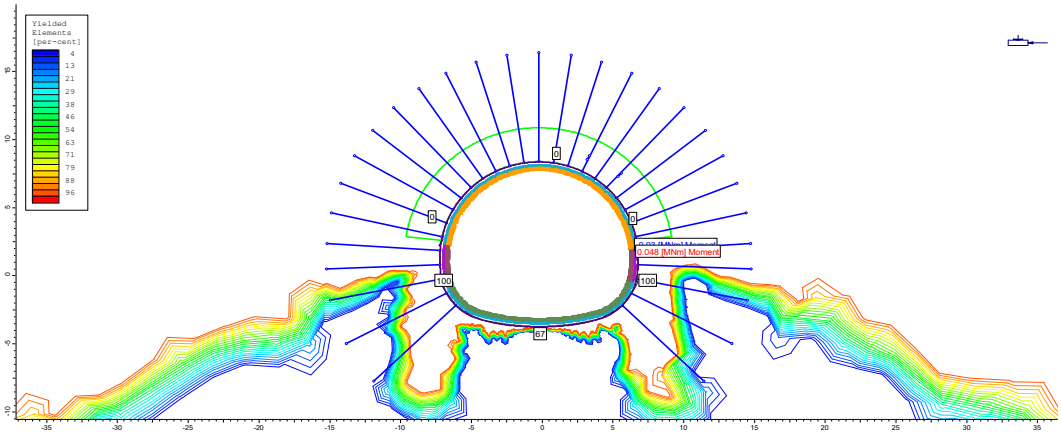
Tünel Tavanı	*Tünel sol omuz*	*Tünel sağ omuz*	*Tünel sol alt yarı*	*Tünel sağ alt yarı*	*Tünel Taban*
		Toplam Deformasyon (cm)			
7.65	6.75	6.75	2.25	1.80	9.45
		Dayanım faktörü			
6.0	6.0	4.17	1.04	1.04	6.0
		Yenilme Bölgeleri (%)			
0	0	0	100	100	67



Şekil 10: Toplam yer değiştirme



Şekil 11: Püskürtme beton kaplamasına gelen eksenel kuvvetler



Şekil 12: Püskürtme beton kaplamasındaki eğilme momentleri

Kesit tahkiki analizlerinde ise aşağıda verilen malzeme özellikleri kullanılmıştır.
Beton: C25/30, fcd= 17 MPa (C25/30 püskürtme betonun hesap dayanımı)
Çelik: BCIVb, fyd= 434.80 MPa (S500 tipi hasır çeliğin akma hesap dayanımı)
Kesit tahkiklerinde püskürtme beton kalınlığı 35 cm olarak alınmıştır. Burada kullanılan donatı Q589/443 seçilmiştir. Çizelge 5'de püskürtme beton kaplamasına gelen kesit tesirleri verilmektedir.

Çizelge 5. Kaplamaya gelen moment ve eksenel kuvvet değerleri

	Eksenel kuvvet (MN)	Moment (MNm)
Phase programından elden edilen değerler	1.652	0.048
Analiz için 1.5 güvenlik sayısı ile faktörlennmiş değerler	2.478	0.072

Aşağıda verilen kesit tahkiki sonuçlarına göre hasır çelik, iksa ve püskürtme betondan oluşan tahkimat sisteminin tünele gelen yükleri taşıyacağı belirlenmiştir.

TUNEL PUSKURTME BETON TAHKIKI

MATERIALS

Concrete=	C35	f_{cd}=	17	MPa	E_c=	31476 MPa
Steel=	S500	f_{yd}=	435	MPa	E_s=	200000 MPa
Concrete γ_c=	1,50					
Steel γ_s=	1,15					

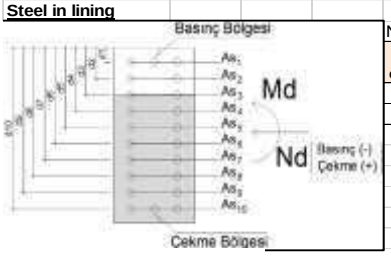
Kesit Özellikleri:

Seciton width (b)=	1000	mm
Section Height (h)=	350	mm
Paspayı (d')=	50	mm

Yükleme Durumları:

	M	N
Stage 1	1	1
Stage 2	1,5	1,5

Steel in lining



*Basınç yüzüne olan mesafe

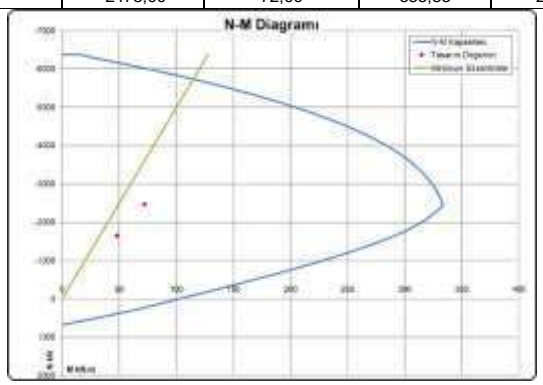
Number of steels? 2

Number of steels?	Parameter and distan mm	mm	Area mm²	Kesit Yüzüne Mesafe mm*	
1			589,00	d1=	50,00
2			589,00	d2=	300,00

Minimum eksantrisite dikkate alınsın mı? Alınsın

Taşıma Kapasitesi:

Sıra No	Eleman No	Nd kN	Md kN.m	Mr kN.m	Kapasite Oranı Md/Mr %?	Yükleme Durumu
1	1	-1652,00	48,00	291,15	16,49%	Stage 1
2	1	-2478,00	72,00	333,53	21,59%	Stage 2



Şekil 11. Püskürtme beton N-M diyagramı

SONUÇLAR

Temmuz 2011 tarihinde T26 tüneli TBM kazısı ile açılmaya başlandıktan sonra yaklaşık 1020 m'lik kesimi tamamlanmıştır. Ancak TBM kazısı sırasında tünel içerisinde meydana gelen deformasyonlar yüzeyde tasmanların oluşmasına ve tünel içerisindeki segmentlerde yenilmelere sebebiyet vermiştir. Yapılan güçlendirme çalışmalarına rağmen TBM ile yaklaşık 246 m daha tünel kazısı yapılmış ancak

km:217+526 da meydana gelen aşırı deformasyonlar sonucunda TBM sıkışmış ve tünel kazısına ara verilmiştir.

Tünel kazısı açısından ciddi sorunlara neden olan şist birimleridir. Bu yüzden tünelin kazısı yapılmayan kesimlerde karşılaşılacak olan şist birimlerinde rijit bir tahkimat sistemi belirlenmiştir.

Tahkimatların uygulanması sırasında, ringin hemen kapatılması büyük önem teşkil etmektedir. Üst yarı, alt yarı ve invert en fazla 35-40 m geriden kapatılarak tahkimatın bir bütün olarak çalışması tünel duraylılığı açısından çok önemlidir.

Tünel tavanında ve tünel aynasında olası kaymaların, zemin özellikleri (kaygan yüzeyli ve çok zayıf dayanımlı) dikkate alındığında tünel duraylılığı açısından önemli sorunlara neden olacaktır. Bundan dolayı tünel tavanında sürenler ile şemsiye tipi kemer oluşturulması ayrıca tünel aynasından da püskürtme beton, hasır çelik ve bulonların ile duraylılığının sağlanması zorunludur.

Yapılan yeni projelendirme çalışmaları ile T26 tüneli NATM prensiplerine göre tekrar kazı işlemlerine başlanmıştır.

T26 tüneli mevcut durumda yapılan bağlantı tünelleri ile beraber toplam 6 aynada kazı işlemlerine devam edilmektedir. Önerilmiş olan tahkimat sistemleri ile tünelde önemli bir sorun olmadan kazı ve tahkimat işleri devam etmektedir.

Kaynaklar

Fugro Sial Yerbilimleri Mühendislik ve Müşavirlik Ltd. Şti. ‘Ankara-İstanbul Hızlı Tren Projesi Vezirhan – İnönü (Kesim 2) İşleri Kapsamında DT26 Tünelinin Tek Tüp Olarak Jeolojk-Jeoteknik ve Kazı Destek Projelerinin Hazırlanması İşi, T26 Tüneli Jeolojik-Jeoteknik Etüd Raporu & T26 Tüneli Proje Hesap Raporu & T26 Tüneli Çıkış Portal Geoteknik Raporu, Aralık, 2016.

Sial Yerbilimleri Mühendislik ve Müşavirlik Ltd. Şti. Cengiz –IC İçtaş Belen Adi Ortaklığı’na ‘Ankara-İstanbul Hızlı Tren Projesi Vezirhan – İnönü (Kesim 2) 26 No’lu Tünel jeolojik – Jeoteknik Raporu ve Tünel Proje Raporu’ Temmuz 2010 & Ocak 2012.

Swiss Federal Institute of Technology Zurich Chair of Underground Construction., Cengiz –IC İçtaş – Belen Adi Ortaklığı’na ‘Eskisehir-Kosekoy Railway Project, Assessment of Squeezing Problems’ Raporu Aralık 2011

Mott MacDonald., Cengiz –IC İçtaş – Belen Adi Ortaklığı’na ‘Eskisehir- Kosekoy Railway Project, Tunnel Review and Recommendations’ Raporu Kasım 2012

Amberg Engineering., Cengiz –IC İçtaş – Belen Adi Ortaklığı’na ‘T26 Durum Analiz – Mevcut Durum Tesbiti Ve Devamındaki İlerleme’ raporu Mart 2013.

Hacettepe Üniversitesi, Prof. Dr. Candan Gökçeoğlu., Cengiz –IC İçtaş –Belen Adi Ortaklığı’na ‘Geriye Dönük Analizler (2. Ara Rapor) ‘ raporu Mart 2013.

Hacettepe Üniversitesi, Prof. Dr. Candan Gökçeoğlu., Cengiz –IC İçtaş – Belen Adi Ortaklığı’na ‘Tünel Güzergahı Jeomorfolojisi (3. Ara Rapor)‘ raporu Mart 2013.

Hacettepe Üniversitesi, Prof. Dr. Candan Gökçeoğlu., Cengiz –IC İçtaş – Belen Adi Ortaklığı’na ‘Hareket İzleme Ölçümlerinin İlk Değerlendirmesi (4. Ara Rapor)‘ raporu Nisan 2013.

Yüksel Proje Uluslarası A.Ş., Jeolojik-Jetokeknik Etüt Raporu, Kesi -2 (Km:195+700-279+350), 2004

APPLICATION OF GROUND PENETRATING RADAR IN DEEP TO ULTRA-DEEP LEVEL GOLD MINING IN SOUTH AFRICA

F. Sengani[1], T. Zvarivadza[2*]

[1]*Lecturer - Department of Geology, University of Limpopo, Turfloop, South Africa*
[2]*Managing Director – Vimbo Consulting (Pty) Ltd, South Africa*
(Corresponding author: zvarivadzat@gmail.com)

ABSTRACT

As mining progresses towards deep to ultra-deep levels in both conventional and mechanized mining, the occurrences of faceburst and in-stope pillar burst are still considered to be problematic issues faced by the deep to ultra-deep mines. In order to address these challenges, a detailed research program has been undertaken in deep to ultra-deep gold mining in South Africa. The program involves the application of Ground Penetrating Radar in monitoring in-stope pillar fracturing and mining face fracturing. The objective of the study was to evaluate the application of Ground Penetration Radar (GPR) scan in monitoring fracture frequency ahead of the mining faces and also within the in-stope pillar. The major goal was to identify if mining faces and in-stope pillars were fractured enough to avoid bursts. The results of the study have shown that majority of the mining faces were not fully fractured. As a result, revised preconditioning methods were introduced to address the challenges emanating from ineffective preconditioning. It was then noted that fracture frequency was improved and there was rapid decrease in faceburst occurrence. On the other hand, in-stope pillar sizes were also revised and eventually all in-stope pillars were then found to perform as expected.

Keywords: In-stope pillar, Mining faces, Preconditioning, Ground Penetrating Radar, GPR, Deep to ultra-deep mining

INTRODUCTION

Ground Penetration Radar (GPR) is considered to be a rapid, non-destructive, high-resolution electromagnetic reflection geophysical technique that can provide information about rock fracturing and geological discontinuities around underground excavations to distances of up to 30m (Toper et.al., 1999; Sengani and Zvarivadza, 2017; Zvarivadza et.al., 2017; Toper and Janse Van Rensburg, 2002 and Roux et.al., 1957). Further explanation on how GPR scan operate was outlined by Sengani and Zvarivadza (2018) who reported that “the high-frequency electromagnetic pulses of the GPR are transmitted into the rock, and the reflections are detected, via an antenna”. A computer, with an appropriate software will then record the strength and time taken for the reflection of signals, however signals travel differently based on the material of the rockmass (see Figure 1). Signals can be bounced due to the interaction with surface variations such as metal or non-metallic material (Sengani and Zvarivadza, 2017; Toper and Janse Van Rensburg, 2002; Zvarivadza et.al., 2017). When conducting the analysis, one should be able to interpret the geological structures and fracture frequency based on the change in light intensity of the scan and also using trends (Roux et.al., 1957; Kullmann et.al., 1996; Sengani and Zvarivadza, 2017).

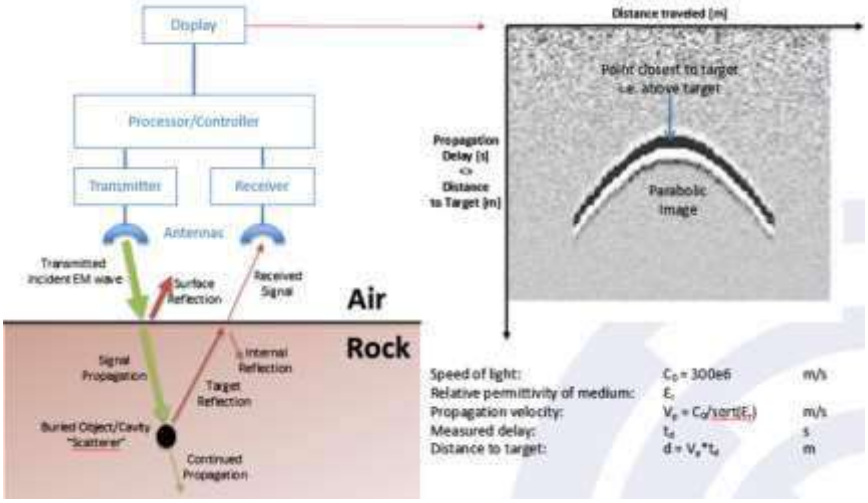


Figure 1. Basic fundamentals principle of GPR scan operation (Reutechmining, 2017).

Components of the Ground Penetrating Radar

GPR scan has several components that operate together in order to produce meaningful results. It is crucial for an operator to understand each component and be able to use it in a correct manner. These components includes the following: Sensor, Handle and Tablet. Each component has subcomponents which have different functions. Sensor consist of roller with radar electronics, blue LED, Red/Green LED, Handle mount, Bottom cable connector, suspension, battery cap and orientation, breather vent and cable guard. Handle consist of telescopic pole, three sections, stowable two button grip and button cable connection. Two button grip consists of; stowable, stop/start (RED) and Marker (Black). The components are illustrated in Figures 2 to 4.

Figure 2. Sub-Surface Profiler (SSP) Components (Reutechmining, 2017)

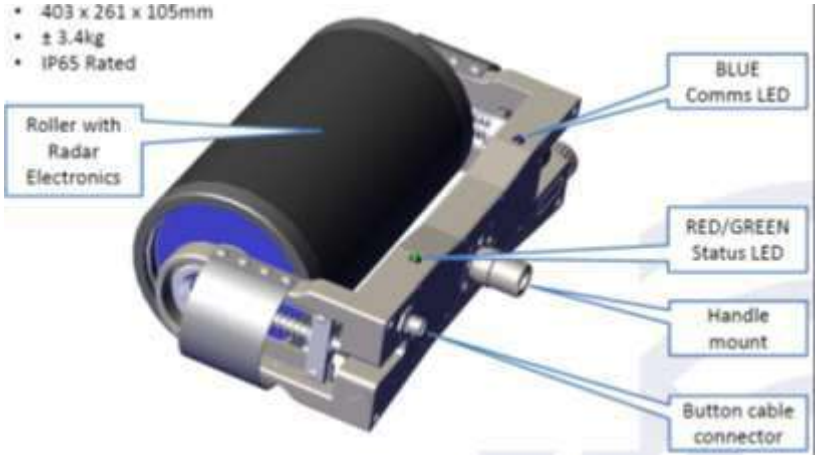


Figure 3. Sensor (Reutechmining, 2017)

Figure 4. Rugged Tablet (Reutechmining, 2017)

GROUND PENETRATION RADAR METHODOLOGY

Ground penetration radar was used to validate several practices which include but not limited to: the effectiveness of the two face-perpendicular preconditioning practices within different mined stopes by studying the fractures, calibration the performance of the rib pillars, identification of old mining stopes and backfill and identification of bedding planes along the hangingwall strata. For the purpose of validating the effectiveness of face-perpendicular preconditioning practice, the analysis was conducted after each blast along the destress cuts faces. From the GPR images, it was possible to study the fracture depth and intensity of fracturing ahead of the face to define the zone of influence of individual preconditioning holes. The fracture patterns from the four face-perpendicular preconditioning blasting were compared to those of the five face-perpendicular pre-conditioning blasting. The four face-perpendicular preconditioning practice involves the use of four drilled face-perpendicular preconditioning holes. These are drilled with a drill bit which has a diameter of 51mm and the holes were 1.5m longer than the production hole (see Figure 5). The last 1.0m of each of the four holes is charged up with emulsion and a 30cm gassing gap is created, the rest of the hole is tamped by appropriate methods and equipment.

Detonation of the production and four face-perpendicular preconditioning holes was sequenced with 1-millisecond delays chronologically as follows;

- Detonate the face-perpendicular preconditioning holes below the grade line,
- detonate the face-perpendicular preconditioning holes above the grade line,
- Detonate the cut and then the rest of the production holes,
- Alternate the positions of the face-perpendicular pre- conditioning holes after each blast.

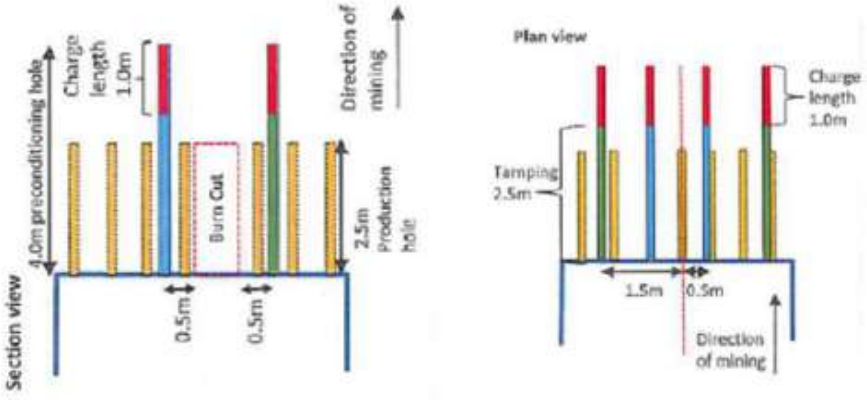


Figure 5. Four face perpendicular preconditioning hole, second blast (Sengani, 2018)

The Following points give the design of the five face-perpendicular preconditioning holes (see Figure 6):

- All five face-perpendicular pre-conditioning holes were drilled at a minimum of 1.5m or more, more than the production drill lengths. The production round lengths were effectively 2.5m. Each face-perpendicular preconditioning hole length was at least 4.0m.
- 51mm diameter drill bits were used for the face-perpendicular preconditioning holes and 41mm diameter drill bits were used for the production holes.
- The last 1.0m of each of the five face-perpendicular preconditioning holes was charged with emulsion and a 30cm gassing gaps was left. The rest of the hole was tamped by appropriate methods and equipment.

Detonation of the production and five face-perpendicular preconditioning holes was sequenced at 1-millisecond delays as follows (see Figure 6):

- detonate the face-perpendicular preconditioning below the grade line,
- detonate the face-perpendicular preconditioning above the grade line,
- detonate the cut and then the rest of the production holes,
- Alternate the position of the face-perpendicular preconditioning holes after each blast.

On the other hand when calibrating the rib pillar, GPR scans were conducted along several rib pillars to validating the yieldability of the rib pillar simulated by the numerical modeling. GPR scans were then overlapped to generate the 2D view of the rib pillar. The yieldability of the rib pillar was then analysed based on fracture frequency generated from the scans. In a case of identifying old mining stopes, GPR scans were used to generate fracture frequency of different material. The scans were then compared to the 3D plan view of the area, which shows both old mining stopes, backfill and unmined ground. Therefore, the results from the scan were then compared the 3D plan view of the selected known area. Lastly GPR scanner was also used to identify bedding planes along the hangingwall strata. Therefore, several scans were generated along different hangingwall strata, bedding planes were then identified as trends that cut across the scans (see Figure 7).

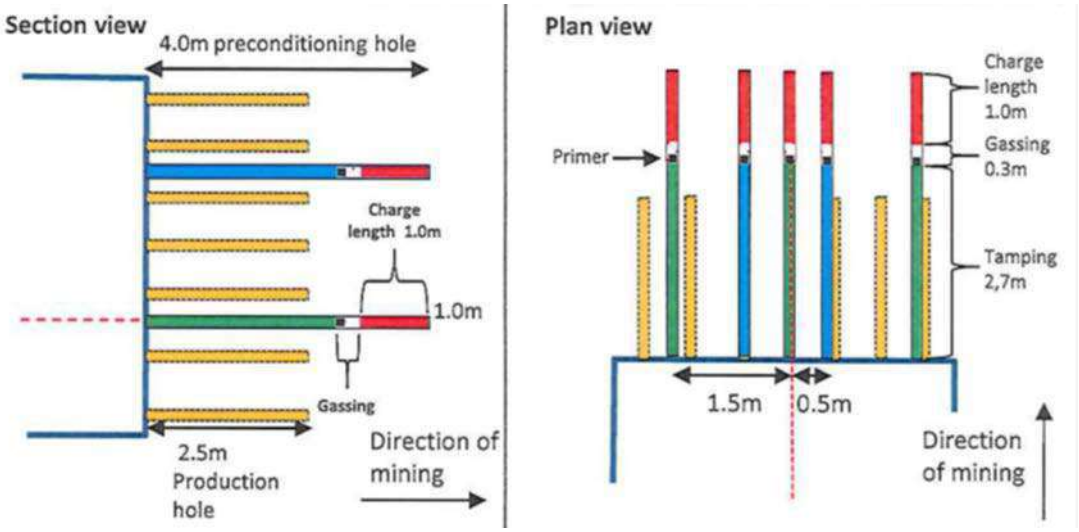


Figure 6. Detonation procedure for five-perpendicular preconditioning practice (Sengani, 2018)

Figure 7. GPR system and illustration of GPR scan along a mining sidewall

DISCUSSION OF THE RESULTS ON THE APPLICATION OF GROUND PENETRATION RADAR

The results of the study incorporate the following subsections: the use of GPR when validating the effectiveness of two face perpendicular preconditioning practices, calibration of the rib pillars, identification of backfill and old stopes and identification of geological structures.

Use of Ground Penetration Radar to validate the effectiveness of face perpendicular preconditioning practice

Preconditioning or de-stress blasting as was initially started at East Rand Proprietary Mines (ERPM) with the guidance of the Council for Scientific and Industrial Research (CSIR) in the early 1950's (Kullmann et.al., 1996; Maxwell and Young, 1997; Toper and Janse Van Rensburg, 2002). The argument for this was based on the concept that, if the holes drilled at right angles into the face were blasted, they would advance the depth of fracturing and in so doing transfer the high-stress zone further away from the face into the solid. Should sudden failure occur in the high-stress zone, only limited damage would result, because of the cushion effect of the 'distressed' zone ahead of the face (Roux et.al.,1957; Toper and Janse Van Rensburg, 2002; Toper, 2002; Zvarivadza et.al., 2017). However, it is significant to identify the effectiveness of preconditioning practice in order to ensure safety of the employees. GPR scans were used to validate the effectiveness of this practice. The four face-perpendicular preconditioning holes technique was practiced and later replaced by the five face-perpendicular preconditioning holes practice at a deep level gold mine.

GPR images from the four face-perpendicular preconditioning were found to produce weak reflections within 1m to 3m ahead of the mining face (see Figure 9). This indicated that there were fewer changes in the material properties and the least number of discontinuities. Underlying that, the rock mass ahead of the face was not properly fractured and was therefore considered to be prone to face bursting. Note that the bright red colour on the GPR image indicates stronger reflections within the material under test. The reflections are caused by discontinuities in the material and a change in material properties. On the other hand, five face-perpendicular preconditioning practice was noted to produce a significant difference in the nature of fracturing ahead of preconditioned faces as compared to the four face-perpendicular preconditioning practice. This is evident in the GPR images (see Figures 8 and 9). In the four face-perpendicular preconditioning practice, the fractures ahead of the face extended to less than 3m in depth while the fracturing in the five face-perpendicular preconditioning blasting extended up to 4m. The density of open fractures was also much higher in the five face-perpendicular preconditioning practice. This can be observed from the intense red colour in the five face-perpendicular preconditioning blasting image.

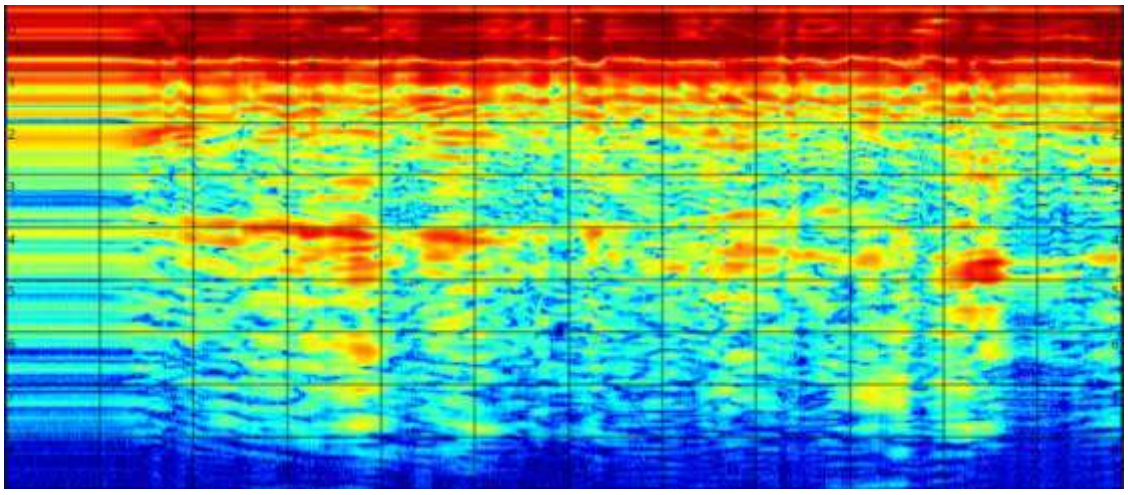


Figure 8. Less deeper fracturing from four face perpendicular

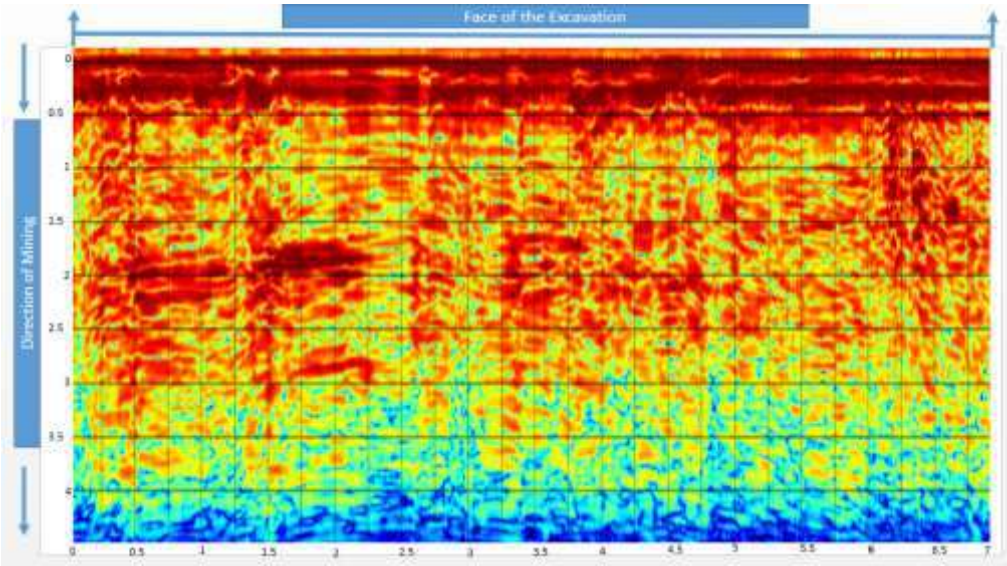


Figure 9. Deeper intensive fracturing from five face perpendicular preconditioning

Use of Ground Penetrating Radar for Pillar stability analysis

GPR scans were conducted along the rib pillars. In this study, average results from different rib pillars are presented. A scan was taken below the grade line (1.5m from floor) (see Figure 10). The GPR scan of pillars shows at least 3m of intense fracturing into the pillar along the long axis of the pillar and 2m in from each end. It also indicates that the pillar core is not fractured, which is different from the borehole camera logs conducted before. The difference is thought to be due to the differing heights of the readings (see Figure11). On the other hand, the results of the model have shown that the rib pillars were yielded throughout. Further results from the model have indicated high damage or failure to take place along seismic active geological structures. The model also simulates that the damage zone extends approximately half to one drive diameter in front of the mining front and the damage was partitioned by the faults. This partitioning arises because stress was partitioned by faults and this inhomogeneous stress distribution leads to inhomogeneous damage distribution (see Figures 10 and 11).

The corresponding rib pillar GPR scans for South wall and North wall are presented in Figure 10 and Figure 11 respectively. In Figures 10 and 11, the top scan was taken above the grade line (while the bottom scan was taken below the grade line. Note that the grade line is 1.5m from the footwall.

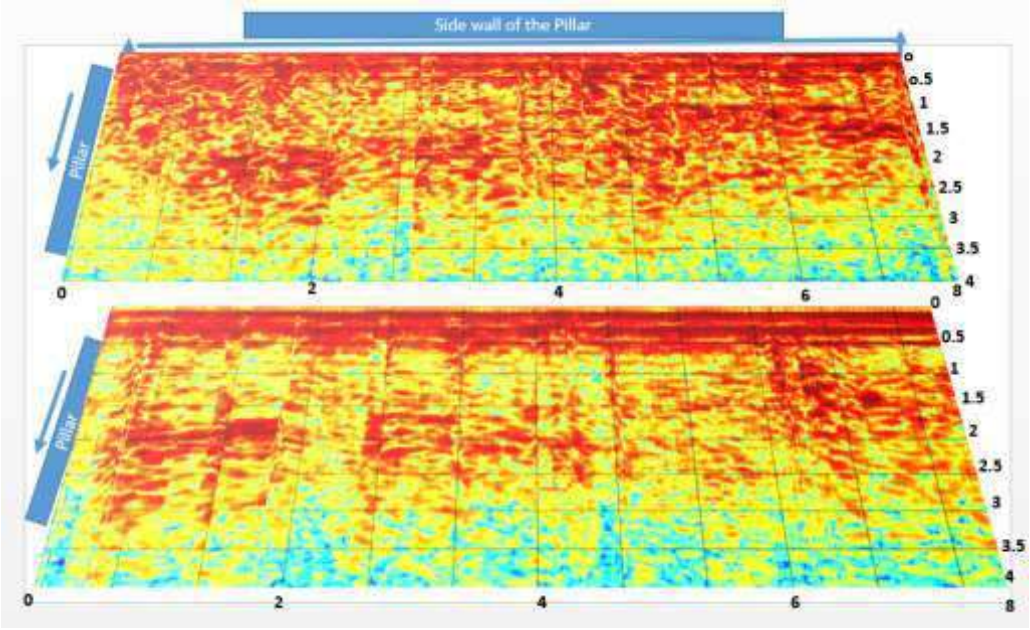


Figure 10. South wall (sidewall) GPR scan

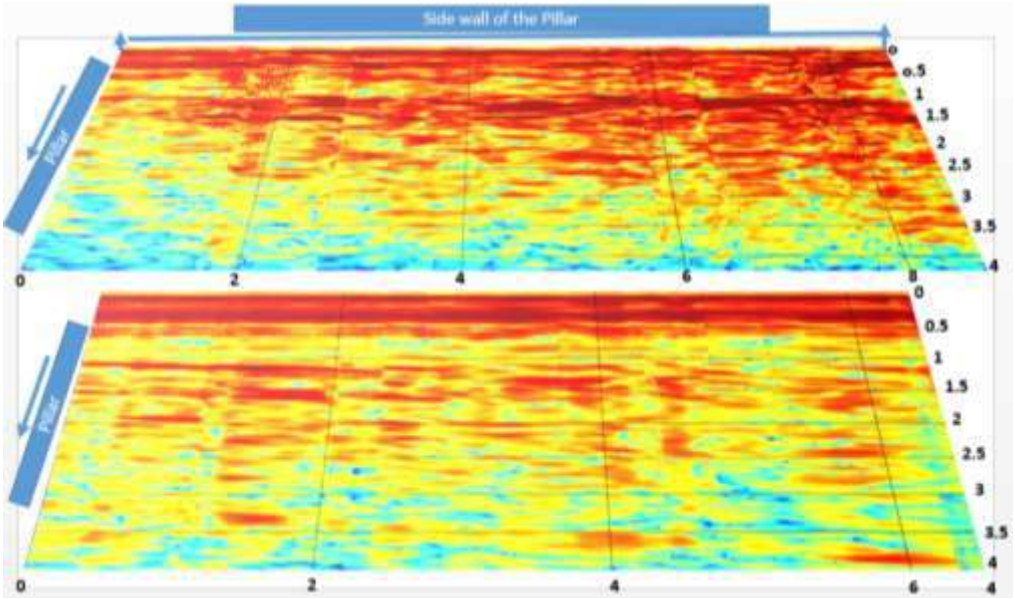


Figure 11. North wall (sidewall) GPR scan

GPR identification of the difference between backfill and rockmass

GPR scans were also performed in one of the stopes that was well established to intersect backfill from the previous conventional stopes. This was achieved through scanning of the footwall of the excavation to identify the change in material properties and also fracture frequency. Figure 12 shows 3D view of the area of interest. The GPR scan shows that from 0m to 1.5m, the footwall was heavily fractured. Further analysis has shown there were several voids along the depth of the scanned area. It was also noted that there was abnormal change in reflected light between 1.8m to

approximately 3m. As a result, it was concluded that GPR scan was able to detect the presence of backfill material as expected. The presence of backfill was validated by borehole camera analysis wherein two holes were drilled at an angle of -45 degrees at the face position (bottom left and right). From the borehole log, backfill was intersected at the depths of 2.5m. Due to the angle at which the hole was drilled, the depth has to be re-calculated and it was found that the accurate depths was 1.7m below the current footwall (see Figures 13 and 14).

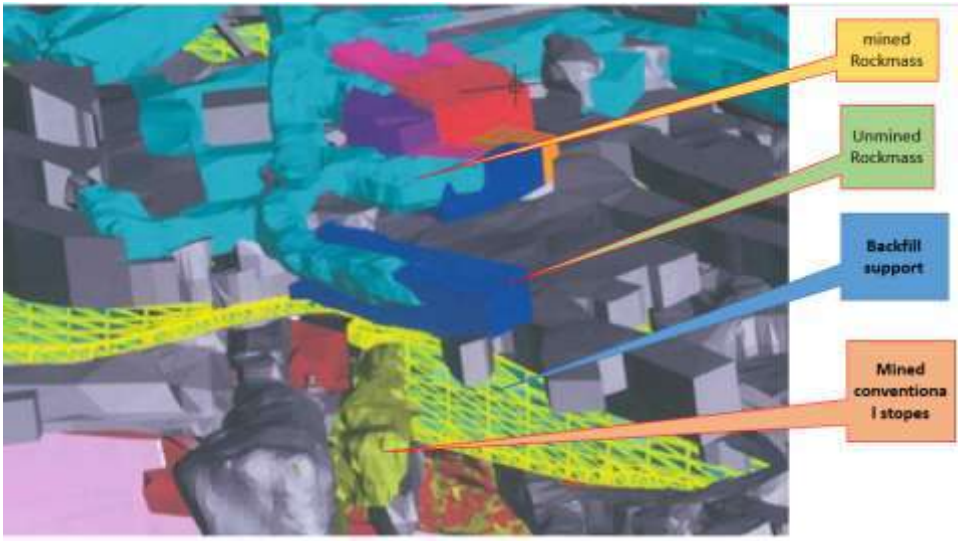


Figure 12. Plain view of the area

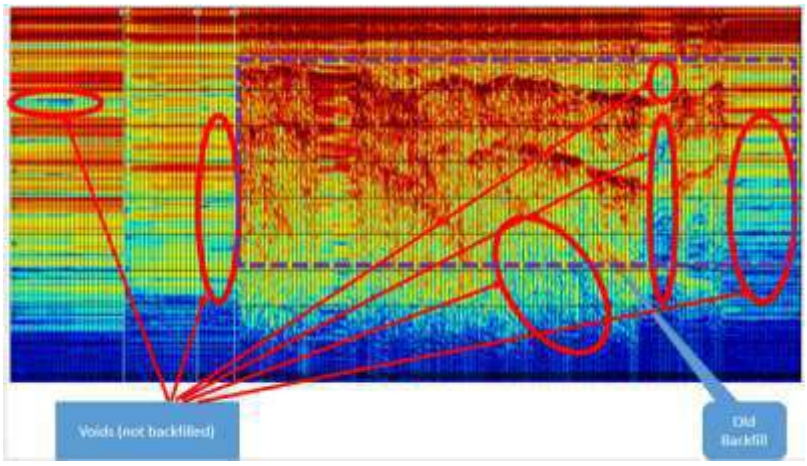


Figure 13. GPR scan showing that from 0m to 1.5m, the footwall is heavily fractured

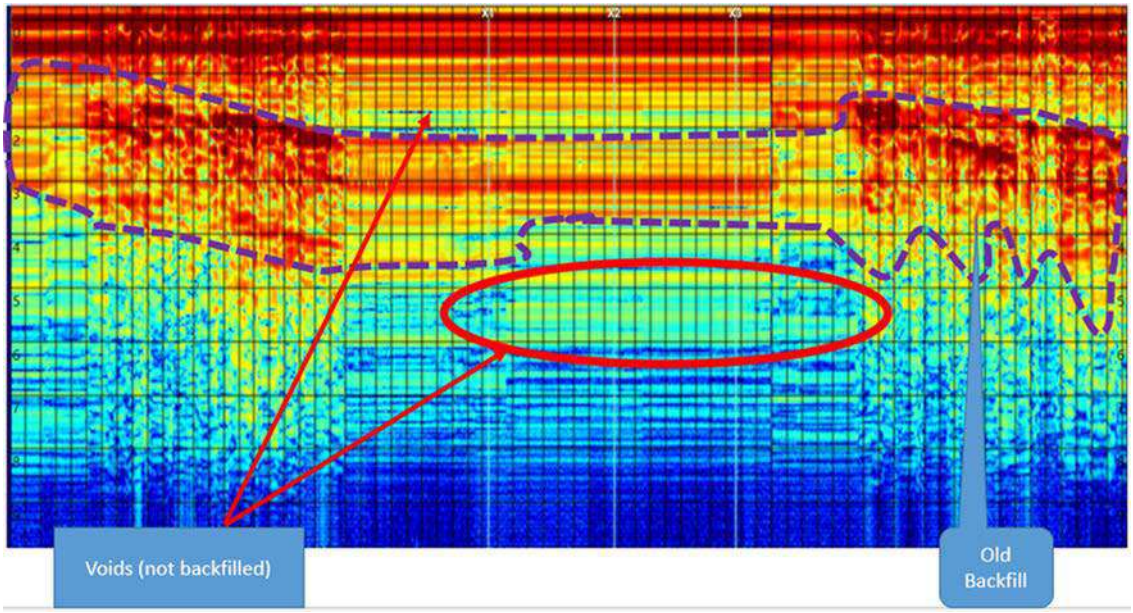


Figure 14. GPR scan showing that from 0m to 1.5m, the footwall is heavily fractured

Hangingwall conditions

Several scans were conducted to identify the geological structures that might cause immediate Falls of Ground (FOG). The scans have shown no significant structures that could cause any FOG immediately. Shallow dipping bedding planes and fractured rockmass were also identified from the scans. Similar to backfill case, borehole camera was also used to validate the results from the scans and it was found that the GPR scanner provides accurate results (see Figure 15).

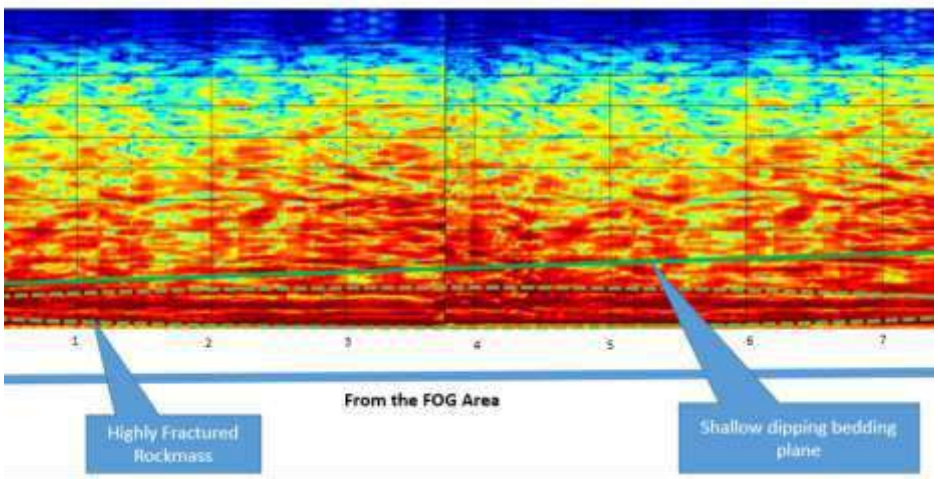


Figure 15. GPR scan showing that from 0m to 2 m, the hangingwall is heavily fractured

CONCLUSIONS

Based on the results of the study, it was noted that the GPR scanner has several applications that can help mining houses to resolve several issues associated with operational risk and employee risk. This was evident when the GPR scanner was used to identify the effectiveness of the face perpendicular preconditioning practices. The results from the scan have shown that five face perpendicular preconditioning practice provides much more fractured rockmass ahead from the mining faces, which implies that less strainburst can be expected from the mining faces. Further results on the application of

the GPR scanner on the calibration of rib pillars have shown that the rib pillars were effective and yielding. The GPR scanner was also used to identify the difference between backfill material and rockmass. This case study was conducted along the mining face, which was already know that it was going to intersect backfill material at a distance of approximately 1.8m. The GPR scanner has shown different material appearing within the scan. This was validated using a borehole camera. Lastly, the identification of geological structures along the hangingwall was also simulated using the GPR scanner. It was noted that bedding planes were identified in the hangingwall. The study demonstrated that a GPR scanner is one of the useful tools that can be used to solve several problems faced in deep to ultra-deep level gold mining.

REFERENCES

Kullmann, D. H., Stewart, R. D. and Grodner, M. (1996). A pillar preconditioning experiment on a deep-level South African gold mine. 2nd North American Rock Mechanics Symposium, Montreal, Canada. pp.55.

Maxwell, S. C and Young, R. P. (1997). Assessing induced fracturing around underground excavations using velocity imaging and induced seismicity. Rockbursts and Seismicity in Mines. Proceedings of the 4th international symposium Kraków, Poland, 11-14 August 1997. Gibowicz, S.J. and Lasocki, S. (eds), Balkema, Rotterdam. pp. 179-183.

Roux A. J. A., Leeman E. R., and Denkhaus H. G. (1957). De-stressing: A means of ameliorating rockburst conditions, Part 1 – The conception of de-stressing and the results obtained from its application. Journal of SAIMM, October 1957, pp. 101-119.

Sengani, F. (2018). Review of face-perpendicular preconditioning practice at South Deep Goldfields Mine, South Africa [MSc Eng. Dissertation]. University of the Witwatersrand, Johannesburg, School of Mining Engineering. South Africa.

Sengani, F and Zvarivadza, T. (2017). Review of pre-conditioning practice in mechanized deep to ultra-deep level gold mining. 26th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES2017). 29 – 31 August 2017, Luleå, Sweden. pp 113 - 127.

Toper, A. Z., Kabongo, K. K., Stewart, R. D and Daehnke, A., (1999). The mechanism, optimisation and effects of preconditioning. 6th. Int. Symp. for Rock Fragmentation by Blasting. SAIMM. Johannesburg.

Toper, A. Z. and Janse Van Rensburg, A. (2002). Implementation of preconditioning. Future mine Collaborative research programme, Task 3.2.3, Final Project Report.

Toper, A. Z. (2002). De-stressing / Preconditioning to control rock bursts in South African deep-level gold mines. Int. Seminar on Deep and High-Stress Mining. Australian Centre for Geomechanics. Perth, November 2002.

Zvarivadza, T., Sengani. F and Adoko. A. C. (2017). In-stope pillar scaling and fracturing in Southern African deep level gold mines. 26th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES2017). 29 – 31 Au-gust 2017, Luleå, Sweden. pp. 379 – 388.

AŞIRI BASKILI SINIFTA BİR KAYA KÜTLESİNDE AÇILAN DERİN YERALTI AÇIKLIKLARINDA TAHKİMAT SİSTEMLERİNİN DAVRANIŞI

THE SUPPORT SYSTEM BEHAVIOUR OF DEEP UNDERGROUND OPENINGS IN AN EXTREMELY SQUEEZING ROCK MASS

İ.F. Öge[1,*], O.Kutay[2], A. Erel[2], E. Soyer[2], C. Tuz[2], C. Ersoy[2], E. Kahraman[2]

[1]Muğla Sıtkı Koçman Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: feridoge@mu.edu.tr)*
[2]Polyak Eynez Enerji Üretim Madencilik A.Ş.

ÖZET

Yeraltı açıklıklarının etrafındaki gerilmeler ile kaya kütlesinin dayanımı arasındaki orantı olumsuz şekilde bozulduğunda büyük ölçekte ve ısrarcı bir deformasyon gözlemlenebilmektedir. Bunun gibi zemin davranışına, baskılı zemin adı verilmektedir. Baskılı zemin davranışına karşı yeraltı açıklıklarında oldukça rijit davranan ağır tahkimat sistemleri ile veya yenilebilen hafif tahkimat sistemleri ile tasarım ve uygulama yapılabilir. Aynı jeolojik birim içerisinde her iki tahkimat sistemi kullanılarak farklı yeraltı açıklıkları sürülmüş ve uygulamaların davranışları hem çeşitli hesaplama yöntemleri hem de saha gözlemleri ile karşılaştırılmıştır. Rijit tahkimat sistemi daha fazla yük taşıyarak deformasyonları durdururken, deformasyon boşluklu yenilen hafif tahkimat sistemi ise kontrollü bir şekilde zemin hareketine izin vererek duraylı hale gelmiştir. Farklı uygulama kısıtlarının bulunduğu her iki farklı kazı ve tahkimat yönteminde de duraylı yeraltı açıklıkları oluşturulabilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Tahkimat, rijit tahkimat, yenilen tahkimat, deformasyon boşluğu, kuyu açma, tünelcilik

ABSTRACT

Large-scale and persistent deformations can be observed when the ratio of the stresses around the underground opening to the strength of the rock mass is unfavourably disturbed. Such ground behaviour is called squeezing ground. In order to cope with the squeezing ground behaviour, the design and application of the support system can be executed either by using heavy support systems having a rigid character or yielding light support systems. The underground openings were driven by using two different support concepts in the same geological unit. The behaviour of two systems was compared to each other by using computational approaches and the field observations. While the rigid support system blocked the deformations by accumulating a considerable support stress, the light yielding support with deformation gap converged to a stable state by allowing deformation in a controlled manner. Stable underground openings were established by employing two different excavation and support schemes under different operational restrictions.

Keywords: Ground support, rigid support, yielding support, deformation gap, shaft sinking, tunnelling

GİRİŞ

Yeraltı açıklıkları etrafında gerilme ve deformasyon, açıldıkları kaya veya zemin koşulları, arazi gerilmeleri ve uygulanan tahkimat sistemine göre farklı davranışlar sergiler. Kısa bir şekilde ÖNORM B2203'te verilen davranışlara göz atmak yararlı olacaktır: "Stabil veya duraylı" koşullar oldukça olumlu bir kazı-tahkimat sürecine izin verir ve lokal dökülmeler haricinde elastik davrandığı söylenilebilir.

Koşullara göre tahkimatsız bir açıklık uzun süreler boyunca ayakta kalabilir. “Gevrek” kaya kütleleri ise, stabil duruma göre daha olumsuz koşulları tanımlar. Zaman içerisinde, uygun ve genellikle hafif tahkimat sistemleri uygulanmadığında sökülme veya yenilmeler artar ve deformasyonlar hızlanma eğilimine girer. Masif ve dayanımı yüksek kaya kütlelerinde, yeraltı açıklıkları etrafında gelişen gerilmeler ve depolanan enerjinin ani veya kısa bir süre içerisinde boşalması durumunda, “dağ atma veya kaya patlaması” olarak adlandırılan yenilme davranışı gözlemlenebilir ve bu durumun gerçekleşebilmesi için genellikle kayda değer bir derinlik gereklidir. Bu davranış durumunda kaya malzemesi, genellikle yenildikten sonra aniden dayanım kaybedecek karakterdedir, yenilmeler yeraltı açıklığı etrafında gelişebilir. Kaya malzemesi ve kütlesinin dayanımı ile açıklık etrafındaki gerilmeler arasında olumsuz bir orantı oluştuğunda “baskılı” davranış gözlemlenir. Bu orantının aşırı derecede olumsuz olduğu durumlarda “aşırı baskılı” kaya koşullarından bahsetmek mümkündür. Kaya malzemesi içerisinde şişme özelliğine sahip kil mineralleri bulunduğunda, yeraltı açıklığı, ortamın nem oranına veya suya maruz kalma durumuna bağlı olarak şiddetli şekilde deforme olma eğilimine girebilir ve bu durum da “şişen” kaya kütleleri olarak tanımlanır. Aynı davranış “çok kohezyonlu – kısa süreli stabil” olarak da tanımlanır. Bunların dışında “daneli” kaya koşulları iyi bağlanmamış, kohezyonsuz kaya davranışını, “akıcı” davranış benzer şekilde düşük kohezyon ve sürtünme durumunda ve su basıncı ile yeraltı açıklığının kaya malzemesi ile dolmasını tanımlar. Bu gibi durumlarda desteksiz ve önsürensiz stabilite sağlanamayabilir, (KGM, 2013).

Madencilik veya tünelcilik faaliyetlerinde, yukarıda verilen kaya kütlesi davranışlarından birkaçının bir araya geldiği veya burada tanımlanmayan davranışların da gözlemlenebileceği söylenebilir. Örneğin nem veya su maruziyeti karşısında kaya malzemesinin dayanımının kısmen veya tamamen azalması, doğal nemini kaybedince ufalanması, çatlaması ve dökülmesini görmek mümkün olabilir. Doğa ile ilgili olmayan koşullardan da kaynaklanan stabilite problemlerine rastlamak mümkün olabilir. Tahkimat sistemlerinde imalat hataları, uygun olmayan malzeme seçimi, zayıf işçilik veya şantiye koşullarındaki çeşitli zorluklar da tahkimat sistemlerinin performansını etkiler.

Aşırı baskılı kaya kütlelerinde deformasyon miktarları büyüktür ve ısrarcıdır. Yeraltı açıklıkları, uzun süre deforme olma eğilimindedir. Aşırı baskılı kaya kütlelerinde, stabil ve fonksiyonelliğini koruyacak yeraltı açıklıklarının oluşturulması için birbirinden çok farklı felsefede tahkimat sistemleri uygulanabilir. İlki ve en geleneksel olanı “direnç prensibi” veya “ağır ve rijit” tahkimat sistemleri olarak tanımlanabilir. Mühendislik çalışmalarına göre ön görülen kaya baskısını karşılayabilecek ve deformasyonları bastırabilecek kapasitede, genellikle kalın püskürtme beton, betonarme, Bernold kaplaması, rijit çelik bağ gibi tahkimat elemanları kullanılabilir. Bu durumda tahkimat sistemleri büyük yüklere maruz kalır, tahkimat sistemlerinde eksenel yükler ve eğilme momentleri oluşur ve eğer uygun tasarlandılar ise, yeraltı açıklığını stabil tutarlar (Barla, 2001).

Aşırı baskılı kaya kütleleri ile başa çıkabilmek için uygulanabilecek bir diğer yöntem ise “yenilen” veya “hafif-esnek” tahkimat sistemleridir. Bu yöntemler, “ağır ve rijit” tahkimat sistemlerine göre daha hafif tahkimat sistemleridir ve idealde belirli bir miktar deformasyona kontrollü şekilde izin vererek tahkimat üzerinde aşıyı yük birikimine izin vermezler (Barla, 2001). Nispeten ince püskürtme beton sınırlı miktarda eksenel yük biriktirebilir, ancak; eğilme momentine karşı düşük dirençtedir. TH tip kayar-bağ (yenilen tahkimat) ise eğilme momentine karşı belirli bir direnç sergilerken, eksenel yük birikimi düşük tutulabilmektedir. Gerilme kontrol elemanları veya yenilen tip çelik tahkimatlar uygun olarak tasarlandığında esnek tipte tahkimat sistemleri oluşturulabilir. Püskürtme beton ve kafes iksa kombinasyonu ile yenilen tip tahkimat sistemi oluşturulması mümkündür.

Her bir tahkimat sisteminin avantajı veya dezavantajı bulunmakta beraber, işletme veya şantiye koşulları tasarımın başarısında önemli rol oynar. En büyük derinliğin 250m’ye ulaştığı Bolu dağı tünelinde tipik NATM konseptleri ile çalışılmaya başlanmış ve karşılaşılan büyük problemler, oldukça rijit ve ağır tahkimat sistemleri ile aşılabilmiştir, (Özben ve Işık, 2006; Şimşek, 2013). Venezüella’da, Yacambú-Quibor tünelinde ise aşırı baskılı kaya koşulları neticesinde TBM kaybı yaşanmış, daha sonra galeri açma makinası ile sürülen 4 m genişlikte tünelde invert tahkimat sistemi uygulamasında karşılaşılan güçlükler

problem yaratmıştır. Nihayetinde, dairesel kesitte yenilen çelik tahkimatlar ve kalın püskürtme beton uygulaması ile problem çözülebilmiştir, (Hoek, 2000).

Çalışmaya konu olan yeraltı açıklıkları oldukça zayıf kaya kütleleri olup yaklaşık 700m derinlikte yer almaktadır. Hem kuyu hem de desandre (eğimli maden galerisi) açıklıkları çalışmada dikkate alınmıştır. Özü itibari ile birbirlerinden çok farklı felsefelere sahip tahkimat sistemleri uygulanarak muhafaza edilmişlerdir.

ÇALIŞMA ALANI VE KAYA KÜTLESİ ÖZELLİKLERİ

Soma Kömür havzasında henüz hazırlık aşamasında yer alan Polyak Eynez yeraltı işletmesinde yaklaşık olarak 4.5 m yükseklik ve 6.8 m genişlikte bir adet desandre ve 8 m iç çapa sahip iki kuyu çalışma için incelemeye alınmıştır. Desandre ve kuyuların Kumtaşı-Silttaşı-Alacalı Kil seviyesi (P1), Üst Linyit seviyesi (KP1) olarak adlandırılan kısımlardan geçişleri esnasında aşırı baskılı bir durum ile karşılaşılacağı öngörülmüştür. Desandre ve kuyular, P1 ve KP1 birimini yaklaşık olarak 700 m örtü kalınlığı altında geçmektedir. KP1 biriminin altında uzanan P1 birimi yeraltı açıklıklarının geçtiği yerlerde deniz seviyesi altında ve yaklaşık olarak -470 m kotlarında bulunmaktadır. Bu bildiri hazırlanırken tüm yeraltı açıklıkları bu birimlerden geçmiş ve nihai olarak stabil hale getirilmişlerdir.

RMR (Bieniawski, 1989) ve Q-Sistemi (Barton, vd., 1974) kaya kütle sınıflama sistemleri olup GSI (Jeolojik Dayanım İndisi), (Hoek, 2007) kütlenin sadece yapısal ve süreksizlikler açısından kalitesini göstermektedir. Çizelge 1'de KP1 ve P1 birimleri için genel dağılımlar görülmektedir. Aşağıdaki değerler (Çizelge 1) desandrenin kazısı sırasında aynadan elde edilmiştir. Aynı zamanda, desandre için yapılmış olan çok sayıda sondaj, geoteknik log ve laboratuvar deneyinden yararlanılmış ve özet halde verilmiştir. Yeraltı suyu durumu yer yer nemli veya ince sızıntı şeklinde iken, kuru kısımlar büyük yer tutmaktadır. Kaya birimlerinde suya veya neme karşı hassasiyet bulunduğunu belirtmek gerekir. Genel olarak, $I_{s,50}$ değeri 1 MPa'dan küçüktür.

Çizelge 1. Kaya kütlesi hakkında temel bilgiler

	RQD(%)	**RMR_{89adj}**	**Q-Sistemi**	**GSI**	**σ_{ci} (MPa)**
Genel	0-20	20-27	0.005-0.028	20-30	1-15
En fazla	50	43	0.772	50	50

P1 birimi kaya malzemesi değişen karbonat seviyesine göre σ_{ci} = 10-15 MPa gibi tek eksenli basınç dayanımlarına çıkabiliyorken, yer yer zemin karakterinde ve yaklaşık olarak σ_{ci} = 1 MPa dayanımda rastlanabilmektedir. Üst ve alt bantta dayanım veren bu birim geçişleri tedrici, net ve keskin tabakalanma içermeyen şekildedir. Çizelge 1'de verilen en büyük değerlere nadiren rastlanabilmektedir. Ancak, kaya malzemesi yakından incelendiğinde birçok içsel süreksizlik barındırdığı ve tektonik etki gördüğü anlaşılmıştır.

Kaya kütlesinin mekanik özellikleri sayısal modelleme gibi amaçlarda kullanılmak için kalibre edilmiş ve Çizelge 2'de verilen özellikler kullanılmıştır. Burada, Gen. Hoek-Brown yenilme ölçütü temel alınmış, eşdeğer Mohr-Coulomb parametreleri bilgi için verilmiştir. Çizelge 2'de "P1-KP1 Genel" malzeme tipi, kayanın zayıf ve sağlam kısımlarının tek bir malzeme tipi olarak genelleştirildiği durum için seçilmiştir. İlerleyen bölümlerde gösterileceği üzere karbonatlı ve düşük karbonatlı seviyeler ayrı ayrı incelenip modellendiğinde kullanılmak üzere P1, "kaya" ve "zayıf" olmak üzere iki kısma ayrılmıştır. Artık dayanım değerleri de ayrıca dikkate alınmış, ancak; burada sunulmamıştır.

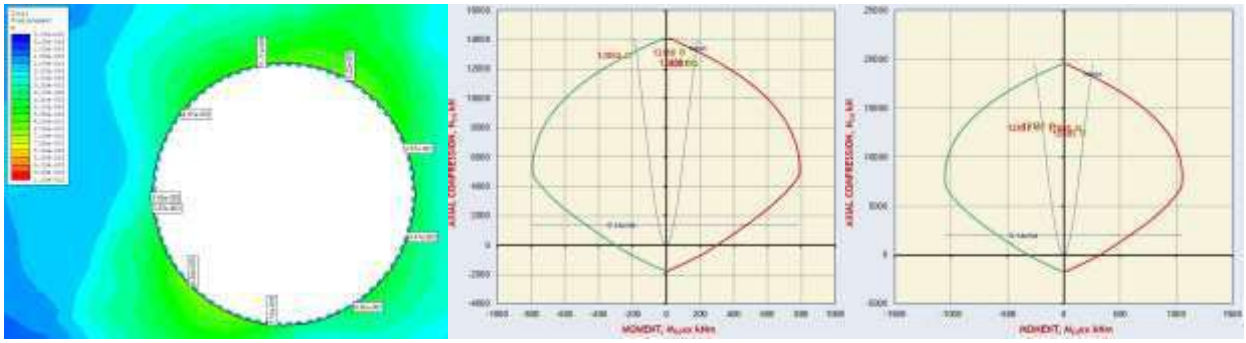
Çizelge 2. Jeolojik birimlerin mekanik özellikleri

	Gen. Hoek Brown					Eşdeğer Mohr-Coulomb	
Malzeme tipi	E_{rm}(MPa)	σ_{ci} (MPa)	m_b	s	a	c' (MPa)	φ'(°)
P1-KP1 Genel	676	11	2.515	0.0039	0.506	1.163	26.19
P1 kaya	2198	15	5.138	0.0357	0.501	1.781	34.08
P1 zayıf	139	1	4.682	0.1889	0.500	0.581	14.66

AĞIR VE RİJİT TAHKIMAT SİSTEMİ UYGULAMASI

Madencilik faaliyetlerinde verimli iş döngüsü oluşturulması esastır. Kuyu açılması esnasında beton naklinin kolaylığı göz önüne alınarak betonarme kaplama yapılmasına karar verilmiştir. Proje aşamasında, özellikle büyük derinlikte, P1 jeolojik biriminin de dahil olduğu bazı zayıf birimler için çift katmanlı betonarme planlanmıştır. İlk katman, yani kaya yüzeyi ile temasta olan betonarme kaplama 40cm kalınlıkta, nihai kaplama 60cm kalınlıkta ve her biri çift sıra donatılıdır. Nihai kaplama, ilk katmanın tamamlanmasından sonra yapılacaktır. Sahada kuyu açma çalışmalarında kullanılan betonun dayanımları (küp örneklerde) 28 günde 70 MPa gibi değerlere erişebilmekte, C50/60 sınıf beton rahatlıkla üretilebilerek her iki katmanda da kullanılmaktadır. Betonun 24 saat içerisindeki dayanımı ortalama 32 MPa, civarındadır. İlk katmanın tahkimat basıncı 24 saatte 2.72 MPa ve nihai olarak 4.25MPa olarak hesaplanabilir, (Carranza-torres, 2004). İkinci katman tek başına 6.22 MPa tahkimat basıncı sağlayabilmektedir.

İlk katman betonarme uygulaması, kuyu dibinde pasanın alınmasını takiben yapılmaktadır. Aynaya yakın ve daire şeklinde kalın beton uygulaması, kaplamanın yüksek basınca maruz kalınmasına yol açar ve sistemin oldukça rijit olduğu belirtilebilir. Aksisimetrik sonlu elemanlar modeli ile üç boyutlu kazı deformasyonları incelenmiş ve düzlemsel deformasyon kabulü ile modelde ilk katman betonun dayanımındaki değişim ve aynadan (kuyu dibinden) olan mesafeye göre deformasyonların ayna desteğinden kurtulması canlandırılmıştır, (Rocscience Inc., 2011) (Şekil 1). Modelleme esnasında Çizelge 2'de verilen "P1-KP1 Genel" malzeme özellikleri kullanılmıştır.



Şekil 1. Kuyuda arından itibaren oluşan hareketler (sol), 24 saat içerisinde (orta) ve nihai olarak (sağ) betonarme eksenel yük ve eğilme momentleri

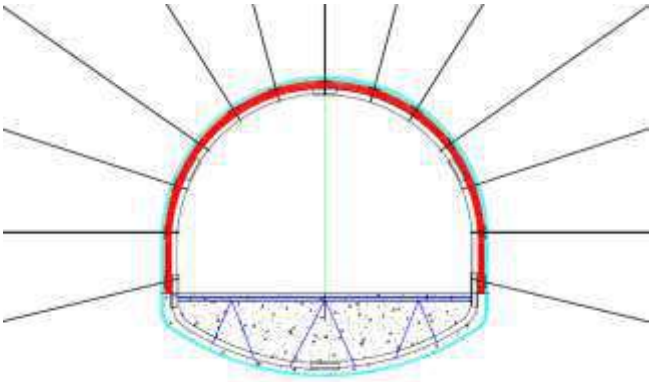
Şekil 1'de kuyu dibinden itibaren tahkimat sistemine etkiyen yüklerden dolayı, betonda en fazla 5-6mm gibi bir radyal deplasman hesaplanabilmektedir. Eksenel yük ve eğilme moment etkileşim diyagramlarına bakarak kuyu dibine yakın kısımlarda (betonun nihai dayanımına erişmediği durum) sınırda dayanım gözlemlenmiştir. Beton dayanım kazandıkça yeterli bir yük taşıma kapasitesine erişildiği ve betonun zemin yüklerini rahatlıkla karşılayabilecek seviyeye ulaştığı görülebilir. İncelemelere dayanarak, kullanılan kaya kütlesi malzeme özelliklerinin de saha ile uyumlu olduğu kanısına varılmıştır. Yerinde betonarme kaplama üzerinde ise gözle görülebilir deformasyon veya çatlak görülememiştir ve kuyu iç genişliğinde daralma bulunmamaktadır.

HAFİF-ESNEK TAHKIMAT SİSTEMİ UYGULAMASI

Yeraltı kömür işletmelerinde galeri sürülmesinde, tipik tünelcilik faaliyetlerine göre bazı ilave zorluklar bulunmaktadır. Maden galerilerinde %25 veya daha dik eğimler uzun galeriler boyunca oluşturulabilmektedir. Bunun gibi eğimlerde baş aşağı galeri sürülmesinde pasa alımı problem doğurur ve lastik tekerlekli donanımların kullanımında emniyet problemleri ortaya çıkmaktadır. Tipik olarak, ülkemizdeki orta ve büyük ölçekte kömür madenciliğinde kollu galeri açma makinası ve buna entegre bant konveyör sistemleri kullanılmaktadır. Bu uygulama pasa alımını kolaylaştırırken, kullanılan konveyör sistemi galeri açma makinasının hareketini kısıtlar. Bu durumda aynada püskürtme beton gibi uygulamalarda robot kullanmak oldukça güç bir hal alabilmektedir. İhtiyaçlar doğrultusunda üç şeritli karayolu tüneli gibi büyük kesitlerin kullanımı gerekli olmayabilir ve bu durum yeraltında büyük ekipman kullanımını kısıtlar. Bir diğer kısıt ise, gazlı ortamda çalışmaya uyumlu ATEX Grup I donanım kullanımı olup, püskürtme beton robotları veya Jumbo gibi donanımlarda temin zorlukları ortaya çıkmaktadır ve bunların ayna dibinde kullanımı, kesiti kaplayan galeri açma makinası tarafından sınırlandırılabilmektedir. Çalışma alanında bulunan desandre tahkimat işlerinde, bahsi geçen zorluklar nedeni ile özellikle aynada kaya veya halat saplama uygulaması, rotary tip manuel matkaplar ve kuru karışım püskürtme beton uygulaması şeklindedir. Yürüyen kalıp ile nihai betonarme kaplama yapılması durumu da değerlendirilmiş ancak; oluşturulacak yürüyen kalıbın hidrolik piston ve göğüsleme kirişlerinin, sürekli kullanımda olan monoray, bant ve askı ekipmanlarının, vantüpün ve insan geçişinde sorun oluşturacağı anlaşılmıştır. Tipik tünel inşaatlarının tersine, belirli bir süreliğine tamamen boş bir desandre, madenin işletilmesi boyunca sağlanamayacaktır. Bu nedenle, tünel inşaatlarındakine benzer nihai kaplama uygulamasının yapılamayacağına kanaat getirilmiştir.

Yukarıda bir kısmı verilen uygulama koşulları nedeni ile hafif-esnek bir tahkimat sistemi geliştirilmek durumunda kalınmıştır. Kaya kütlesinin şiddetli şekilde deforme olma eğilimi göz önüne alınarak, kayanın enerjisini sönümleyecek ve yeraltı açıklığının kontrollü bir şekilde deforme olmasına izin verecek “Yüksek Deformasyon Toleranslı Tahkimat Sistemi” planlanmıştır. Bu uygulamanın esası ince püskürtme beton, uzun halat saplama ve TH tip çelik tahkimattan oluşmaktadır. Buradaki uygulama, 6.8 m genişlik ve 4.5 m yüksekliğe sahip kemer tavanlı maden galerisi için olup, daha büyük kesitler için modifikasyon gerektirmektedir.

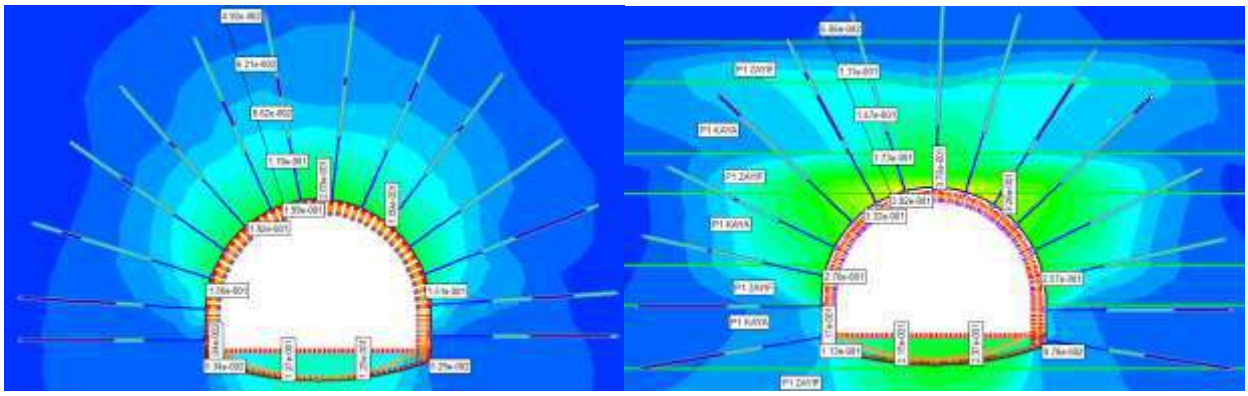
Desandrede gerçekleştirilen uygulamada, tahkimat sisteminin ilk safhası aynada püskürtme beton uygulaması olup kalınlığı 7 cm civarında, çelik hasır veya çelik fiber donatı katkılıdır. Püskürtme beton uygulaması kuru karışım olduğundan dolayı dayanım değerleri operatör tecrübesine göre büyük değişkenlik gösterebilir ve çok yüksek dayanımlar beklenememektedir. Püskürtme beton dayanımı 20 MPa civarındadır. Buna ilaveten 6.3m uzunlukta ve 15.24 mm çapta çelik halat saplamalar yaklaşık 0.75x0.75 m paternde uygulanmaktadır. Halat saplamalar tavan ve yan duvarda aynı uzunlukta planlanmıştır. Çelik tahkimat, nihai galeri kesitini belirlemektedir ve püskürtme beton ile halat saplamanın uygulandığı yüzey ışınsal olarak çelik tahkimattan en az 15cm mesafede yer alır. TH34 tip çelik tahkimat ile püskürtme betonlu ve halat saplamalı sistem arasında deformasyon boşluğu yer almaktadır. Aradaki deformasyon boşluğuna, kullanılan çelik halat uzunluğuna, halatın kopma uzamasına ve zeminin öngörülen veya ölçülebilen deformasyon dağılımına göre karar verilmektedir. Bu boşluğun açıklığı, gerektiğinde ve uygun tasarlandığında 50cm gibi değerlere de varabilir. Daha sonra zemin beklenen deformasyonu yaparak çelik tahkimat ile temas sağladığında veya yaklaştığında ikinci kat püskürtme beton uygulaması öngörülmüştür. İkinci katmanın kalınlığı ortalama 20 cm olarak belirlenmiş ve ikinci kat çelik hasır gerektiğinde uygulanabilecektir. İnvert tahkimat sistemi C30/37 beton olarak belirlenmiş olup, sahanın ve kazı yönteminin kendine özgü koşullarından kaynaklı olarak oldukça geriden (50-100 m) gelmektedir. Planlanan tahkimat sistemi Şekil 2’de verilmiştir.



Şekil 2. Deformasyon boşluğu içeren (kırmızı renk) tahkimat sistemi

Bu sistemin ilk safhada, eğilme momentine ve eksenel yüklere karşı direnci düşüktür. Beklenen deformasyon oluştuktan sonra ise ancak yeteri kadar eğilme momenti ve eksenel yük karşılayabilecek şekilde bir tasarım bulunmaktadır. Kuyu uygulamasındaki betonarme ile kıyaslanamayacak kadar hafif ve esnek bir tahkimat sistemidir. Sistemin ilk aşamada tahkimat basıncı 0.72 MPa ve ikinci kat püskürtme beton ve çelik tahkimat sisteminin tahkimat basıncı 1.13 MPa olarak hesaplanmıştır.

Sayısal modelleme esnasında püskürtme beton ve halat saplama uygulanan yüzeyin çelik tahkimat ile teması sağlanarak ikinci katman betonun uygulanmasına kadar, deplasmanların 15-40 cm aralığında olduğu görülmüştür. İki farklı modelleme yapılmıştır. Bunların ilkinde kaya kütlesinin homojen ve izotrop olduğu varsayılarak Çizelge 2'de verilen "KP1-P1 Genel" adı altında verilen genelleştirilmiş özellikler kullanılmıştır, (Şekil 3, solda). İkinci yaklaşımda ise P1 biriminin zemine benzer davranış gösteren ve nispeten sağlam kısımları modele ayrı ayrı girilerek, Çizelge 2'de "P1 kaya" ve "P1 zayıf" özellikleri modelde uygulanmıştır, (Şekil 3, sağda).

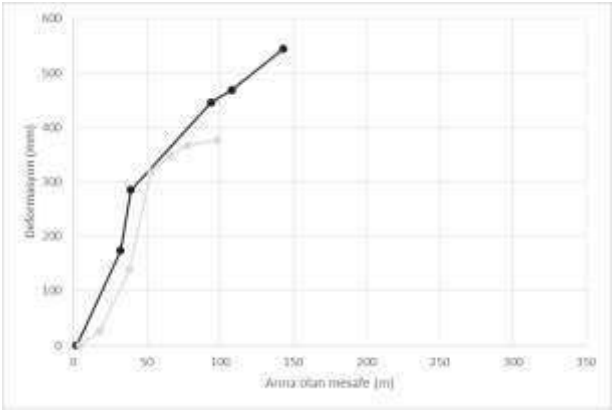


Şekil 3. Deformasyon dağılımları: genelleştirilmiş model (solda), iki malzeme uygulanan model (sağda)

Şekil 3'te sunulan deformasyonlar aynadan itibaren kazı sınırının yaptığı deplasmanlar olup, hareketler oluştuktan sonra deformasyon boşluğunun kapandığı ve çelik tahkimat ve ilave beton uygulaması ile tahkimat sisteminin tamamlandığı durum görülmektedir. Deformasyon boşluğu kapanırken kontrollü bir şekilde oluşan büyük deformasyonlar, ikinci katmanın devreye girmesinden itibaren ise 1cm değeri ile sınırlı kalabilmiştir. Bu tasarım dikkate alınarak uygulama yapılan kısımlarda deformasyonlar sınırlandırılabilmiş ve zaman içerisinde deformasyonların artması önlenmiştir. Sahada yer yer öngörülenden 10-15 cm fazla deformasyonun oluştuğu yerler de bulunmakta olup, galeri fonksiyonelliği anlamında problem arz etmemektedir.

Asli uygulamanın dışında, daha hafif tahkimat sistemi uygulanan kısımlara da değinmekte fayda vardır. Bu uygulamalarda aynı halat saplama yoğunluğu kullanılmış olsa da, yan duvarlarda 3m uzunlukta halat saplamalar içermekte ve daire kapanımı daha gecikmeli olarak tamamlanabilmiştir. Ayrıca, ikinci katman püskürtme beton uygulamasının gecikmesi de istenmeyen deformasyonların oluşmasına yol açmıştır. Bu durumda tahkimat basıncı 0.72MPa olarak verilebilir. Bu çalışma kaleme alınırken desandrenin geçtiği KP1-P1 formasyonu boyunca 64 farklı noktada deformasyon ölçümü yapılmıştır ve bu ölçüm noktaları içerisinde büyük deformasyon gösteren iki örnek nokta verilmiştir. Ölçümler total-station kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Bu bölgelerde yapılan deformasyon ölçümlerinde aynadan itibaren 40 cm seviyelerine kadar kesitte daralma görülerek stabil duruma ulaşan yerler varken, 50 cm'den fazla deforme olan kısımlar bulunmaktadır, (Şekil 4). Bu eğriler aynadan itibaren uzunlama deplasman profilini oluşturmaktadır.

Asıl olarak oluşturulan tasarımdan çok daha hafif olarak sınıflandırılabilecek tahkimat sisteminin uygulandığı kısımlarda deformasyon durma eğilimine girmemiş ve tamir edilerek kesitin tekrar istenilen boyuta getirilmesi gerekmiştir. Tamirat çalışmaları, ilave 20cm püskürtme beton ve TH34 tip çelik tahkimatları, yer yer 8 m uzunlukta ilave halat saplamaları ve planlanan invert uygulamasını içermektedir. Bu şekilde tamir edilen galeri kısımları şu an stabil durumda olup, kullanılmaktadır.

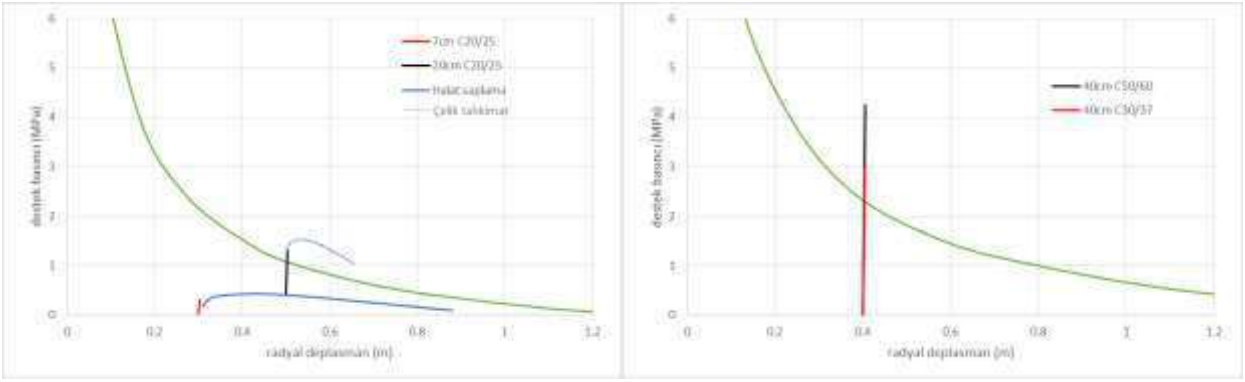


Şekil 4. Ölçülen en yüksek deformasyon ölçümleri (tavan noktası)

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

725m derinlikte ve aynı jeolojik birim içerisinde ağır-rijit ve hafif-esnek tahkimat uygulamaları karşılaştırılmıştır. Hafif ve yenilen tip tahkimat sistemi desandrede, ağır ve rijit tahkimat sistemi kuyuda uygulanmıştır. Kuyuda ölü yük oluşumu, kuyu duvarları desteklenmek durumunda olduğundan ve tavan bulunmadığından dolayı, desandre gibi yataya yakın eğimde galerilere göre daha azdır. Kaya kütlesinin aşırı baskılı davranış göstermesi durumunda, oluşacak ölü yükler, baskı kaynaklı deformasyonun yanında düşük seviyelerde kalacağı belirtilebilir. Bu durumda tahkimat performanslarının karşılaştırılması uygun görülmüştür.

Aynı koşullar altında tahkimat performanslarını daha açık bir şekilde karşılaştırabilmek amacı ile Zemin-tahkimat reaksiyon eğrileri yaklaşımı kullanılmıştır. Bu çalışmada uzunlamasına deformasyon profilleri, aksisimetrik sayısal modeller ile elde edilerek ayna ve ayna gerisi deformasyonlar kestirilmiştir. Zemin reaksiyon eğrilerini elde etmek için sayısal modeller oluşturulmuştur. Tahkimat reaksiyon eğrileri ise Carranza-Torres (2004)'te verildiği şekilde analitik çözümler ile oluşturulmuştur, (Şekil 5).



Şekil 5. Zemin-tahkimat reaksiyon eğrileri: hafif-esnek tahkimat (solda), ağır-rijit tahkimat (sağda)

Zemin-tahkimat reaksiyon eğrileri incelendiğinde, zemin ve tahkimat için verilen çizgilerin kesişim noktaları, sistemin dengeye geldiği durumu göstermektedir.

Öncelikle, hafif ve yenilen tahkimat sistemi için (Şekil 5, solda) hazırlanan eğrilere bakıldığında ilk uygulanan 7cm kalınlıktaki püskürtme betonun kapasitesinin oldukça düşük olduğu görülmektedir. Halat saplamanın ise, uzun boyu sayesinde uzun bir deplasman boyunca yük taşıyıcılığı bulunmaktadır. İlk uygulanan ince püskürtme beton ve halat saplama kombinasyonu yaklaşık 20cm deplasmana kontrollü şekilde maruz kaldıktan sonra, TH34 çelik tahkimat ile teması ikinci katman püskürtme beton ile sağlanmaktadır. Bu durum bütün sistemin arında uygulanması durumuna veya deformasyon boşluğu uygulanmamasına göre daha yüksek güvenlik katsayısı elde edilmesini sağlayabilmektedir. Çelik tahkimatın kırık çizgi ile belirtilmesinin nedeni, tahkimatın kayar bağ olması ve beton ile kaplanmasında oluşan davranışını yaklaşık olarak vermektir. Bu şekilde uygulama yapıldığında güvenlik katsayısının 1.5 civarında olduğu görülmektedir.

Betonarme tahkimat sisteminin uygulandığı durumda ise sistemin davranışı hem yüksek kapasiteli hem de rijittir. Burada kuyu dibine (arına) yakın kısımlarda beton dayanımı henüz daha düşük seviyede iken güvenlik katsayısı 1.3, dayanımını kazandıktan sonra 1.85 seviyelerine erişmektedir. Ayrıca, oluşan deplasmanlar rijit sistem tarafından sınırlandırıldığından dolayı deformasyon toleransı oldukça düşük değerlerde tutulabilir. Zemin reaksiyon eğrisinin dengeye ulaştığı tahkimat basıncı 2.3 MPa, tahkimat kapasitesi 4.2MPa civarlarındadır. Bunun gibi yüksek bir değere hafif tahkimat sistemleri kullanılarak erişilememektedir. Ancak her iki açıklık fonksiyonellikleri sağlanacak şekilde açılabilmiş ve stabilize edilmişlerdir.

YORUMLAR

Soma kömür havzasında bir yeraltı kömür işletmesinde 700-750m gibi büyük bir derinlik altında aşırı baskılı kaya kütle davranışı olarak tanımlanan probleme karşı birbirine zıt iki farklı tahkimat sistemi felsefesi ile uygulama yapılmıştır. Aynı zemin birimi içerisindeki farklı tahkimat sistemlerinin karşılaştırılması yapılmıştır. Hem ağır-rijit hem de hafif-esnek-yenilen tahkimat kullanımı ile yeraltı açıklıkları duraylı hale getirilebilmiştir. Tahkimat sistemlerinin seçiminde işletmedeki uygulama koşulları, makine-donanım ve kazı yöntemi uyumu büyük rol oynamıştır. Deformasyon boşluklu ve yüksek deformasyon toleranslı hafif tahkimat sisteminin tasarımını ve uygulamasını yapmak, rijit tahkimat sistemine nazaran daha güçtür. Oluşacak deformasyonların kestirimine göre oluşturulacak deformasyon boşluğunun belirlenmesi için detaylı çalışma gerekmektedir. Rijit tahkimat sistemi ise yüksek erken dayanıma sahip beton kullanımı ile daha rahat bir şekilde uygulanabilmiştir. İşletme veya inşaat koşullarına göre bu gibi zeminler için birbirinden çok farklı tahkimat sistemleri ile çözümlere ulaşılabileceği görülmekle beraber, geçici tahkimatların deformasyonları durdurmasından sonra

betonarme veya uygun kalite ve kalınlıkta püskürtme beton ile nihai kaplama yapılması, yapıların uzun süre içerisindeki duraylılıklarına büyük katkı sağlayabileceği söylenebilir.

KAYNAKLAR

Barla, G., 2001. Tunnelling under squeezing rock conditions Giovanni Barla Eurosummer-School in Tunnel Mechanics.

Barton, N., Lien, R., Lunde, J., 1974. Engineering Classification Of Rock Masses For The Design Of Tunnel Support. Rock Mech., 4, S.189–239.

Bieniawski, Z., 1989. Engineering Rock Mass Classifications. New York, Wiley.

Carranza-Torres, C., 2004. Elasto-plastic solution of tunnel problems using the generalized form of the Hoek-Brown failure criterion. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 41(SUPPL. 1), pp.1-11.

Hoek, E, 2000. Big tunnels in bad rock / Terzaghi Lecture. ASCE Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering Vol. 127, No. 9. September 2001, pages 726-740.

Hoek, E., 2007. Practical Rock Engineering, Rocscience Inc.

Karayolu Teknik Şartnamesi, 2013. (Yol Altyapısı, Sanat Yapıları, Köprü Ve Tüneller, Üstyapı Ve Çeşitli İşler),T.C. Bayındırlık ve İskan Bakanlığı, Karayolları Genel Müdürlügü, Ankara, 2006.

ÖNORM B2203 1 Oktober 1994.

Özben, M., Işık, S., 2006. Bolu dağı tünel kazılarında jeolojik birimlerin deformasyon oluşumuna ve kazı destek sınıflarının uygulanmasına etkisi. Mühendislik Jeolojisinde Çağdaş Uygulamalar Sempozyumu, 25-27 Mayıs 2006, Pamukkale Üniversitesi, Denizli.

Rocscience Inc., 2011. Phase2, v8.

Şimşek, O. 2013 TÜNELCİLİKTE DÖNÜM NOKTASI BOLU DAĞI TÜNELİ. Türkiye Tünelcilik Semineri, 2013.

AŞIRI DEFORMASYONA MARUZ KALAN GALERİDE ÇOK KATMANLI TAHKİMAT SİSTEMİNİN UYGULANMASI

THE IMPLEMENTATION OF A MULTI-LAYER SUPPORT SYSTEM IN AN EXCESSIVELY DEFORMED ROADWAY

İ.F. Öge[1,*], R. Yazar[2], M.A. Yazar[2], A. Hür[2], Ş. Tarhan[2], M. Göle[2]

[1]Muğla Sıtkı Koçman Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: feridoge@mu.edu.tr)*
[2]Demir Export-Fernas, Eynez Doğu Yeraltı İşletmesi

ÖZET

Yeraltı maden açıklıkları mühendislik normlarına göre mümkün olan en hafif tahkimat sistemleri ile açılır. Böylece uygun ilerleme hızları ve maliyet sağlanabilir. Eğer kaya yükleri ve tahkimat sistemleri arasındaki hassas denge bozulur ise tahkimat sistemleri deforme olabilir. Çalışmada deforme olan bir yeraltı açıklığının tamirat seçenekleri incelenmiş ve birkaç tahkimat sistemi karşılaştırılmıştır. Farklı dolgu seçenekleri kullanmanın mümkün olduğu çok katmanlı tahkimat sisteminin uygulanmasına karar verilmiştir. Sıkışabilir dolgu kullanımı ile çok kısa süre içerisinde deforme olma eğiliminde olan galeri, kıyasla çok daha uzun süre boyunca duraylı halde tutulabilmiştir. Çok katmanlı tahkimat sistemi geliştirmeye açık ve probleme göre değiştirilebilen bir yöntem olduğu görülmüş, çalışmanın yapıldığı işletmenin uygulama koşullarına özel geliştirilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Tahkimat, çelik tahkimat, ramble, dolgu, çok katmanlı tahkimat sistemi

ABSTRACT

Underground mine openings are driven by installation of light supports as possible as engineering norms dictate. It is possible to ensure adequate advance rates and cost by employing such light support systems. If the delicate balance between the rock load and support capacity is unfavourably disturbed, the support systems may deform. In this study, the repair options for a deformed underground opening are examined and a few support systems are compared to each other. A multi-layer support system was decided to be used which enables the implementation of various backfill types. The roadway with a great tendency to deform within a short time interval, was kept stable for a comparably long period. It was observed that the multiple layer support system is open to improvement and adaptable to the different problems. However, the support system is developed for the specific operational conditions present in the mine.

Keywords: Ground support, steel support, backfill, multi-layer support system

GİRİŞ

Yeraltı madencilik faaliyetleri esnasında yeraltı açıklıklarında gözlemlenen duraysızlıklar, işletme faaliyetlerinde ciddi problemlere yol açabilmektedir. Yeraltı açıklıklarında oluşan deformasyonlar, açıklık kesitinin ciddi şekilde daralmasına neden olacak boyuta ulaştığında, makina ve donanım geçişine engel olabildiği gibi, daralan kesitler ocak havalandırmasında istenmeyen dirençlere yol açabilmektedir. Deformasyonlar, dikkatle izlenerek zamanında tamir tarama faaliyeti yürütülmediğinde ise tehlike arz edebilmektedir.

Ülkemiz kömür madenciliğinde yaygın olarak kullanılan galeri tahkimat sistemi genellikle çelik tahkimatlardan oluşmaktadır. Yüksek tahkimat basıncı sağlayamayan ve oldukça hafif çelik tahkimatların kullanımının uygun olduğu kaya kütlelerinin hakim olduğu işletmeler ülkemizde mevcuttur. Hemen her kaya kütlesi koşulu için alternatif tahkimat sistemleri ile çözüm bulunabilmektedir.

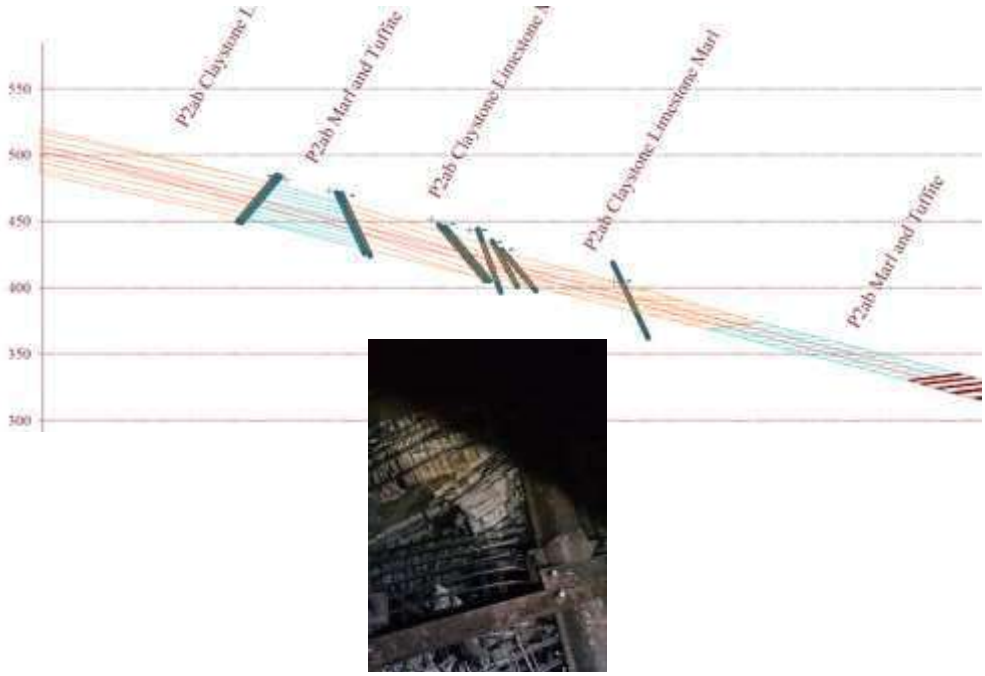
Avrupa'da sığ veya derin birçok kömür işletmesinde 90'lı yılların başına kadar püskürtme beton ve kaya saplaması yaygın şekilde uygulanmamıştır. Dünyada, sağlam kaya birimlerinin hâkim olduğu veya nispeten duraylı kaya kütle koşullarının bulunduğu işletmelerde, oldukça kısa kaya saplamaları kullanılabilmektedir, (Farmer, 1985; Arthur, 2006). Çelik tahkimat ile kaya saplamalarının mukayesesi ise dikkatsiz bir şekilde yapılabilmektedir. Genellikle, çelik tahkimat ile kaya saplamalarının uygulama süreleri, saplama lehine kıyaslanmakta olsa da bu durum oldukça özensiz bir değerlendirme sonucudur. Kısa kaya saplamaları, özellikle split-set tipi seçildiğinde, uygun ilerleme hızları sunarken, zayıf kaya kütlesi koşullarında özellikle 2-3m'den uzun enjeksiyonlu kaya saplamalarının sık bir paternde yerleştirilmesi büyük zaman almaktadır. Tipik maden açıklıklarında çelik tahkimat yerleştirilmesi 30-50 dakika civarında zaman alırken, aynı uzunluk için sık ve uzun saplama uygulaması 2 saat veya daha fazla zaman alabilmektedir. Ayrıca, her tahkimat sisteminin farklı avantaj ve dezavantajlarını görmezden gelen, ezbere yorumlara da sıklıkla rastlanabilmektedir. Basit birkaç temel özellik dikkate alınır ise, püskürtme beton veya betonarme oldukça güçlü bir tahkimat sistemi olup, kalınlığına bağlı olarak az veya çok rijit bir tahkimat sistemi olarak uygulanabilir. Püskürtme beton, pürüzlü kazı yüzeyine uyum sağlayabilmekte, yüksek tahkimat basıncı verebilmektedir; fakat dayanım kapasitesi aşıldığında dayanım kaybına uğrayabilmektedir. Kaya saplamalarının farklı çalışma mekanizmalarına sahip çok sayıda çeşidi bulunmakta olup, zayıf veya sağlam kaya birimlerinde kayanın kendi taşıyıcılığını arttırması, deformasyonları kontrol altına alması açısından oldukça yararlı ve hayatidir, (Mark vd., 2001). Deformasyona uyum sağlayan saplama tipleri bulunmaktadır ancak tek başlarına aşırı deformasyona uyum sağlamaları için özel uygulamalar yapmak gerekir. Çelik tahkimatlar ise beton ile birlikte kullanıldıklarında daha yüksek verimde çalışabilirken, tek başlarına kullanıldıklarında kaya yüzeyi ile temas sağlanmasında zorluk yaşanabilmektedir. Çelik tahkimatlar düzgün yükleme altında yüksek taşıma kapasitesi verirken, az noktadan ve dengesiz yük uygulandığında yenilme eğilimine girerler (Gerçek ve Geniş, 1997). Çelik tahkimatların, özellikle atnalına benzer kemer tavanlı tipleri deformasyona uyum sağlamakta oldukça başarılı olup, başarılı bir tasarım ve uygulama sonucunda yüksek deformasyonda bile taşıyıcılık gösterirler.

Herhangi bir yeraltı açıklığı için gerçekleşebilecek duraysızlık problemine karşı çok sayıda çözüm önerilebilir. Kullanılabilecek makine ve donanım seçenekleri, kazı boyutu, öngörülen ömür dikkate alındığında, bir işletme veya tünel kazısında seçenekler daralabilmektedir. Çalışmada sürekli olarak deforme olan ana nefeslik galerisindeki çok katmanlı tahkimat sistemi uygulaması konu edilmiş ve işletmeye özel koşullarda geliştirilmiştir.

ÇALIŞMA ALANI VE KAYA KÜTLESİ ÖZELLİKLERİ

Eynez Doğu Yeraltı Linyit İşletmesinde hazırlık çalışmaları tamamlananmasını müteakip 23.03.2015 tarihi itibariyle tam mekanize yöntem kullanılarak, yeraltından kömür çıkarma projesinin ilk tam mekanize üretim ayağı devreye girmiştir. İkinci ayak ekipman montajının tamamlanması ile, Şubat 2016 tarihinden itibaren tam kapasite üretime geçilmiştir. İşletme, Soma kömür havzasında, Eynez köyünün batısında yer almaktadır. 2015 yılı içerisinde tamamlanan 500 Doğu ve 498 Batı ana galerileri (desandreler) TH34 tip çelik tahkimat ve yer yer püskürtme beton uygulaması ile desteklenmiştir. 500 Doğu galerisinda ana bant yer almakta ve 498 Batı galerisi nefeslik olarak kullanılmaktadır. Ana bant galerisi 21m^2 ve nefeslik galerisi 18m^2 olacak şekilde ve aralarında net 30m'den fazla mesafe ile açılmışlardır. Her iki galeride tamirat gerektiren kısımlara müdahale edilmektedir. Bu çalışmada daha büyük ölçüde deforme olan nefeslik galerisi incelemeye alınmıştır. %40 veya daha fazla konverjansın görüldüğü kısımlar, Soma kömür havzasında P2ab olarak adlandırılan kısımda yer almaktadır (Şekil 1). Koyu renkli kil bantları ve nispeten sağlam marn tabakalarının bulunduğu bölgede, yer yer laminalı bir

yapı gözlemlenmektedir. Nefeslik galerisinde deforme olan faylı kısımlara ilave bir olumsuzluk olarak, ocak havasındaki yüksek nem karşımıza çıkmaktadır. Bağıl nem oranının ana nefeslik galerisinde %90 seviyelerinin üzerine çıkması nedeni ıslanıp kurumaya karşı hassasiyeti olan zayıf kaya kütlesinin dayanımı daha da düşmektedir (Farmer, 1985). Şişen kil minerallerinin varlığı bilinse de, kaya kütlesinde toplam şişen kil mineralinin %30'dan fazla olup olmadığı ile ilgili soru işaretleri bulunmaktadır ve kısmen şişme etkisinin de bulunduğu söylenebilir.



Şekil 1. Galeride deforme olan yaklaşık 375-425m kotları arası ve etrafındaki jeolojik kesitte birimler ve birime ait fotoğraf

Yüksek deformasyona maruz kalan galeriler birkaç tamirat geçirdikleri ve tahkimat arkasında gevşeyen kaya kütlesi bulunması nedeni ile mekanik özellik tayini geriye dönük analizler ile gerçekleştirilmiştir. Kaya kütlesinin dayanımı Genelleştirilmiş Hoek-Brown yenilme ölçütü ve GSI (Jeolojik Dayanım İndisi) (Hoek, 2007) sistemleri kullanılarak kestirilmiştir. Çizelge 1'de fikir vermesi açısından Mohr-Coulomb parametreleri de sunulmuş ancak analizlerde Gen. Hoek-Brown parametreleri kullanılmamıştır.

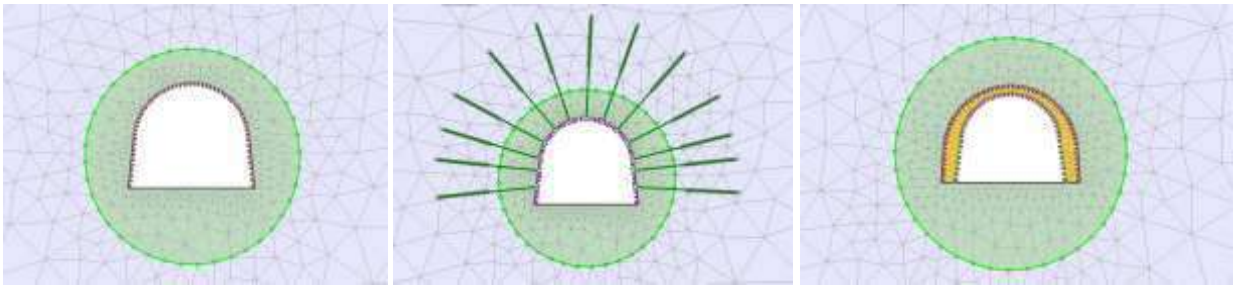
Çizelge 2. Jeolojik birimlerin mekanik özellikleri

		Gen. Hoek-Brown				**Eşdeğer Mohr-Coulomb**	
Malzeme tipi	GSI	E_{rm}(MPa)	σ_{ci} (MPa)	m_i	σ_{cm}	c' (MPa)	φ'(°)
P2ab	35	226	10	7	1.039	0.272	25.91
P2ab örselenmiş	30	163	10	7	0.913	0.244	24.42
P2ab nemden etkilenmiş durum	30	65	4	4.2	0.282	0.137	15.37

Deformasyon nedeni ile örselenen kaya kütlesi içerisindeki çatlaklanma, ocak havasındaki nemin tavan, yan duvar ve tabanda etki etmesini kolaylaştırdığı belirtilebilir. Ayrıca, atımları çok büyük olmasa da faylanma ve tamir tarama faaliyetlerinin, nemin kaya kütlesine tesiri yönünde olumsuz etkisi bulunmaktadır. Bu etki, Çizelge 1'de yaklaşık olarak dayanımın 1/3'üne karşılık gelmektedir. Geriye dönük analizlerde çapı 5m'lik bir alanın nem ve örselenme içerisinde olduğu kabul edilerek bu değerlere erişilmiştir. Bu alan değiştirildiğinde farklı dayanım değerlerinin bulunması da mümkündür.

DEFORMASYON VE TAHKIMAT SİSTEMİ ANALİZLERİ

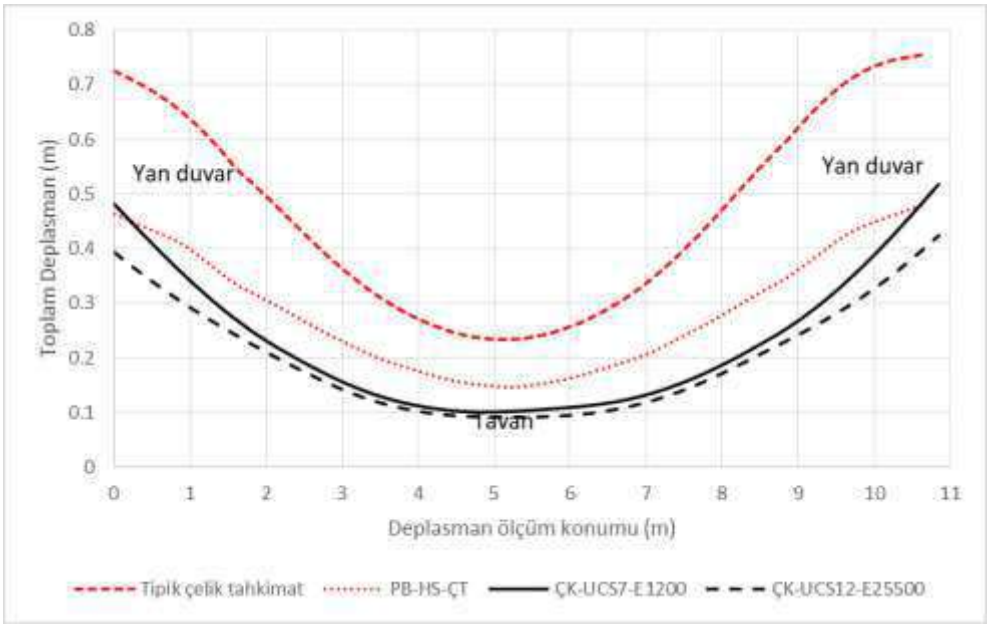
Daha önce 0.75m aralıklar ile yerleştirilmiş atnalı TH34 tahkimatlı kesit, deformasyona maruz kaldıktan sonra, tekrar aynı tahkimat sistemi ile yenilenmiş ve bir ay olmadan gözle görülür deformasyona (%4-8 konverjans) maruz kalmıştır. Bu bölge için derinlik 155-200m aralığında değişmektedir. Çeşitli tahkimat sistemlerini karşılaştırabilmek için sayısal modeller oluşturulmuştur, (Şekil 2). Bunların ilki 0.75m aralıklar ile çelik tahkimat uygulamasıdır. İkinci olarak 0.75x1m paternde 6m uzunlukta 230kN kopma yüküne sahip halat saplama, 20 cm kalınlığında 30MPa dayanımda püskürtme beton ve 0.75m aralıklar ile çelik tahkimat uygulamasıdır. Son olarak, çift sıra çelik tahkimat ve dolgu kombinasyonunun temel görüntüsü verilmiştir. Dolgulu tahkimat sisteminde farklı dolgu özellikleri dikkate alınarak sonlu elemanlar analiz yöntemi ile deformasyonlar araştırılmıştır (Rocscience, 2011).



Şekil 2. Tipik çelik tahkimat uygulaması (solda), halat saplama, püskürtme beton ve çelik tahkimat (ortada), çok katmanlı dolgulu tahkimat sistemi (sağda)

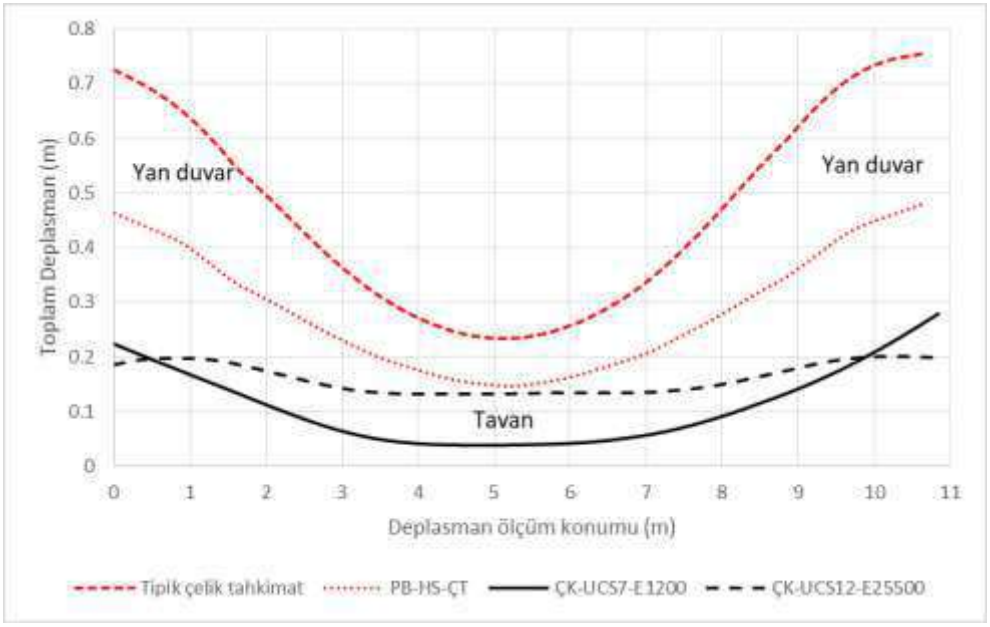
Şekil 2'de verilen sayısal model görüntülerinde daire içerisine alınmış şekilde örselenmiş ve nemden tesirine maruz kalmış zon görülebilmektedir. Bu zonun, kaya kütlesinin doğal halinden farklı özelliklerde olması gerektiği daha önceki bölümde Çizelge 2'de verilmiştir.

Çok katmanlı tahkimat sistemi için iki farklı dolgu özelliği varsayılmıştır. Sayısal modellemeler sonucu ortaya çıkan deplasmanların, galeri yan duvar ve tavan boyunca değerleri, dört farklı uygulama için verilmiştir, (Şekil 3). Burada "Tipik çelik tahkimat" uygulaması ile beraber, 20cm kalınlıkta püskürtme betonun, 13 adet halat saplamanın ve çelik tahkimatın 0.75m aralıklar ile yerleştirildiği tahkimat sistemi, "PB-HS-ÇT" ismi ile verilmiştir. Çok katmanlı tahkimatta, dolgu özelliği olarak iki sınır değer varsayılmıştır. İlki 7MPa basınç dayanımına sahip, elastik modülü E=1200MPa olan çok katmanlı tahkimat sistemi "ÇK-UCS7-E1200" ve diğeri de 12MPa basınç dayanımına sahip ve 25500MPa elastik modül değerlerinde olan dolgu tipi "ÇK-UCS12-25500" olarak tanımlanmıştır. Düşük dayanımlı dolgu daha sıkışabilir özellikte olup yüksek dayanıma sahip olan malzeme ise elastik modülünün yüksekliği sayesinde daha çok betona benzer özelliklerdedir. Oluşan deplasmanların karşılaştırılması Şekil 3'te verilmiştir.



Şekil 3. Farklı tahkimat sistemlerinin deplasman karşılaştırması

Dolgulu uygulamada galeri çevresi nemden yalıtıldığı için dayanım parametrelerinde %60 yerine %40 indirgeme yapılarak analizler tekrarlanmış ve gerçek durumu daha iyi yansıttığı düşünülen sonuçlar Şekil 4'te verilmiştir. Çalışmaya konu edilen kaya davranışlarında, yaygın olarak tabanda tahkimat sistemi oluşturularak tam kapalı daire oluşturulması standart bir uygulamadır, (Barla, 2001). Galerilerin sürekli kullanımda olması, stabil bir invert tahkimat sisteminin büyük derinlik ve kavise sahip olması gerektiği ve bu nedenle büyük zahmet gerektirdiği için uygulama açısından taban tahkimat sistemi tercih edilmemiştir. Bu durumda tahkimat sistemine daha fazla yük binmekte ve taban kabarmasının önüne geçilememektedir. Tabanın kabardığında taranmasında işletme koşulları açısından bir problem bulunmadığı için tasarım da bu yönde geliştirilmiştir.



Şekil 4. Dolgulu çok katmanlı uygulamada nem etkisinin azaltıldığı analiz sonuçlarına göre deplasmanlar

Çok katmanlı ve dolgulu tahkimat sistemleri, diğer tahkimat sistemlerine oranla daha az deformasyonun oluşmasına yol açmıştır. Tavanın kemerli yapısı sayesinde tüm tahkimat sistemlerinde, tavanda daha az deformasyon görülmüştür. Sahada da bu davranış gözlemlenmiş, yan direklerin kapanması daha büyük bir problem olarak tespit edilmiştir. Dolgulu tahkimat sistemlerinin diğer tahkimat sistemlerine göre %30 ile %80 daha az deformasyon oluşmasına yol açması gerektiği hesaplanmıştır. Özellikle Şekil 4'te verilen sonuçlara göre sıkışabilir malzeme kullanımının en başarılı sonucun elde edilmesini sağladığı görülmüştür. Yan direklerde galerinin kullanılabilirliğini etkileyecek kadar deformasyon oluşmayıp, tavanda 5cm'den küçük deformasyon oluşumu hesaplanmıştır.

YERİNDE UYGULAMA

Hâlihazırda kullanılmakta olan galerilerde faaliyetleri en az şekilde aksatacak ve iş güvenliğini sağlayacak şekilde tamir tarama işleri yürütülmesi gerekir. Uygulanabilecek tahkimat seçeneklerinden en pratik olanları değerlendirmeye alınmıştır. Deforme olan çelik tahkimatın, aynı tahkimat ile yenilenmesi durumunda deformasyonların devam edeceği çıkarımını yapmak mümkündür. Püskürtme beton ve halat saplama uygulaması ise deformasyonları kayda değer derecede azaltmaktadır. Ancak, 20cm kalınlığında püskürtme beton ve halat saplamalarda, hesaplamalara göre yenilmeler olmakta ve uzun dönemde davranış adına şüpheler doğurmaktadır. Aynı zamanda, tek halat saplamanın reçine ile uygulamasının yaklaşık 20 dakika sürdüğü göz önüne alındığında bir sıra uygulamanın 260 dakika süreceği tahmin edilebilmektedir. Bu süre, çelik tahkimatın yerleştirilmesine göre çok uzun bir süre olarak karşımıza çıkmaktadır. Kuru karışım püskürtme beton uygulamasında ise 20cm kalınlığı elde etmek oldukça güç ve zaman alıcıdır.

Dolgulu çok katmanlı tahkimat sistemi ise deformasyonları etkin olabileceği ve ocak şartlarına uyumu gözetilerek bu sistemin uygulanmasına karar verilmiştir. Deforme olmuş galeri kesitinde eski çelik tahkimatlar sökülmüş, kaya kütlesi tekrar şekle sokularak yeni ve daha geniş kesit uygulanmış ve daha sonra galeri iç tahkimat katmanı oluşturulmuştur. Gerekli yalıtım ve kalıp işleri tamamlandıktan sonra dolgu uygulaması yapılmıştır (Şekil 5).

Şekil 5. Deforme olmuş kesitin tekrar şekle sokulması ve dış katman çelik tahkimatın yerleştirilmesi (solda), iç ve dış tahkimatlar ve arasında dolgu uygulaması yapılmadan önce (sağda)

Dolgu malzemesi olarak termik santral külü, çimento, 0-4mm kireçtaşı ve su kullanılmaktadır. Bu malzemelerin karışım oranları değiştirilerek farklı dayanım değerlerine erişmek mümkündür. İşletmede 7-13MPa dayanım aralığında farklı dolgu veya ramble tipleri üretilmiştir ve bunların testleri Dokuz Eylül Üniversitesi Kaya Mekaniği Laboratuvarında yürütülmüş ve deney sonuçları elde edilmiştir.

Uygulama esnasında, dış çelik tahkimat katmanının arkasındaki çatlaklı bölgeye nüfuzun sağlanması için akışkanlık gösteren bir dolgu planlanmış ve uygulanmıştır. Dolgunun dayanım değeri, uygulanan su oranının hassas bir şekilde ayarlanamaması sonucu değişkenlik göstermektedir. Dolgunun sıkışabilir karakterde olduğu ve dayanımın 10MPa değerine erişmediği gözlemlenmiştir. Böylece, hesaplamalarda sıkışabilen ve gevrek şekilde yenilmeyen dolgunun sağladığı avantajdan yararlanılacak şekilde uygulama yapılmış olduğu söylenebilir. Dolgu uygulanmış halde galeri içi görünüm Şekil 6'da verilmiştir.

Alışılageldiği şekilde tamir tarama faaliyetleri yürütülerek sadece çelik tahkimat sisteminin değiştirilmesi ile elde edilen galeriler, yaklaşık 3 hafta süre içerisinde deforme olup devamında kesitte ciddi daralmalar görülmekteydi. Yeni uygulama ile tamir edilen kısımlarda, gözle görülür bir deformasyonun 7 ay içerisinde oluşmadığı gözlemlenmiştir. Toplam kesit daralmasının 8cm gibi seviyelere vardığı nadir bölgeler bulunsa da, galerinin kullanılabilirliği anlamında problemin bulunmadığı tespit edilmiştir (Şekil 6).

Şekil 6. Tamamlanmış durumda çok katmanlı tahkimat sisteminin galeri içerisinde görünümü

Tabanda tahkimat bulunmaması nedeni ile zaman zaman tabanın taranması işletme koşullarında zorlu bir probleme yol açmamaktadır. Özellikle, yetersiz dayanımda beton ve çelik tahkimattan oluşan invert desteklerinin taranması çok zahmetli olduğundan, sadece kabaran zeminin taranması işletme tarafından daha cazip bulunmuştur.

YORUMLAR

Nefeslik ana galerisinde oluşan deformasyon neticesinde tamir edilmesi gereken yaklaşık 200m uzunluğunda kısma yapılacak müdahale seçenekleri araştırılmıştır. Klasik çelik tahkimat yenileme işine ilaveten halat saplama-püskürtme beton-çelik tahkimat uygulaması ve çok katmanlı tahkimat sistemi uygulamalarının doğuracağı sonuçlar incelenmiştir. Nihayetinde çok katmanlı dolgulu tahkimat sisteminin uygulanmasına karar verilmiş ve 7 ay boyunca izleme yapılan yeni tahkimat sisteminin uygulandığı bölgede madencilik faaliyetlerini engelleyecek kadar deformasyona rastlanmamıştır, (konverjans <%4).

Oluşturulan tahkimat sistemi sıkışabilir dolgu malzemesi ve TH tip çelik profiller ile tasarlanmıştır. Dış katman olarak kullanılan çelik tahkimat uygun akışkanlıkta dolgu malzemesi ile kaplandığı, içte kalan çelik profillerin de dolgu sayesinde kaya ile tamamen temas içerisinde olması nedeni ile yük taşıma kapasitelerinden tam olarak yararlanılabilmesi mümkün olmuştur. Sıkışabilir dolgu malzemesi enerji absorbe edici özellik sağlamakta ve sıkıştıkça daha pek bir malzeme haline gelebilmektedir. Tahkimat sistemi kalınlığı itibari ile klasik tahkimat sistemlerine göre çok büyük eylemsizliğe sahip olup eğilme momentine karşı direnç sağlamaktadır. Ayrıca, kaya kütlesinin neme maruziyeti dolgu uygulanan kısımda sağlanabilmiş ve dolgunun çatlaklı kaya zonuna uyumlu yerleşmesi katkı sağlamıştır.

Geliştirilen tahkimat sisteminin, gerektiğinde ve uygulama koşulları oluştuğunda, taban tahkimat sistemi ile tamamlanması ve halat saplamalar ile beraber uygulanması mümkündür. İşletme bünyesinde halat saplamanın, çok katmanlı tahkimat sistemine adaptasyonu ile ilgili çalışılmaktadır. İşletmede, malzeme nakliyatını kolaylaştıracak hidrolik ve pnömatik iletim çalışmaları ile beraber dolgu özelliklerini ve reçeteyi iyileştirecek çalışmalara da devam edilmektedir. Geliştirilen sisteme alternatif olarak, farklı işletme koşullarında Bernold kaplaması ve beton uygulaması da yapılabileceği gibi mevcut sistem baz alınarak geliştirme yapmak mümkündür.

KAYNAKLAR

Arthur, J. (2006). Ground control in coal mines in Great Britain. Coal 2006: Coal Operators' Conference (pp. 10-19). University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

Barla, G. (2001). Tunnelling under squeezing rock conditions. Eurosummer-school in tunnel mechanics, Innsbruck (pp. 169-268).

Farmer, I.W. (1985). Coal Mine Structures. Chapman and Hall Ltd.

Hoek, E. (2007). Practical Rock Engineering: RocScience. Available from the publisher at http://www. rocscience. com/hoek/PracticalRockEngineering. asp.

Gerçek, H. Geniş, M. (1997). Practical considerations in dimensioning of supports for rigid steel arches. International Symposium on Rock Support, Lillehammer, Norway

Mark, C., Molinda, G.M. and Dolinar, D.R., (2001). August. Analysis of roof bolt systems. In: Proceedings of the 20th International Conference on Ground Control in Mining. Morgantown (pp. 218-225), WV: West Virginia University.

Rocscience Inc., (2011). Phase2, v8.

ATIM BÜYÜKLÜĞÜ VE ŞEKLİNİN PATLATMA KAYNAKLI YER SARSINTISI AÇISINDAN DEĞERLENDİRİLMESİ

EVALUATION OF BLAST SIZE AND SHAPE FOR BLAST INDUCED GROUND VIBRATIONS

T. Hüdaverdi[1], Ö. Akyıldız[1,] *, A. Karadoğan[3], E. Bozkurtoğlu[4]

[1] İTÜ Maden Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: akyildizoz@itu.edu.tr)*
[3] İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü,
[4] İTÜ Maden Fakültesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Bu çalışma yer sarsıntısı ölçümünde nadiren incelmiş olan atım boyu ve atım şeklinin patlatma kaynaklı yer sarsıntısına etkisini araştırmaktadır. İstanbul bölgesinde bulunan bir agrega ocağında toplam 37 atım gözlenmiş ve 72 yer sarsıntısı kaydı alınmıştır. Her atımın boyu ve eni ölçülmüştür. Aynı zamanda atım şekli üzerinde etkili olan bir boy−en oranı tanımlanmıştır. Bu oran arttıkça atımlar uzun bir kolon şeklini almakta, oran düştükçe atımların şekli kareye benzemektedir Boyu 20 metreden kısa ve 35 metreden uzun atımlar için, özel yer sarsıntısı tahmin denklemleri geliştirilmiştir. Bu denklemlerin tahmin başarısı tüm ölçümler kullanılarak geliştirilen genel tahmin denklemiyle karşılaştırılmıştır. Denklemlerin başarısını karşılaştırmak için 12 farklı hata kriteri kullanılmıştır. Kısa ve uzun atımlar için geliştirilen denklemlerin, genel tahmin denklemine alternatif olarak başarıyla kullanılabileceği görülmüştür. Ölçülen atımların %59'unda boy−en oranı 5'den küçüktür. Atımların %24'ünde boy−en oranı 10'dan yüksek çıkmıştır. Atım boyu-atım eni oranı 5'den küçük olan 37 ölçüm verisi kullanılarak bu atımlara ait bir yer sarsıntısı tahmin denklemi geliştirilmiştir. Bu denklem 12 hata ölçütünün yedisine göre genel tahmin denkleminden daha başarılı sonuçlar vermiştir. Atım boyutlarına dayanılarak geliştirilen spesifik denklemlerin yer sarsıntısı tahmininde başarı şansını yükselteceği düşünülmektedir.

Anahtar Sözcükler: Yer sarsıntısı, atım büyüklüğü, atım şekli, agrega ocağı

ABSTRACT

This study focuses on the investigation of the effect of the blast size and blast shape on ground vibration. Site investigation was performed in an Istanbul region quarry. Thirty-seven blasts were measured and 72 ground vibration data were recorded. Length and width of the blasts were measured. Additionally, a length−width ratio was defined. Increase of the length−width ratio turns the blast shape into a long column. The decrease of ratio results in a square shape blast. Specific vibration prediction equations were developed for blast those shorter than 20 meters and longer than 35 meters. These specific equations were compared to general vibration prediction equation that was developed based on whole blast data. Twelve error measures were used to compare the equations. The equations those developed for short and long blasts show considerable promise. Length−width ratio is smaller than five for 59% of the measured blast data. A specific vibration prediction equation was developed for the blasts those length−width ratio is smaller than 5. This equation was made better predictions than general predictor equation according to seven error measures. The specific equations, which were developed based on blast size, will increase prediction capability.

Keywords: Ground vibration, blast size, blast shape, aggregate quarry

GİRİŞ

Patlatma operasyonun en önemli çevresel etkilerinden biri kuşkusuz yer sarsıntısıdır. Özellikle yerleşim yerlerine yakın konumlanan taş ocaklarında yer sarsıntısı büyük önem arz etmektedir. Patlatma kaynaklı yer sarsıntısı değerlendirilirken genellikle gecikme başına kullanılan patlayıcı miktarı ve ölçüm mesafesi üzerinde durularak çözümler aranmaktadır. Bu durum yer sarsıntısı seviyelerinin düşürülmesini zorlaştırmaktadır. Özellikle yerleşim yerlerine yakın ocaklarda, patlatma tasarımının yer sarsıntısı oluşumuna etkisi incelenmelidir. Bu çalışma, literatürde nadiren araştırılmış olan atım büyüklüğü ve şeklinin yer sarsıntısı seviyeleri üzerindeki etkisini incelemektedir. Atım büyüklüğü parametresiyle atım boyu, eni ve sıra sayısı değerlendirilmektedir. Sıra sayısı ve delik sayısı atım şeklini belirleyen temel unsurlardır.

Hustrulid (1999) artan sıra sayısının yer sarsıntısını artıracağını iddia etmiştir. Sıra sayısının artışı en arka sırada sıkışmaya neden olacak, aşırı söküm gerçekleşecek ve düzensiz şekilli yeni bir ayna oluşacaktır. Ayrıca, verimli bir atım için atım boyunun atım genişliğinden en az 1,5 kat fazla olması gerektiğini ve belirtmiştir. Mümkünse atım boyu genişliğin 3−4 katı olmalıdır. Konya ve Walter (1990) ve Jimeno vd. (1995) de atım büyüklüğünün yer sarsıntısı üzerinde etkili olduğunu belirtmiş; sıra sayısının artışının titreşim seviyelerini artıracağını vurgulamışlardır. Atım büyüklüğünün artışı kuşkusuz patlatma operasyonunun daha organize bir şekilde gerçekleşmesini sağlayacaktır. İstanbul bölgesindeki agrega ocaklarında her atım öncesi patlayıcının ocağa sevki gerekmektedir. Ocakların patlayıcı deposu yoktur. Ayrıca patlatma operasyonu güvenlik güçlerinin nezaretinde gerçekleştirilmektedir. Her gün gerçekleştirilen küçük atımlar yerine planlanacak daha büyük atımlar, üretim operasyonunun daha hızlı yürümesini sağlayabilir.

Bu çalışmanın devam eden bölümlerinde öncelikle saha ölçümleri hakkında bilgi verilmiş, atım büyüklüğü kavramı ve nasıl ölçüldüğü açıklanmıştır. Daha sonra atım boyu ve eni ölçümleri analiz edilmiş farklı atım boyları için özel yer sarsıntısı tahmin denklemleri oluşturulmuştur. Ardından bir boy–en oranı tanımlanmış ve düşük boy–en oranına sahip atımlar için yeni bir yer sarsıntısı tahmin denklemi geliştirilmiştir. Denklemlerin tahmin kapasitesi farklı hata kriterleri kullanılarak irdelenmiştir.

SAHA ÖLÇÜMLERİ

Çalışma sahasının yapısı ve yer sarsıntısı ölçümleri

Çalışma yapılan Cendere Bölgesi'nde Ayazağa Kemerburgaz yolu üzerinde temel olarak beş büyük ocak mevcuttur. Ölçümlerin yoğunlukla gerçekleştirildiği ocak Akdağlar Ocağı'dır. Akdağlar ocağının toplam agrega rezerv büyüklüğü yaklaşık 621 milyon tondur. Ocak yıllık 5 milyon ton agrega işleme kapasitesine sahiptir. Bölgenin jeolojik yapısı Trakya formasyonu olarak adlandırılmaktadır. Karbonifer yaşlı Trakya formasyonu uyumsuz bir şekilde neojen çökellerin üzerinde yer alır. Trakya formasyonu birbirini takip eden kumtaşı (grovak), şeyl, silttaşı, çamurtaşı katmanlarından oluşur. Formasyon genellikle bozunmadan dolayı koyu grimsi–yeşil veya grimsi kahverengi bir renge sahiptir. Kumtaşı, formasyonun en baskın kaya yapısıdır. Kireçtaşı ve konglomera lensleri ve sokulumları tabakalar arasında yer alır. Trakya formasyonunun kalınlığı 600-1700 metre arasındadır. Formasyon genel olarak denizel kökenli olarak kabul edilmektedir (Eroskay, 1985). Formasyon yoğun bir şekilde bükülmüş, kıvrımlanmış, çatlaklı bir yapı gösterir. Bölgedeki temel süreksizlik KB-GD ve KD-GB istikametinde yer alan faylardır. Yoğun çatlaklı yüzeylere sık rastlanır ve yer yer kaya kütlesi tamamen parçalanmış bir yapı gösterebilir (Eroskay, 1985; Tuğrul & Ündül, 2006).

Ocaklarda kolon şarjı olarak emülsiyon patlayıcılar kullanılmaktadır. Kimi atımlarda ANFO kullanılmakla birlikte, sulu deliklerdeki verimliliği nedeniyle emülsiyon patlayıcıların kullanımı özellikle 2018 senesinin ilk aylarından itibaren artmıştır. 2018 yılının ilk aylarından itibaren ocaklarda büyük ölçüde nonel (elektriksiz) ateşleme sistemine geçilmiştir. Elektriksiz ateşleme düzeninde delik içi

kapsüller 500 milisaniye gecikmeye sahiptir. Yüzey gecikmesi olarak sıklıkla 17-25 milisaniye gecikmeli kapsüller kullanılmaktadır.

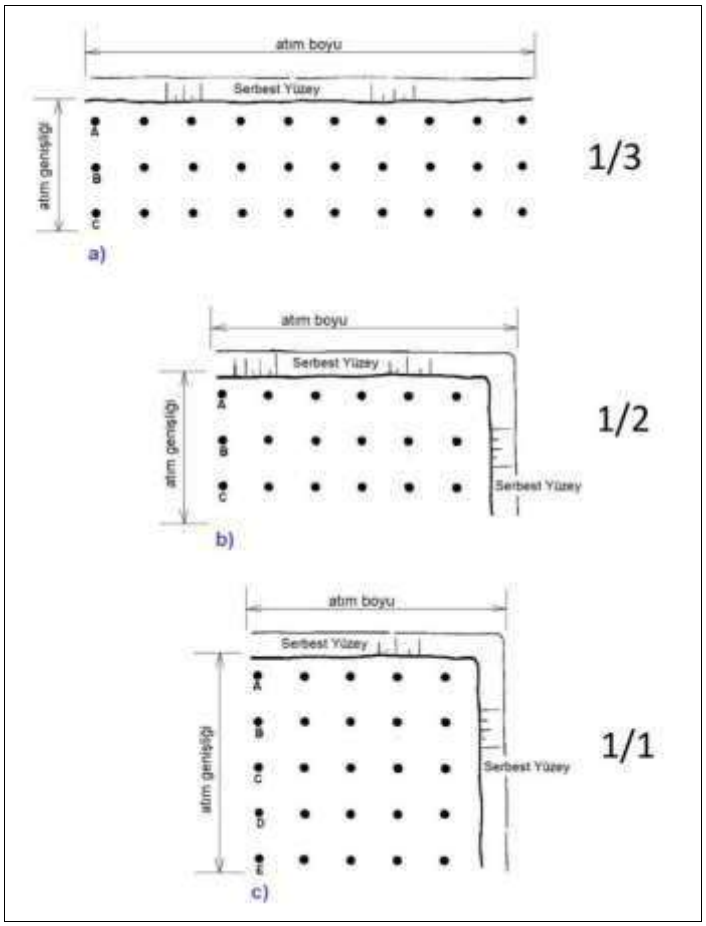
Bu dönemdeki incelemeler toplam 37 atım ölçümü üzerinden gerçekleştirilmiştir. Atımlarda genellikle 2 adet kimi zaman 3 adet yer sarsıntısı ölçer sismograf kullanılmıştır. Toplam 73 farklı yer sarsıntısı kaydı alınmıştır. Ölçülen atımlar kullanılarak ocak için ölçekli mesafe kavramına dayanan bir yer sarsıntısı tahmin denklemi geliştirilmiştir:

$$ppv = 394{,}8.(SD)^{-1{,}516} \qquad (R^2 = 0{,}8499) \qquad (1)$$

Burada "*ppv*" parçacık hızıdır ve birimi milimetre/saniye'dir. SD ($m/kg^{0,5}$) ise ölçekli mesafedir. SD, "$D/W^{0,5}$" oranını ile ifade edilmektedir. *D* (m), detonasyon noktası ile ölçüm istasyonu arasındaki mesafedir. *W* (kg) ise maximum patlayan anlık şarj miktarıdır. Denklem 3 bundan sonraki bölümlerde genel tahmin denklemi olarak adlandırılacaktır.

Atım büyüklüklerinin ölçümü

Her atımda patlatma tasarım parametrelerin yanı sıra atım boyu (K), atım genişliği (G) ve sıra sayısı ayrıntılı biçimde kayıt edilmiştir. Bunlara ek olarak atım boyu−atım eni oranı (K/G) analiz edilmiştir. K/G oranı atımın genel şeklini ortaya koymaktadır. Şekil 1, sıra sayısı ve delik sayısı ile ilgili olarak atım şeklinin değişimini göstermektedir.

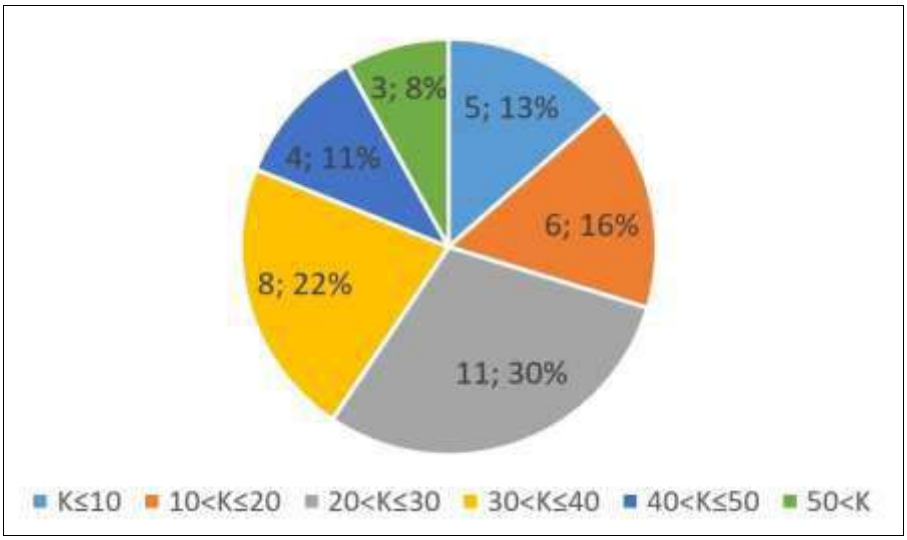


Şekil 1. Delik sayısı ve sıra sayısının atım şekli üzerindeki etkisi

Şekil 1'in a ve b kısmı 3 sıralı bir atımı, c kısmı 5 sıralı bir atımı göstermektedir. Şekil 1a'da atım eni, atım boyunun 1/3'ü kadardır. Diğer bir deyişle K/G oranı 3'tür. Atım nispeten uzun bir kolon şeklindedir. Sıra sayısını değiştirmeden her sıradaki delik sayısının artışı kolonun uzamasını sağlayacaktır. Şekil 1b'de atım eni, atım boyunun yarısı kadardır. Şekil 1c'de ise atım boyu ile atım eninin uzunluğu aynıdır. K/G oranının 1'e yaklaşması durumunda Şekil 1c'deki gibi atım şekli bir kareye benzemektedir.

ATIM BOYU ÖLÇÜMLERİNİN ANALİZİ

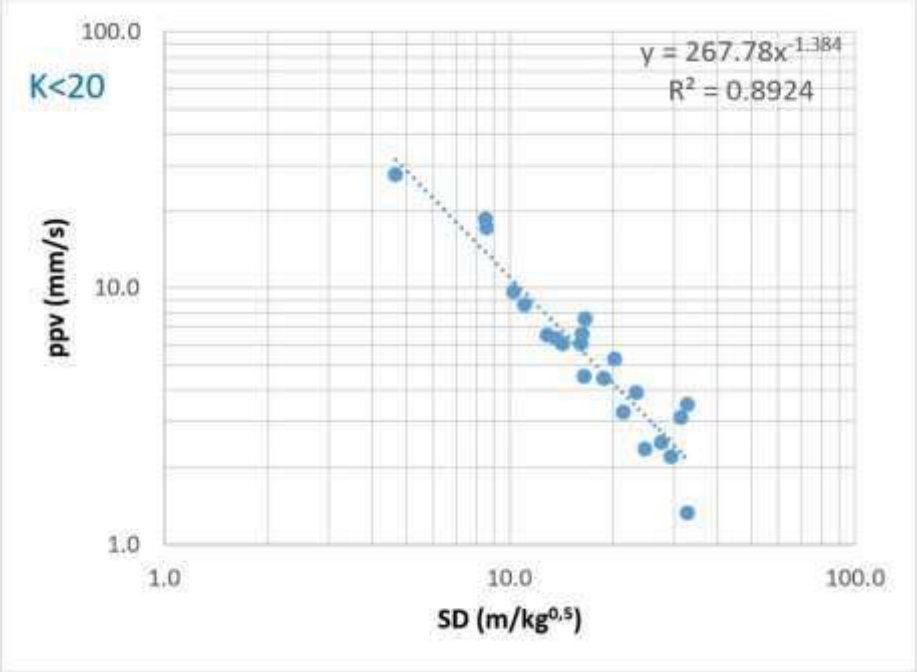
Atım boyu ölçümlerinin yüzde dağılımı Şekil 2'de pasta grafik olarak sunulmuştur. Pasta dilimlerinde verilen ilk rakam atım sayısını, ikinci rakam yüzdelik dilimi göstermektedir. Buna göre atımların %52'si yani yarıdan fazlası 20−40 m arasındadır. Atımların yalnızca %8'inde atım boyu 50 metreden fazladır. Boyu 10 metreden küçük atımların oranı %13'dür. Genel olarak atım boylarının taş ocaklarına uygun ortalama değerler aldığını söylemek mümkündür. Atım boyunun artışı kuşkusuz delik sayısının artışıyla da ilişkilidir. Atım boyunun artışı üretim miktarında artış sağlayabilir. Bununla beraber atım boyları arttıkça deliklere patlayıcı şarjında ve özellikle ateşleme sisteminin bağlantısında daha titiz olunması gerekliliği vardır. Delikler bağlandıktan sonra ateşleme hattının kontrolü, atım boyu uzadıkça daha güçleşecektir. Özellikle boyu 40 metreden fazla olan atımlarda (toplam atımların %19'u) daha dikkatli çalışılmalıdır. Boyu 10 metreden kısa olan atımlar nispeten küçük atımlardır. Zorunluluk gereği kimi zaman bu tür atımları yapmak gerekse de; verimlilik açısından küçük atımların sayısının düşürülmesinde fayda vardır.



Şekil 2. Ocaklarda ölçülen atım boylarının yüzdesel dağılımı

Yapılan analizler yoluyla kısa boylu ve uzun boylu atımlar için iki ayrı denklem geliştirilmiştir. Şekil 3 atım boyu 20 metreden kısa olan atımlar için *ppv–SD* grafiğidir. Görüldüğü üzere R^2 değeri 0,89 mertebesindedir. Boyu 20 metreden küçük atımlarda kaydedilmiş toplam 22 ölçüm verisi mevcuttur. Bu atımlar için ortalama *SD* değeri 18,64; ortalama *ppv* değeri 7,16 mm/s'dir. Buna göre tahmin denklemi şu şekilde yazılabilir.

$$ppv = 267{,}78.(SD)^{-1{,}384} \qquad (K<20) \qquad (R^2 = 0{,}8924) \qquad (2)$$



Şekil 3. Atım boyu 20 metreden küçük atımlar için ppv−SD grafiği

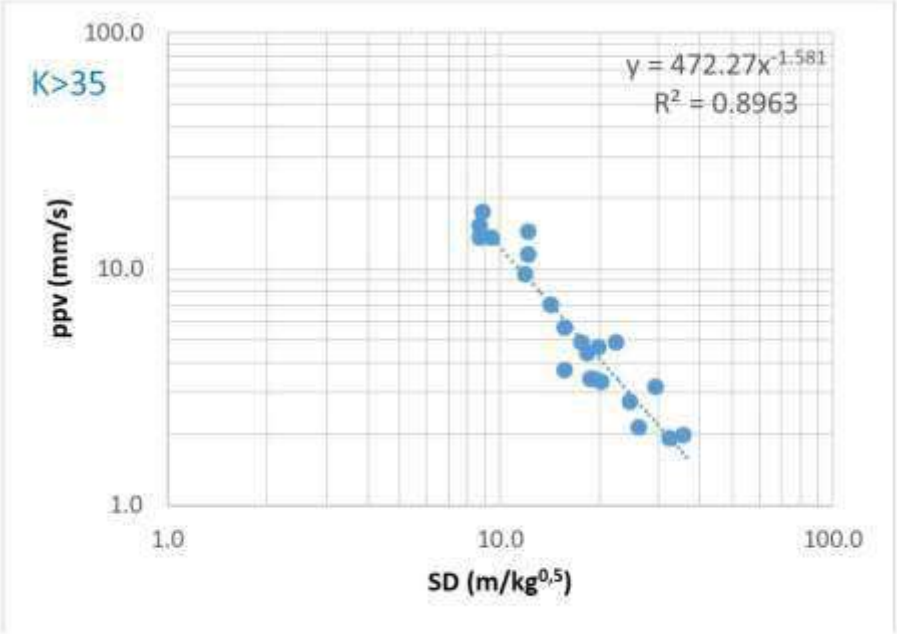
Aşağıda Tablo 1'de 20 metreden kısa atımlar için geliştirilen Denklem 2 genel tahmin denklemiyle karşılaştırılmıştır. Her iki denklem de 20 metreden kısa atımlarda ölçülen 22 titreşim verisine uygulanmış ve hata ölçütleri hesaplanmıştır. Temel olarak 9 farklı hata ölçütü kullanılmıştır. Mutlak hata ölçütleri ortalama mutlak hata (OMH), medyan mutlak hata (MMH) ve ortalama karekök hatadır (OKH). Yüzde hata ölçütleri ortalama mutlak yüzde hata (OMYH) medyan mutlak yüzde hata (MMYH) ve ortalama karekök yüzde hatadır (OKYH). Nispeten literatüre yeni girmiş olan ölçekli hat ölçütleri Ortalama mutlak ölçekli hata (OMÖH) ve ortalama karekök ölçekli hatadır (OKÖH) (Hyndman, 2006). Hata ölçütlerinin tersine yüzde varyans oranının (YVO) yüksekliği tahminin başarısını gösterir (Grima ve Babuska, 1999). Görüldüğü üzere 12 hata ölçütünün 11'inde Denklem 5 daha başarılıdır. Özellikle hesaplanan *mutlak hata* ve *ölçekli hata* değerlerinde önemli ölçüde fark vardır. 20 metreden küçük atımlar için geliştirilen denklem kısa atımların yer sarsıntısı tahmininde rahatlıkla kullanılabilir.

Çizelge 1. Boyu 20 metreden küçük atımlar için hesaplanan hata değerleri

	Mutlak Hata			Yüzde Hata			Ölçekli Hata		
	OMH	*MMH*	*OKH*	*OMYH*	*MMYH*	*OKYH*	*OMÖH*	*OKÖH*	YVO
K<20 için Tahmin Denklemi (Denk. 2)	1,30	0,93	1,78	20,20	16,86	23,68	0,26	0,36	91,80
Genel Tahmin Denklemi (Denk. 1)	1,56	1,10	2,61	21,11	19,30	24,21	0,31	0,52	82,68

Denklem 3, boyu 35 metreden büyük atımlar için geliştirilmiştir. Görüldüğü üzere R^2 değeri oldukça yüksektir. Genel tahmin denkleminin (Denklem 1) R^2 değerinin 0,85 olduğu düşünülürse, R^2 değerinde yaklaşık %5,4'lük bir artış sağlanmıştır. Denklem 3'ü geliştirmek için de yaklaşık 22 ölçüm verisi kullanılmıştır. Bu verilerin ortalama ölçekli mesafe (SD) değeri 18,60; ortalama *ppv* değeri 6,77 mm/s'dir. Denkleme ait *parçacık hızı−ölçekli mesafe* grafiği Şekil 4'de sunulmuştur.

$$ppv = 472{,}27.(SD)^{-1{,}581} \quad (K>35) \quad (R^2 = 0{,}8963) \quad (3)$$



Şekil 4. Atım boyu 35 metreden büyük atımlar için ppv−SD grafiği

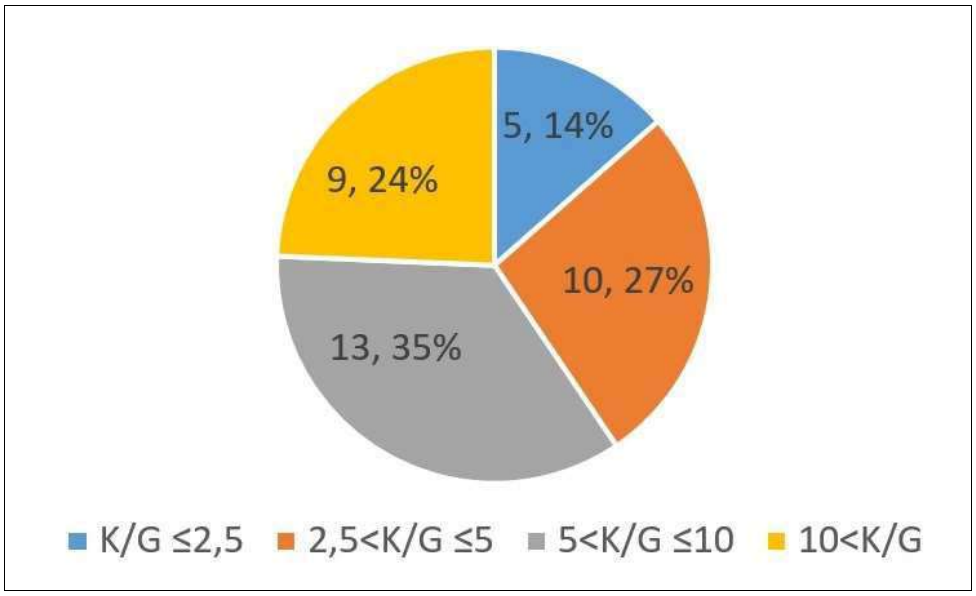
Boyu 35 metreden büyük atımlar için hesaplanan hata değerleri Tablo 2'de karşılaştırma amacıyla genel tahmin denklemi ile birlikte verilmiştir. Dokuz hata ölçütünün 8'inde, Denklem 3 genel tahmin denkleminden daha başarılıdır. Boyu 35 metreden büyük atımlar için genel tahmin denkleminin yanı sıra, 3 No'lu denklem de rahatlıkla kullanılabilir.

Tablo 2. Atım boyu 35 metreden büyük atımlar için hesaplanan hata değerleri

	Mutlak Hata			Yüzde Hata			Ölçekli Hata		
	OMH	*MMH*	*OKH*	*OMYH*	*MMYH*	*OKYH*	*OMÖH*	*OKÖH*	YVO
K>35 için Tahmin Denklemi (Denk.3)	1,00	0,48	1,53	17,14	13,57	23,10	0,20	0,31	89,91
Genel Tahmin Denklemi (Denk. 1)	1,04	0,68	1,59	17,76	12,13	23,55	0,21	0,32	89,28

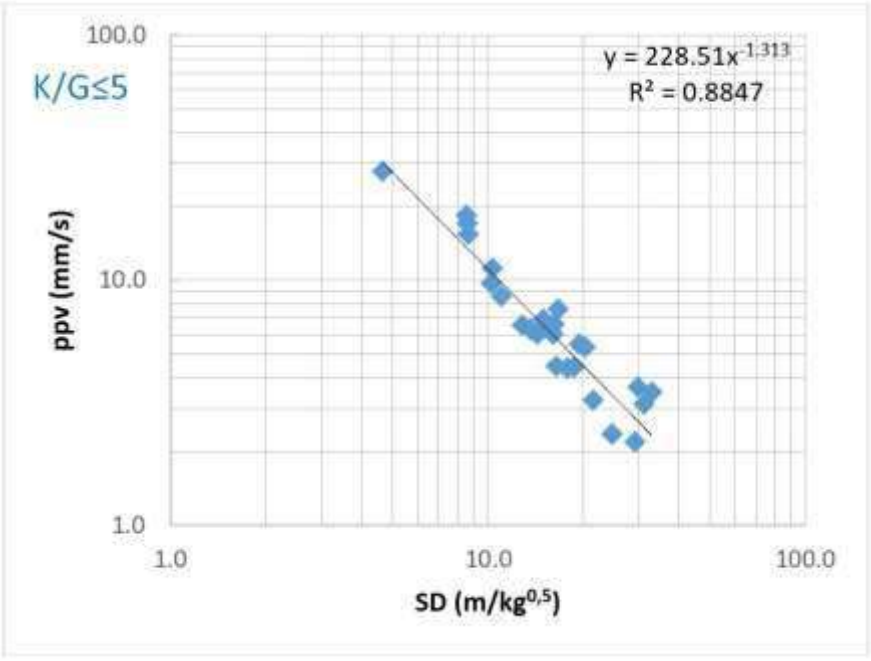
ATIM BOYU–ATIM ENİ ORANI (K/G)

Otuz yedi atım için Atım boyu (K)–Atım eni (G) oranının (K/G) değişimi aşağıda Şekil 5'de gösterilmiştir. Atımların %59'unda K/G oranı 5'den büyüktür. Uzun bir kolon şekli almış atımlar K/G oranının 10 değerinin üzerinde olduğu atımlardır. Bu atımlar tüm atımların %24'ünü oluşturmaktadır. Agrega ocaklarında basamak genişlikleri nispeten dardır. Sıra sayılarını 4'ün üzerine çıkarmak güçtür. K/G oranların genellikle yüksek olmasında bu durumun da önemli rol oynadığı tespit edilmiştir.



Şekil 5. Ölçülen atımlarda K/G oranının yüzdesel dağılımı

Yapılan inceleme sonucunda K/G oranı 5'den küçük olan atımlar için yüksek R^2 oranına sahip bir denklem geliştirilmiştir. K/G oranı 5'den küçük olan atımlar ölçülen 37 atımın %41'ini oluşturmaktadır. Aşağıda Şekil 6'da *ppv–SD* grafiği sunulmuştur. Denklem oluşturmak için 27 yer sarsıntısı ölçüm verisi kullanılmıştır.



Şekil 6. K/G oranı 5'den küçük atımlar için ppv−SD grafiği

Buna göre K/G oranı 5'den küçük atımlar için geliştirilen denklem şu şekilde yazılabilir:

$$ppv = 228{,}51.(SD)^{-1{,}313} \qquad (K/G \leq 5) \qquad (R^2 = 0{,}8847) \qquad (4)$$

Denklem 4 için tüm hata ölçütleri hesaplanmıştır. Ayrıca Genel Tahmin Denklemi (Denk. 1) K/G oranı 5'ten küçük olan atımlara ait 27 titreşim verisine uygulanmış; böylece her iki denklemi

karşılaştırma imkânı yaratılmıştır. Tablo 3'de görüldüğü üzere Denklem 4 beş hata ölçütünde genel tahmin denkleminden daha iyidir. Özellikle yüzde varyans oranı (YVO) oldukça yüksektir. Genel tahmin denklemi özellikle yüzde hata değerlendirmesinde daha başarılıdır. Her iki tahmin denkleminin de K/G oranı 5'ten küçük atımlar için birbirine alternatif olarak kullanılabileceği düşünülmektedir.

Çizelge 3. K/G oranı 5'den küçük atımlar için hesaplanan hata değerleri

	Mutlak Hata			Yüzde Hata			Ölçekli Hata		
	OMH	*MMH*	*OKH*	*OMYH*	*MMYH*	*OKYH*	*OMÖH*	*OKÖH*	YVO
KG≤5 için Tahmin Denklemi (Denk. 4)	1,23	1,00	1,59	18,51	17,63	20,49	0,25	0,32	92,50
Genel Tahmin Denklemi (Denk. 1)	1,41	0,99	2,38	18,36	15,92	21,22	0,28	0,48	83,18

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Ocakta gözlenen atımların %52'sinin boyu 20−40 m arasındadır. Ortalama atım boyu 28,8 metredir. Boyu 10 metreden küçük atımların oranı %13'dür. Boyu 10 metreden kısa olan atımlar nispeten küçük atımlardır. Zorunluluk gereği kimi zaman bu tür atımları yapmak gerekse de; verimlilik açısından küçük atımların sayısının azaltılması gerekmektedir. Ocaklarda kısa ve uzun boylu atımlar için iki alternatif yer sarsıntısı tahmin denklemi oluşturulmuştur. Birinci denklem boyu 20 metreden küçük atımlar için geliştirilmiştir ve R^2 değeri 0,89'dur. İkinci denklem boyu 35 metreden büyük atımlar için 22 ölçüm verisi kullanılarak geliştirilmiştir. Her iki denklem de, geliştirildikleri atım boyları için genel tahmin denklemine alternatif olabilecek başarılı tahminlerde bulunmuşlardır.

Ek olarak, bir atım boyu−atım eni oranı (K/G) tanımlanarak atımların şekli değerlendirilmiştir. Bu oran büyüdükçe atımlar uzun bir kolon halini almaktadır. K/G oranı 1'e yaklaştıkça atımlar kareye benzemektedir. K/G oranı 5'ten küçük atımlar için 27 yer sarsıntısı verisi kullanılarak spesifik bir tahmin denklemi geliştirilmiştir.

İncelenen artımların %81'i tek sıralı ve iki sıralı atımlardır. Tek sıralı atımlar tüm atımların %35'ini oluşturmaktadır. Tek sıralı ve iki sıralı atımlar patlayıcı şarjının ve deliklerin bağlanmasının kolaylığı nedeniyle tercih edilmektedir. Bununla beraber iş verimliliğinin artırılması için tek sıralı atımların mümkün olduğunca azaltılmasında fayda vardır. Ölçüm yapılan ocaklarda basamak genişlikleri düşük ve düzensizdir. Dolayısıyla büyük açık ocaklardaki gibi 5−10 sıralı patlatmaların gerçekleştirmesi güç gözükmektedir.

Atım boyu ve atım şekli gözetilerek oluşturulan tahmin denklemleri patlatma kaynaklı yer sarsıntısının tahmin başarısını artıracaktır. Hassas yer sarsıntısı tahmini gerçekleştirmek için patlayıcı miktarı ve mesafe kısır döngüsünden çıkılarak; farklı patlatma parametrelerinin yer sarsıntısı ile ilişkisi belirlenmelidir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu (TÜBİTAK) tarafından 2017M071 No'lu proje ile desteklenmiştir. Destekleri içine TÜBİTAK'a teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Eroskay, S.O. (1985). Graywackes of Istanbul region. In International Symposium on Design of Supports to Deep Excavations (pp. 41-44). Turkish Group of Soil Mechanics, Bosphorus University.

Grima, M.A. & Babuska, R. (1999). Fuzzy model for the prediction of unconfined compressive strength of rock samples. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 36, 339–349.

Hustrulid, W. (1999). Blasting principles for open pit mining-Volume 1. Rotterdam, A.A. Balkema.

Hyndman, R. (2006). Another Look at Forecast Accuracy Metrics for Intermittent Demand. *Foresight: The International Journal of Applied Forecasting*, 4, 43−46.

Jimeno, C.L., Jimeno, E.L. and Carcedo, F.J.A. (1995). Drilling and blasting of rocks. Rotterdam. A. A. Balkema, Brookfield Publication.

Konya, C.J., & Walter, E.J. (1990). Surface blast design. New Jersey, Prentice Hall.

Tuğrul, A. & Ündül, Ö. (2006). Engineering geological characteristics of ¤stanbul greywackes, Turkey. In 10th Congress of the International Association for Engineering Geology and the Environment (IAEG 2006) (pp. 395), Nottingham, United Kingdom.

AUTOKRIGEABLE FACTORS UNDER PROPORTIONAL VARIOGRAM MODEL

A.E. Tercan [1*], E. Karahan [1]

[1]*Hacettepe University, the Department of Mining Engineering*
([*]*Corresponding author: erhan@hacettepe.edu.tr*)

ABSTRACT

Multivariate data sets often exhibit complex spatial correlations that may lead to challenging modelling effort. In order to facilitate modelling process, it is desirable to transform a set of multivariate data into a set of autokrigeable factors so that one can perform univariate geostatistical modelling on each factor independently.

In this paper, we suggest a new approach for production of autokrigeable factors, using the simple structure of proportional variogram model. For this purpose, we define an optimization problem in which all cross/auto variograms are proportional to a common variogram and solve this problem by particle swarm optimization method. Finally, we apply the approach to a case that the model works.

Keywords: Autokrigeability, cokriging, factor approach, particle swarm optimization

INTRODUCTION

Multivariate data arise in many situations in Earth sciences and are difficult to handle in geostatistical estimation and simulation because they often exhibit complex spatial relations. Cokriging is a traditional tool in estimating or simulating multivariate data and becomes a heavy operation with increasing number of variables. This paper is interested in simplification of the correlation structure of multivariate data.

The factor approach has received a great deal of attention in this direction. It is simply based on transforming the spatially correlated variables into factors for which kriging is equivalent to cokriging and performing modeling, estimation and simulation independently on the factors. Matheron (1979) and Wackernagel (2003) have defined this equivalence as autokrigeability.

Proportional variogram model (PVM), also known as intrinsic correlation model, is a specific case of autokrigeability and arises when auto and cross variograms are proportional to a common variogram. This model is studied by several authors such as Rivoirard (2004), Subramanyam and Pandalai (2004), Chiles and Delfiner (2012) and Allard and Marchant (2018). Proportional variogram model is different from spatial orthogonality model, commonly used in practice, aiming to de-correlate a multivariate data set. PVM is very restrictive and is only used as part of the linear model of coregionalization in geostatistics.

The objective of this paper is to produce the autokrigeable factors from multivariate spatial data under proportional variogram model. With this aim, we first deal with proportional variogram model and introduce a generating algorithm based on definition of a target function that forces that all cross / auto variograms of the factors are proportional to a common variogram. We use particle swarm optimization

(PSW) to minimize this function. Finally, we set an experiment to test whether the algorithm provides the most efficient estimates of the factors when the model applies.

PROPORTIONAL VARIOGRAM MODEL

A set of variables is autokrigeable if all auto and cross variograms are proportional to a common semivariogram $\gamma(\boldsymbol{h})$:

$$\gamma_{Y_i Y_j}(\boldsymbol{h}) = \sigma_{ij}\gamma(\boldsymbol{h}) \quad i,j = 1,\dots,P$$

where σ_{ij} is the covariance between variables Y_i and Y_j (Wackernagel, 1998) and P is the number of variables. This allows characterizing the semivariogram function matrix $\boldsymbol{\Gamma_Y}(\boldsymbol{h})$ of a multivariate field with P second order, stationary random functions $\boldsymbol{Y}(\boldsymbol{x}) = [Y_1(\boldsymbol{x}),\dots,Y_P(\boldsymbol{x})]^T$ completely by its variance covariance matrix $\boldsymbol{V_Y}$ and a basic semivariogram function $\gamma(\boldsymbol{h})$.

$$\boldsymbol{\Gamma_Y}(\boldsymbol{h}) = \gamma(\boldsymbol{h})\boldsymbol{V_Y}$$

This is proportional variogram model and differs from the spatial orthogonality model that aims to produce a set of decorrelated factors that are statistically and spatially independent. Wackernagel (1994) and Subramanyam and Pandalai (2004) prove that under proportional variogram model simple cokriging of components of the multivariate random field provides exactly the same solution as their simple kriging.

GENERATING FACTORS WITH PROPORTIONAL VARIOGRAM MODEL

A key issue is to find out a $P \times P$ full rank matrix $\boldsymbol{A}$ that linearly transforms the spatially correlated multivariate random field $\boldsymbol{Z}(\boldsymbol{x}) = [Z_1(\boldsymbol{x}),\dots,Z_P(\boldsymbol{x})]^T$ into the factor random field with PV model, $\boldsymbol{Y}(\boldsymbol{x}) = [Y_1(\boldsymbol{x}),\dots,Y_P(\boldsymbol{x})]^T$:

$$\boldsymbol{Y}(\boldsymbol{x}) = \boldsymbol{A}\boldsymbol{Z}(\boldsymbol{x})$$

It is easy to show that the factor semivariogram function and variance covariance matrices are the linear combination of the corresponding original data matrices with the transformation matrix $\boldsymbol{A}$:

$$\boldsymbol{\Gamma_Y}(\boldsymbol{h}) = \boldsymbol{A}\boldsymbol{\Gamma_Z}(\boldsymbol{h})\boldsymbol{A}^T \text{ and } \boldsymbol{V_Y} = \boldsymbol{A}\boldsymbol{V_Z}\boldsymbol{A}^T$$

where $\boldsymbol{\Gamma_Z}(\boldsymbol{h})$ is the semivariogram function matrix of the spatially correlated multivariate random field, $\boldsymbol{V_Z}$; its variance covariance matrix and $\gamma(\boldsymbol{h})$; a basic semivariogram. $\boldsymbol{\Gamma_Z}(\boldsymbol{h})$, $\boldsymbol{V_Z}$ and $\gamma(\boldsymbol{h})$ are assumed to be known and the matrix $\boldsymbol{A}$ is to be estimated. We suggest determining $\boldsymbol{A}$ by minimizing a weighted sum of squares (WSS) of all terms of the error matrix $\boldsymbol{A}[\boldsymbol{\Gamma_Z} - \boldsymbol{V_Z}\gamma(\boldsymbol{h})]\boldsymbol{A}^T$ summed over the set of lags $h_i, i = 1,\dots,L$ used for the fit. More specifically

$$WSS = \sum_{l=1}^{L}\sum_{i=1}^{P}\sum_{j=1}^{P} w_l\{\boldsymbol{a}_i^T[\boldsymbol{\Gamma_Z} - \boldsymbol{V_Z}\gamma(h_i)]\boldsymbol{a}_j\}^2$$

The weights w_l are positive and may be selected by depending on the importance of the lag distance. $\boldsymbol{a}_i$ is the ith column vector of the transformation matrix. The idea is to use particle swarm optimization (PSO) algorithm to find the vector $\boldsymbol{a}$ minimizing WSS.

CONSTRUCTION OF PROPORTIONAL VARIOGRAM MODEL

The proportional variogram model can be constructed from a linear combination of spatially uncorrelated factors. Assume that $\boldsymbol{G}(\boldsymbol{x}) = [G_1(\boldsymbol{x}), \dots, G_P(\boldsymbol{x})\,]^T$ is a P-dimensional factor random field with the variogram matrix:

$\Gamma_G(\boldsymbol{h}) = \gamma(\boldsymbol{h})\boldsymbol{I}$, with $\boldsymbol{I}$ an identity matrix

When we consider a $P\ x\ P$ full rank matrix $\boldsymbol{B}$ that linearly transforms $\boldsymbol{G}(\boldsymbol{x})$ into $\boldsymbol{Y}(\boldsymbol{x})$ it is then easy to show that $\boldsymbol{Y}(\boldsymbol{x})$ has proportional variogram model:

$\boldsymbol{Y}(\boldsymbol{x}) = \boldsymbol{B}\boldsymbol{G}(\boldsymbol{x})$ with $\boldsymbol{V_Y} = \boldsymbol{B}\boldsymbol{B}^T$

$2\boldsymbol{\Gamma_Y}(\boldsymbol{h}) = E\{\boldsymbol{B}[\boldsymbol{G}(\boldsymbol{x}+\boldsymbol{h}) - \boldsymbol{G}(\boldsymbol{x})][\boldsymbol{G}(\boldsymbol{x}+\boldsymbol{h}) - \boldsymbol{G}(\boldsymbol{x})]^{\boldsymbol{T}}\boldsymbol{B}^{\boldsymbol{T}}\} = \boldsymbol{B}\boldsymbol{\Gamma_G}(\boldsymbol{h})\boldsymbol{B}^T = 2\gamma(\boldsymbol{h})\boldsymbol{V_Y}$

TESTING MODEL

To test the model, we designed an experiment in which first, we generate factors satisfying PVM, then transform these factors into variables without PVM and finally applying the algorithm to these variables, examine how the results obtained reproduce the characteristics of the PVM factors.

In the first stage of the experiment, three independent variables are simulated using the same spherical variogram model with no nugget effect, unit sill and range of 10 units. Then proportional variogram model is produced by assuming the following variance covariance matrix:

$$V_Y = \begin{vmatrix} 100 & -40 & 30 \\ -40 & 25 & 6 \\ 30 & 6 & 17 \end{vmatrix}$$

and the common variogram of which values are shown in Table 1. The values are basically derived from the variogram model used in simulating the independent variables. The number of distances considered in model testing is 13.

Table 1. Experimental variogram values used in producing PVM

h	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
$\gamma(h)$	0.19	0.33	0.45	0.58	0.70	0.79	0.84	0.88	0.92	1.00	1.00	1.00	1.00

Figure 1, Figure 2 show auto/cross variograms, and autokrigeability coefficients of the factors with PVM respectively. Autokrigeability coefficients measure the ratio of cross variogram to auto variogram at each distance and for a given Z_1 in order to be autokrigeable with respect to Z_1 and Z_2 it should be constant at every distance h. Autokrigeability coefficient is calculated as follows:

$ac_{Z_iZ_j}(h) = \gamma_{Z_iZ_j}(h)/\gamma_{Z_iZ_i}(h)$

where $\gamma_{Z_iZ_j}(h)$ is cross variogram between variables $Z_1$and Z_2, $\gamma_{Z_iZ_i}(h)$ is auto variogram for variable Z_i.

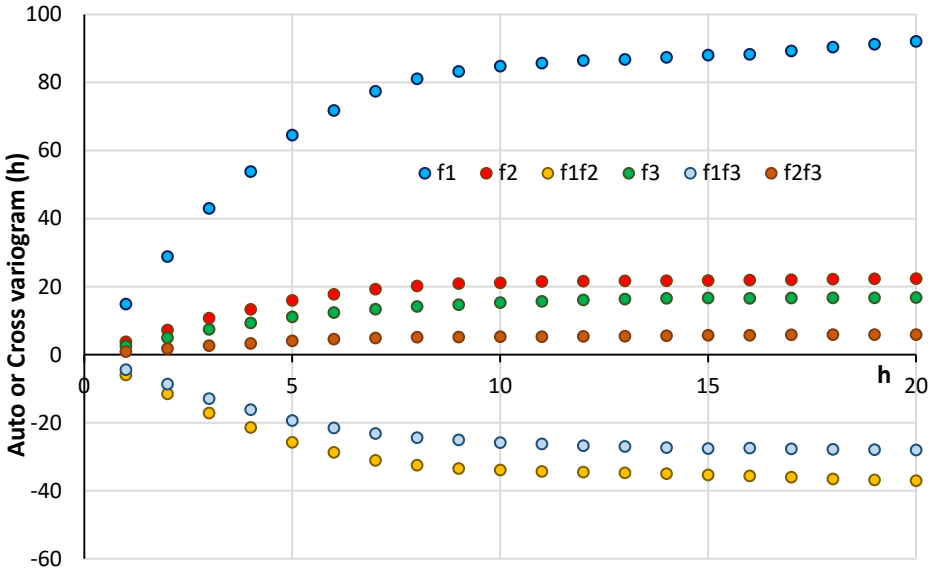


Figure 1. Auto and cross variograms of the factors with PVM

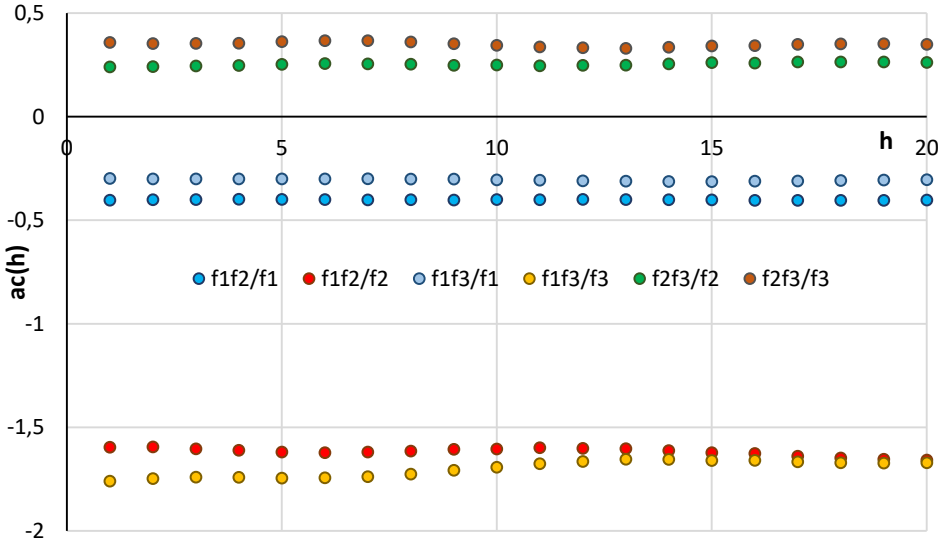


Figure 2. Autokrigeability coefficients of the factors with PVM

Three variables without PVM are finally produced by multiplying the data matrix of the factors and the following nonsingular matrix:

$$\begin{vmatrix} 7.5 & 0.5 & 2.9 \\ 8.2 & -0.1 & 9.8 \\ 4.4 & 2.4 & 3.6 \end{vmatrix}$$

Figure 3, Figure 4 present auto/cross variograms, and autokrigeability coefficients of the variables without PVM respectively. Figure 4 shows that except Z_3/Z_2 and Z_2/Z_1, all variables are not autokrigeable with respect to other variables.

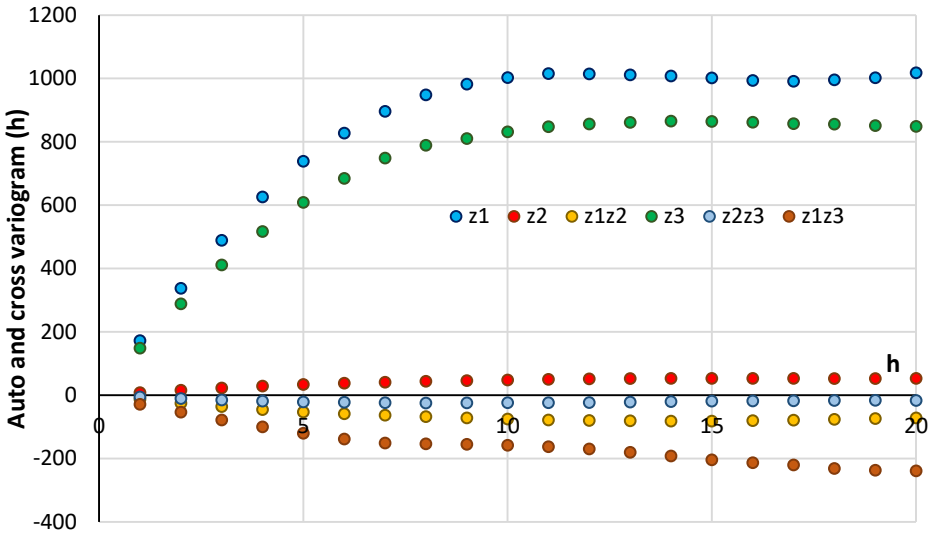


Figure 3. Auto and cross variograms of the variables without PVM

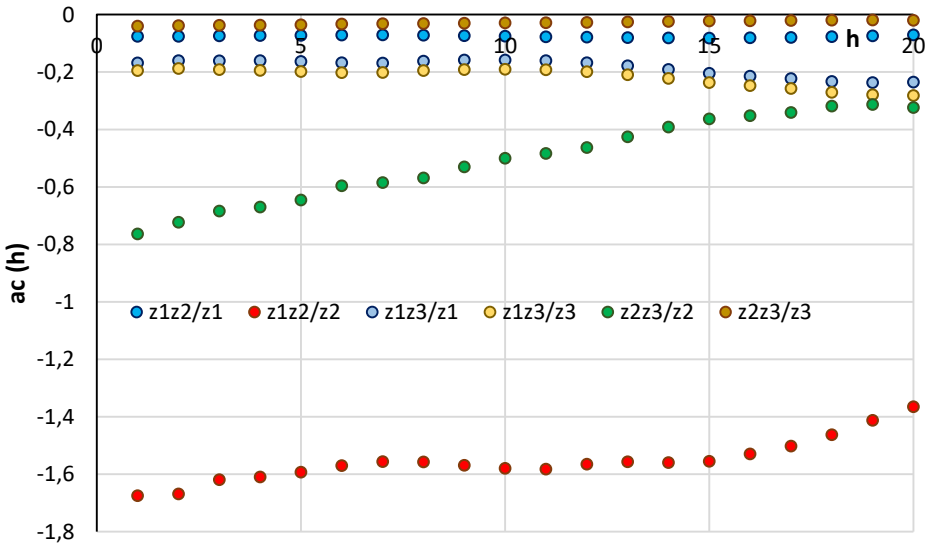


Figure 4. Autokrigeability coefficients of the variables without PVM

The transformation matrix A obtained by minimizing the objective function by particle swarm optimization method is shown as follows:

$$\begin{vmatrix} 6.68 & 1.00 & -3.42 \\ -7.01 & 0.76 & 5.69 \\ -4.63 & 1.09 & -3.20 \end{vmatrix}$$

The nonsingular matrix used in producing the variables does not seem to be reproduced, compared to the transformation matrix. One reason for this would be that transformation matrix determined in

particle swarm algorithm is orthogonal. Otherwise, it would not be possible to guarantee back transformation of the factors

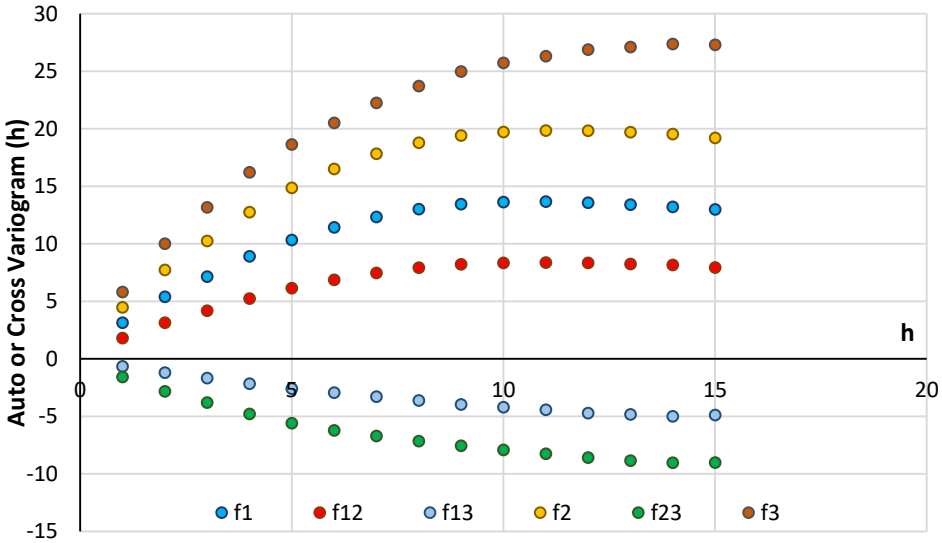


Figure 5. Auto and cross variograms of the factors

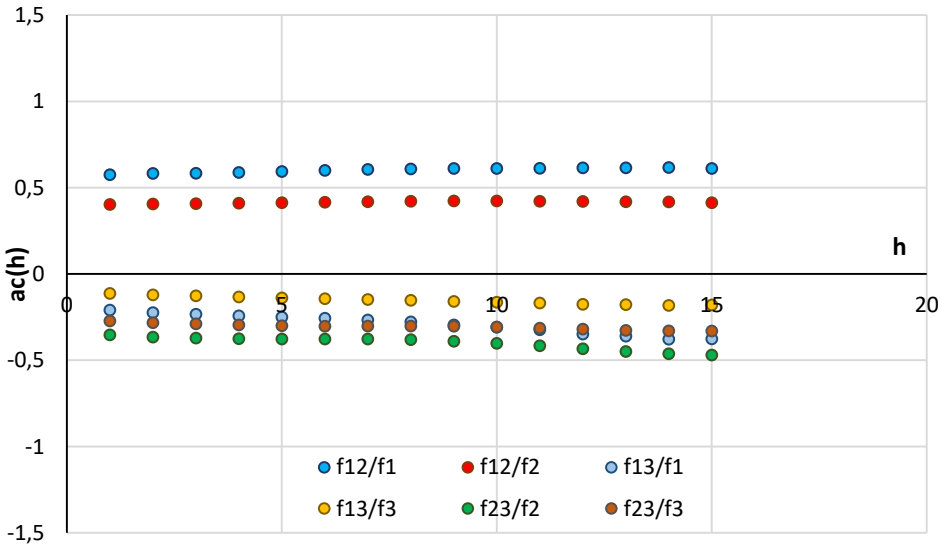


Figure 6. Autokrigeability coefficients of the factors

into original scores. On the other hand, auto/cross variograms and autokrigeability coefficients of the factors retrieved seem to be produced approximately (Figure 5 and Figure 6 respectively). It is also important to note that due to randomness included in particle swarm optimization algorithm, each run of the algorithm produces different solutions and all the solutions meet autokrigeability property. The results based on the predetermined data set indicate that the algorithm can produce autokrigeable factors efficiently. After many experiment, it is clearly seen that the algorithm approaches the predetermined transformation matrix when the target function approaches the minimum.

CONCLUSION

The study suggests an alternative algorithm for producing autokrigeable factors and modelling multivariable data sets in faster and easier way. Although the algorithm is not able to reproduce the transformation matrix and therefore input variograms, it yields autokrigeable factors reasonably. Proportional factors derived from raw data make it possible to perform modelling operations by producing the same number of variogram model as the number of variables. The method is promising and can be used in simulation and estimation studies of multivariable data. As the future study, a criterion to assess the level of intrinsic correlations should be developed and parameters used in particle swarm algorithm should be optimized.

References

Allard, D., Marchant, T. (2018). Means and covariance functions for geostatistical compositional data: an axiomatic approach. Mathematical Geosciences, 50(3), 299-315.

Chilès, J.P., Delfiner, P. (2012). Wiley series in probability and statistics. Geostatistics: Modeling Spatial Uncertainty, 705-14.

Matheron. G., (1979). Recherche de simplification dans un problème de cokrigeage. Publication N-628, Centre de Géostatistique, Ecole des Mines de Paris, Fontainebleau.

Rivoirard, J. (2004). On some simplifications of cokriging neighborhood. Mathematical geology, 36(8), 899-915.

Wackernagel, H. (1994). Cokriging versus kriging in regionalized multivariate data analysis. Geoderma, 62(1-3), 83-92.

Wackernagel, H. (1998). Principal component analysis for autocorrelated data: a geostatistical perspective.

Wackernagel, H., (2003). Multivariate Geostatistics: An Introduction with Applications, Springer.

Subramanyam, A., Pandalai, H., (2004). On the equivalence of the cokriging and kriging systems. Mathematical Geology, 36, 4, 507-523.

AUTOMATIC EXTRACTION OF GEOLOGICAL LINEAMENTS IN ASSOCIATION WITH MINERALIZATION USING REMOTE SENSING AND GEOGRAPHICAL INFORMATION SYSTEM

M. A. Mahboob[1], B. Genc[1], and I. Atif[2,] *

[1]*School of Mining Engineering, University of the Witwatersrand, Johannesburg, South Africa.*
[2]*School of Advanced Geomechanical Engineering, National University of Sciences and Technology, Risalpur, Pakistan.*
*(*Corresponding author: Bekir.Genc@wits.ac.za)*

ABSTRACT

Geological lineaments are significant linear or curvilinear geological features present on the surface of the earth, and are related to the hydrogeology, geothermal and earthquakes. They are also the very first and direct indicators of the mineralized rich zones if present in the area. With the advancement in remote sensing technologies, lineaments can be better mapped due to easy and long terms availability of satellite data and techniques. In this study, Landsat 8 satellite data was acquired and after band optimization, the GIS-based automatic lineament extraction algorithmic was applied to it. Besides that, the digital elevation model was also used to generate the shaded relief map and slope map of the area. Finally, the lineament density was calculated and the results showed that the orientation and distribution of extracted lineaments are in accordance with the geological setting and the mineralized rich zones of the region. The methodology adopted in this research work has proven to be of great efficiency for automatic extraction of lineaments and can be applicable in other regions like this, where less geological and mineralogical data is available.

Keywords: Lineaments, edge detection algorithm, GIS, mineralization, Landsat satellite data, lineament density

INTRODUCTION

In remotely sensed satellite images, generally, the lineaments are the linear or somewhat-curved structures that can appear as brighter or darker features than the surroundings. These lineaments are usually natural geological faults, fractures, joint zones, huge crustal fractures, geomorphological features as well as deep and buried faults (Vassilas et al., 2002). Identification and extraction of these lineaments are of great importance to get the geological information of any region particularly for mining and petroleum exploration (Marghany & Hashim, 2010; Pour & Hashim, 2015). The more and forever increasing demand of several minerals is forcing the mineral industry to update and renew the exploration in the existing production areas, as well as to explore new, remotely and un-surveyed areas of the earth (Alvarez-Berríos & Aide, 2015; Hörfarter, Reischer, & Schiegl, 2019; O'leary, Friedman, & Pohn, 1976). But, due to time and cost constraints, there is a dire need to develop new fast, robust and reliable exploration techniques to survey relatively large areas of earth usually hundreds of thousands of square kilometers at low cost (Pour, Hashim, Park, & Hong, 2017). In the recent era of mineral exploration, a specific and strong relationship between the known mineral deposits and different geological lineaments, such as faults, fractures etc. has been developed and used several mineral exploration companies, especially for the regions where geology is known but data of mineralogical deposits is lacking (Govil, Gill, Rajendran, Santosh, & Kumar, 2018). The lineaments data are usually used as the first-hand information and indirect indicator of the mining potential of an area (Meshkani, Mehrabi, Yaghubpur, & Sadeghi, 2013; Pour, Hashim, Park, & Hong, 2018; Solano-Acosta,

Mastalerz, & Schimmelmann, 2007). Hence, in-depth research on lineament extraction is of great theoretical importance and practical implication.

The old classical methods of lineaments mapping are based on visual interpretations or semi-automatic approaches, but they are compromised on accuracy as well as time-consuming (Masoud & Koike, 2006). Recently, advances in the remote sensing processes and computer vision i.e. digital image processing, the extraction and characterization of lineaments from the earth surface through automatic extraction models are quite accurate and time-saving (Farahbakhsh et al., 2018; Yeomans et al., 2019). There are several algorithms developed by different researchers such as Segment Tracing Algorithm (STA) (Koike, Nagano, Ohmi, & Geosciences, 1995), the Hough Transform (HT) (Kröger, Sauer-Greff, Urbansky, Lorang, & Siegrist, 2016), hydrological analysis and automatic Lineament Extraction (LINE) model (Salui, 2018) etc. The principal of most methods is the detection of edges based on various spatial filters. However sometimes, due to the presence of noise, cloud, the height of the satellite, illumination conditions, and others, some satellite images may give “pseudo edges”. These falsely detected lineaments should be removed in accuracy assessment methods. In this research, the freely available Landsat 8 satellite dataset was used to map the lineaments at Waziristan region situated in the North-West of Pakistan.

MATERIALS AND METHODS

Study Area

The study for this research was the Waziristan tribal region, located in the North-West of Pakistan. It has mostly a hilly terrain diving into two administrative unit districts i.e. North Waziristan and South Waziristan (Figure 1). The entire geology of the study is complex and consisted of rocks, which are generally deeply thrusted, folded, faulted, fractured, brecciated, and granulated (Ahmad, 2016). Waziristan is a mineral-rich area of Pakistan and important from an economic point of view as huge resources of copper, manganese and chromite deposits are found here.

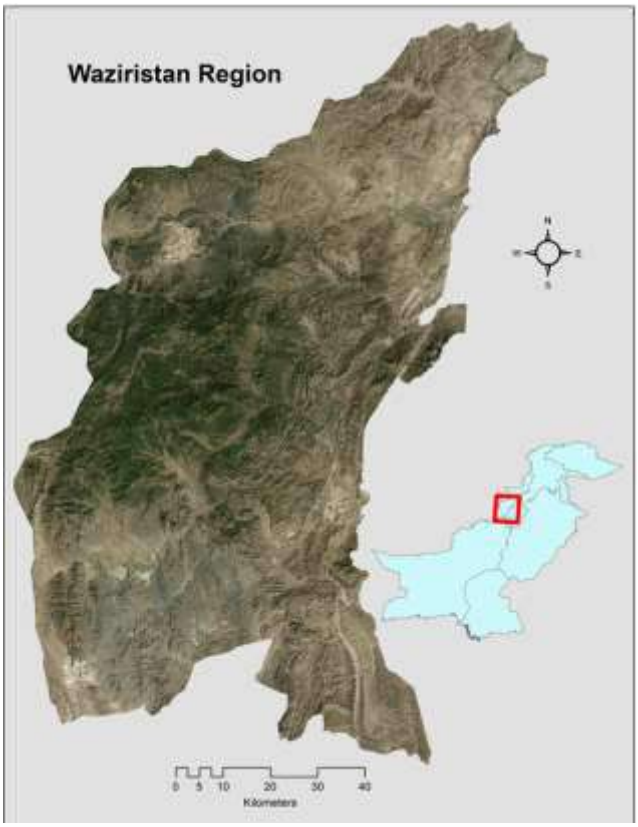


Figure 1. The map of the study area.

Besides its economic importance, this area of the world is not well known and has very poor information on geology and geography. Due to its complex topography and inaccessibility, mapping the geological structures through remotely sensed satellite data is the only available solution to get enhanced information of the region.

Methodological Flowchart

The methodological flowchart of the study area is given in Figure 2.

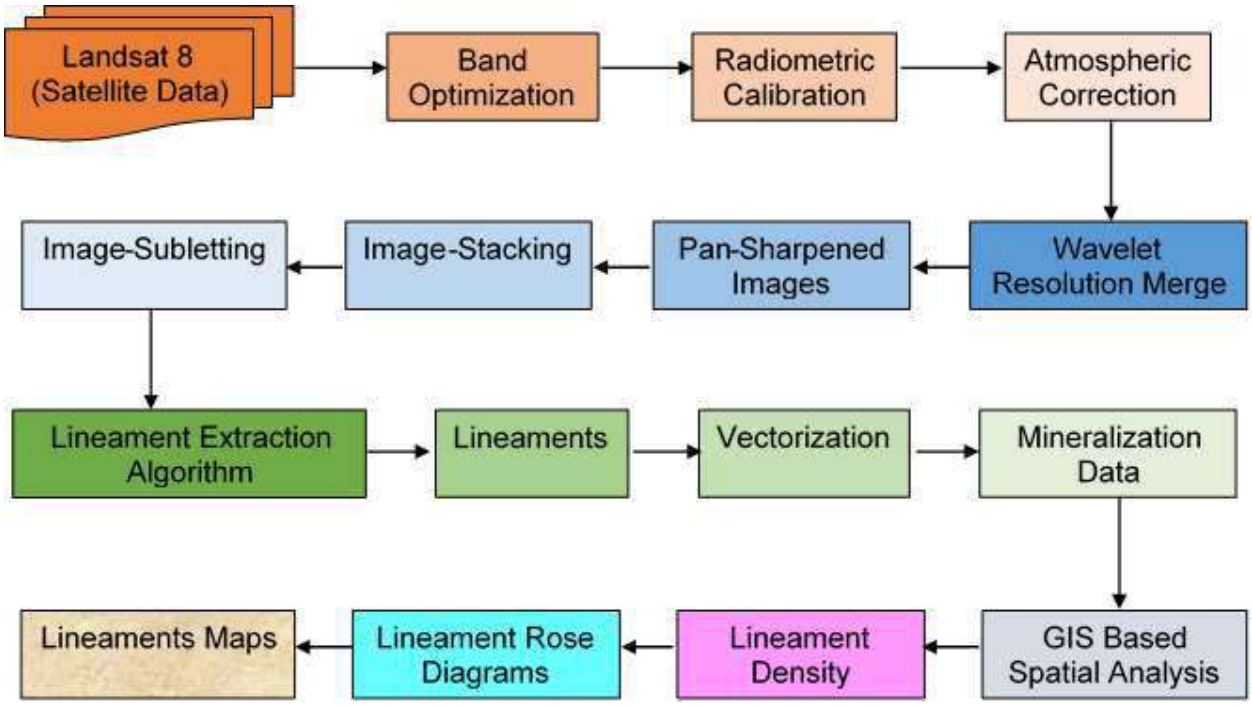


Figure 2. The comprehensive flowchart of the research work, highlighting the important tasks applied.

Satellite Data

Open source Landsat 8 satellite data was used in this research. Landsat 8 has 11 spectral bands with a spatial resolution of 30 and 100 meters (except the panchromatic band whose resolution is 15m). The division of bands is with respect to two sensors mounted on Landsat 8. The first sensor is Operational Land Imager (OLI) consisting of a total of 9 bands including 1 cirrus for clouds, 4 in visible, 1 in near infrared, 2 in middle infrared and 1 panchromatic band. The second sensor is a Thermal Infrared Sensor (TIRS) including 2 bands in the thermal portion of the electromagnetic spectrum. Another important component of Landsat 8 data is its 16 bits of high radiometric resolution (Vermote, Justice, Claverie, & Franch, 2016).

The study area falls in two Landsat image tiles with the path-row specification of 152-037 and 152-038. The cloud-free and clear weather images of 27 December 2018 were downloaded and preprocessed for further analysis. First, the image stacking was done in the ERDAS Imagine software whereas, spectral band 2 and 9 were not used in the image stacking process because they are usually used for atmospheric aerosol, and cloud detections respectively (Adiri et al., 2017). As spatial resolution along with spectral bands play a key role in the extraction of lineaments (Mwaniki, Moeller, Schellmann,

& Sciences, 2015), the panchromatic band of 15 meters was used to enhance the spatial resolution of other bands using Wavelet Resolution Merge algorithm available in the ERDAS Imagine software.

Wavelet Resolution Merge

Wavelet resolution merge is a powerful technique used to enhance the spatial resolution of multi-spectral satellite images. Usually low or medium spatial resolution data is improved by using a spatially referenced high resolution image (Pushparaj & Hegde, 2017). This algorithm employs a wavelet transformation, in which a relatively high resolution satellite image is divided into high and low frequency bands. After transformation, the low-quality image is then substituted by the low-quality satellite bands respectively (Zhang & Mishra, 2012). This algorithm is very effective to enhance the resolution of the Landsat and IKONOS satellite images. However, apparent modification of the spectral properties of the resultant images are an unavoidable problem of wavelet-based image enhancement techniques.

Lineament Extraction

The automatic extraction of lineaments was done using computer vision techniques. This technique is a two-step approach: at first, the edges (contours) were detected from the satellite images based on spatial filtering. In a second step, the abrupt changes in the region were mapped based on the values of neighboring pixels, usually denoting the lines (linear features) (Corgne, Magagi, Yergeau, & Sylla, 2010; Li, 2010; Nforba, Api, Berinyuy, & Fils, 2019; Sharifi, Malian, & Soltani, 2018).

Edge Detection

The edges present in the Landsat satellite image were detected using the filter radius (RADI) for image pixels and the threshold value for edge gradient (GTHR) (Ahmed, 2014). As per the literature, for RADI the values range from 3 to 8 were applied to minimize the noise factor. Similarly, the values from 10 to 70 were taken as the threshold in contours for detection of the gradient.

Lines Detection

For the detection of the linear features, four different types of threshold values were applied. First LTHR which specifies the minimum length of the curve (in pixels), a value of 10 was applied in this study. Second FTHR which specifies the maximum error (in pixels) i.e. the error of fitting a line in the pixel curve. Usually, the lower values of FTHR yields the better fitting but shorter sections. Third ATHR which is the threshold for angular differences, it is the maximum angle (in degrees) used to link the two lines as one (Adiri et al., 2017).

Slope

The slope of the area plays an important role in the lineament studies which can be helpful in the determination of their presence. An abrupt change in the values of the slope is usually key indicators of the existence of linear structures like lineaments (Bancalà, Cingiloglu, & Guerra, 2017). The slope was calculated from the digital elevation model (DEM) of the study area using the ArcGIS spatial analyst extension.

RESULTS AND DISCUSSION

In this research, the geological liniments of the study area were done using the most optimized enhanced resolution bands of the Landsat 8 satellite data. The image pre-processing was done and the

automatic lineament extraction algorithm was applied. The results showed that the liniments mapped from the satellite image are more detailed and enhanced as compared to the filed data.

Mineralization Zone and Fault Lines

The mineralization zone was mapped by the filed investigation. The high content of copper mineral is present in the study area which has also been mining from the site. According to Malkani (2013), an estimate of about 120 million tons of copper reserves has been found in the study area.

Beside that the geological features mainly the fault lines were also mapped through the field visit and the published geological reports as shown in Figure 3.

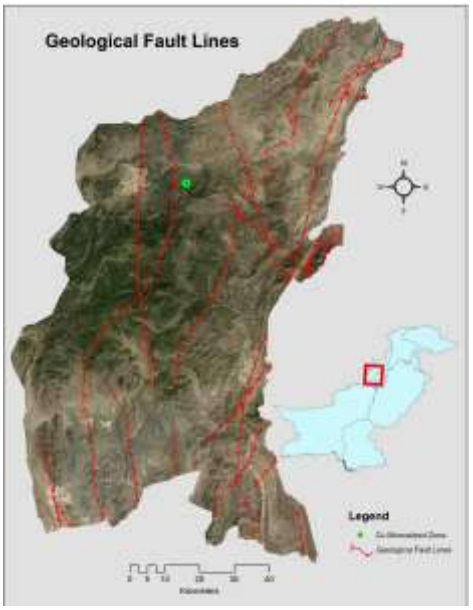


Figure 3. The geological faults and the mineralized zone present in the study area.

The results showed that most of the fault lines are in the orientation from the North-East to the South and South-West of the study area.

Hill Shade Modeling

The hill shade modeling of the study area was done using the ArcGIS spatial analyst extension and is very helpful in highlighting the potential linear features from the study area. The shaded relief map of the area was varied by considering different illumination source angles and shadow conditions. The azimuth value of 45 degrees was applied which highlights the maximum linear features present in an area (Biland, Çöltekin, & Science, 2017). The default color scheme for the shaded relief map is grey as shown in Figure 4.

Figure 4. The shaded relief map of extracted from digital elevation model of the study area.

The high grey color tones represent the area of abrupt change with respect to the topographical features. Usually, these are the areas where there is a high possibility of linear features to be situated in and around the area. A study conducted by Šilhavý, Minár, Mentlík, Sládek, and Geosciences (2016) also found that hill shading is a very effective way to enhance the results of lineaments extraction from satellite data. Another study conducted by Abdullah, Akhir, and Abdullah (2010) revealed that the hill shade of the digital elevation model improved the accuracy of the lineaments extraction.

Lineaments Extraction

The lineaments were extracted using an automatic algorithm, the results (Figure 5) showed that the algorithm generated the detailed lineaments of the study area. A total of 3,980 small to large scale lineaments were identified in the study area, as there was no such definite pattern of the lineaments found but mostly they were oriented in different directions. The lineaments were further overlaid on the geological fault lines and the mineralized zones of the study area.

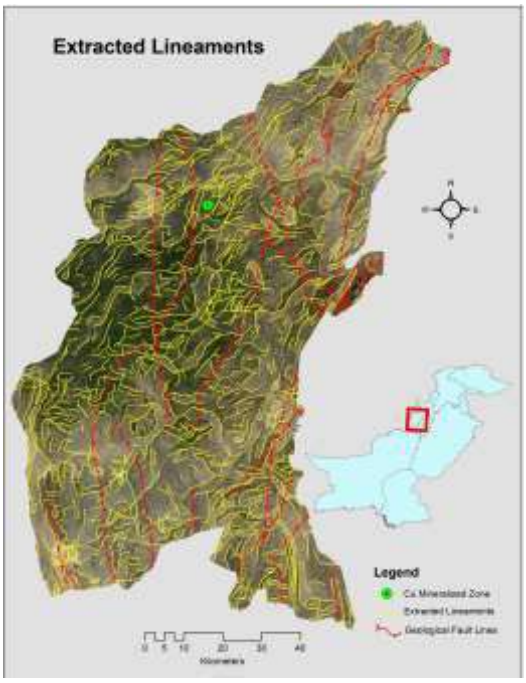


Figure 5. Automatic extracted lineaments from remotely sensed Landsat satellite data as highlighted in yellow color.

For spatial variation and distribution pattern analysis of lineaments in relation to their association with regional structural anomalies, the azimuth based statistical tools were applied to the extracted lineaments (Ekneligoda, Henkel, & Geosciences, 2010). To further study the directional trends of extracted lineaments, the rose diagram type common tools were used (Ekneligoda et al., 2010; Masoud, Koike, & Geosciences, 2017; Masoud & Koike, 2006; Zangerl, Loew, & Eberhardt, 2006). Figure 6 showed a rose diagram, in polar projected coordinates composed of azimuth length, orientation, and occurrence, of the strike plane at the distance of 10 degrees. It can be clearly seen from Figure 6 that the main trends are North-East to South-West accompanied by East-West. The lineaments orientation was found to be in accordance with the other geological features as mapped out during the field investigation. Many hidden lineaments were identified which was very difficult and time consuming to identify with the naked eye and field investigation. The results showed that the lineaments extracted by the remotely sensed satellite images followed a similar orientation, specifying that the geological features clearly controls them.

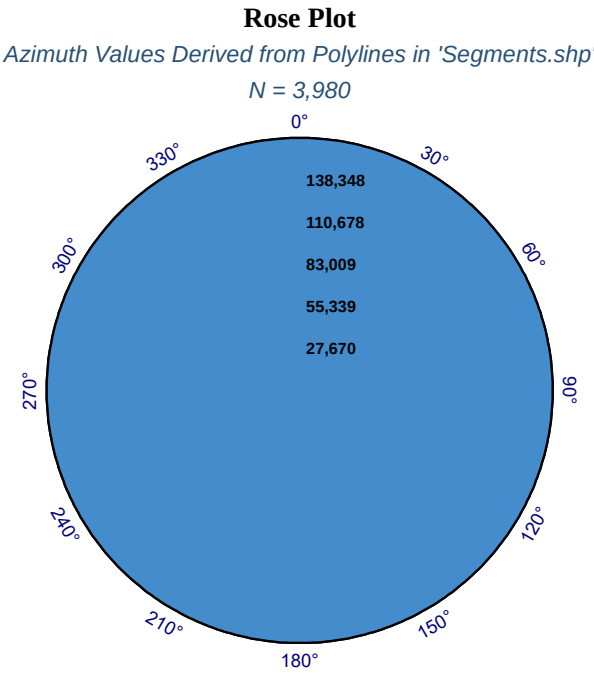


Figure 6. The rose diagram of extracted lineaments highlighting the orientation.

Lineament Density and Mineralization Zone

The density analysis is a very efficient statistical method for investigating the distribution of spatial density properties of lineaments, this can also provide information on deep complex geological features and mineralization (Corgne et al., 2010; Saepuloh et al., 2018; Sener, Davraz, & Ozcelik, 2005). Generally, a highly dense region usually represents an anomaly and can be considered as a fault or fold expansion area, whereas a low dense region typically represents a comparatively stable tectonic block. High, medium, and low-density regions with a plane distribution have accordingly associations with certain mineralogical zones. The densest zones were found in the North of the study area which were very close to the actual copper mineralization zone as shown in Figure 7.

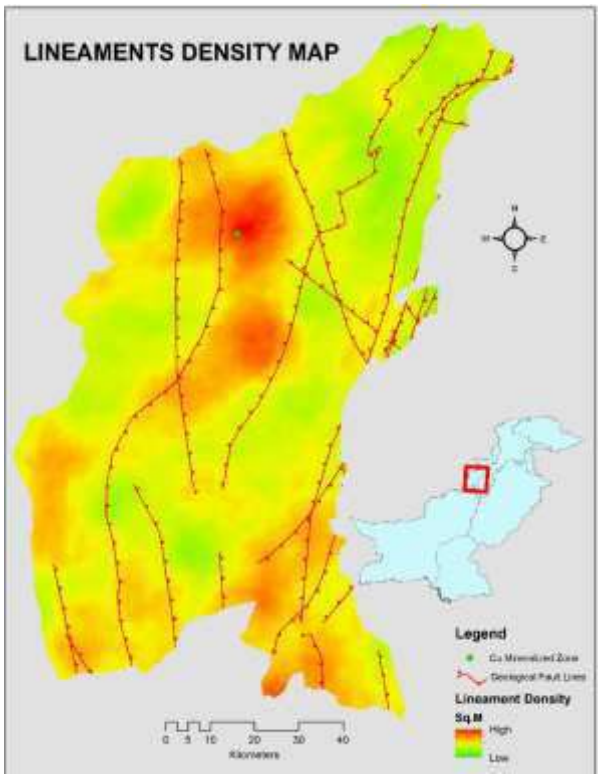


Figure 7. The lineament density map in association with the mineralized rich zone situated in the study area.

The results revealed that the copper zone may expand from the North to the South and then shifted towards the West of the region. The same can also be observed by the orientation of the extracted liniments, as they follow similar trends. The other possible mineral-rich zone can be on the South-East of the study area as this area also has a high density of geological lineaments. The lineament density in the Northside is higher than the Southside, and in the center is higher than at the ends. Furthermore density analysis showed that the results of lineament extraction are in accordance with the geological phenomenon observed on site. Hence, the algorithm, for extraction of automatic liniments in accordance with mineralization, was proven appropriate for extracting lineaments in this region.

CONCLUSION

Based on the Landsat 8 OLI remote sensing satellite images, fast extraction of geologic lineaments in a remote area of Waziristan in Pakistan was successfully done using GIS based algorithm. To avoid unimportant satellite band noise disturbing the final lineament extraction results, the most appropriate remote sensing image bands were selected. The optimized bands were then enhanced in terms of their spatial resolution i.e. from 30 meters to 15 meters. The geographical information based lineament extraction algorithm were applied and proved to be very effective for the automatic extraction of the lineaments. The orientation of the lineaments were in accordance with the geosocial settings of the region and is mostly from the North-East to the South-West accompanied by the East-West directions. The density map of the lineaments also highlights the significant orientation of the potential mineralized zone in the region along with the identification of possible new mineralized pockets in the South-East of the region.

Hence, the techniques adopted in this research work has proven to be of great effectiveness for the automatic extraction of lineaments and can be applicable in other similar areas where less data is

available. Besides the quick identification and mapping of possible mineralized zones in the region, the extracted lineaments information can also be used in further areas of research like geological hazards, earthquakes, and groundwater recharge zones mapping. Simultaneously, the issues of lineament continuation and computational productivity, particularly the data processing power in large areas and with big amounts of satellite image data, are also significant research areas for further investigation.

ACKNOWLEDGEMENTS

The work presented here is a PhD research study in the School of Mining Engineering at the University of the Witwatersrand.

REFERENCES

Abdullah, A., Akhir, J. M., & Abdullah, I. J. E. J. o. G. E. (2010). Automatic mapping of lineaments using shaded relief images derived from digital elevation model (DEMs) in the Maran–Sungi Lembing area, Malaysia. *15*, 1-9.

Adiri, Z., El Harti, A., Jellouli, A., Lhissou, R., Maacha, L., Azmi, M., . . . Bachaoui, E. M. J. A. i. S. R. (2017). Comparison of Landsat-8, ASTER and Sentinel 1 satellite remote sensing data in automatic lineaments extraction: A case study of Sidi Flah-Bouskour inlier, Moroccan Anti Atlas. *60*(11), 2355-2367.

Ahmad, I. J. S. (2016). Preliminary Investigations for the Upgradation of North Waziristan Manganese Ore. *35*(1), 22-25.

Ahmed, S. J. I. J. o. C. A. (2014). Lineament extraction from southern Chitradurga Schist Belt using Landsat TM, ASTERGDEM and geomatics techniques. *93*(12).

Alvarez-Berríos, N. L., & Aide, T. M. J. E. R. L. (2015). Global demand for gold is another threat for tropical forests. *10*(1), 014006.

Bancalà, G., Cingiloglu, O., & Guerra, I. (2017). *Integrated Multi-physics Approach for Lineament Extraction in Complex Geological Setting-A Case Study from Gediz Graben, Turkey.* Paper presented at the 79th EAGE Conference and Exhibition 2017.

Biland, J., Çöltekin, A. J. C., & Science, G. I. (2017). An empirical assessment of the impact of the light direction on the relief inversion effect in shaded relief maps: NNW is better than NW. *44*(4), 358-372.

Corgne, S., Magagi, R., Yergeau, M., & Sylla, D. J. R. S. o. E. (2010). An integrated approach to hydro-geological lineament mapping of a semi-arid region of West Africa using Radarsat-1 and GIS. *114*(9), 1863-1875.

Ekneligoda, T. C., Henkel, H. J. C., & Geosciences. (2010). Interactive spatial analysis of lineaments. *36*(8), 1081-1090.

Farahbakhsh, E., Chandra, R., Olierook, H. K., Scalzo, R., Clark, C., Reddy, S. M., & Muller, R. D. J. a. p. a. (2018). Computer vision-based framework for extracting geological lineaments from optical remote sensing data.

Govil, H., Gill, N., Rajendran, S., Santosh, M., & Kumar, S. J. O. G. R. (2018). Identification of new base metal mineralization in Kumaon Himalaya, India, using hyperspectral remote sensing and hydrothermal alteration. *92*, 271-283.

Hörfarter, C., Reischer, J., & Schiegl, M. (2019). From Maps to Apps—Entering Another Technological Dimension Within the Geological Survey of Austria. In *Service-Oriented Mapping* (pp. 345-363): Springer.

Koike, K., Nagano, S., Ohmi, M. J. C., & Geosciences. (1995). Lineament analysis of satellite images using a segment tracing algorithm (STA). *21*(9), 1091-1104.

Kröger, M., Sauer-Greff, W., Urbansky, R., Lorang, M., & Siegrist, M. (2016). *Performance evaluation on contour extraction using Hough transform and RANSAC for multi-sensor data fusion applications in industrial food inspection.* Paper presented at the Signal Processing: Algorithms, Architectures, Arrangements, and Applications (SPA), 2016.

Li, N. (2010). *Textural and rule-based lithological classification of remote sensing data, and geological mapping in Southwestern Prieska sub-basin, Transvaal Supergroup, South Africa.* lmu,

Malkani, M. S. J. P. J. o. H. E. S., Special. (2013). Natural resources of Southern Khyber Pakhtunkhwa and FATA regions (Kohat sub-basin and part of northern Sulaiman Basin and Western Indus Suture), Pakistan-A review. Abstract Volume, Sustainable Utilization of Natural Resources of the Khyber Pakhtunkhwa and FATA, February 11, Peshawar. *2013*, 30-31.

Marghany, M., & Hashim, M. J. I. J. o. P. S. (2010). Lineament mapping using multispectral remote sensing satellite data. *5*(10), 1501-1507.

Masoud, A., Koike, K. J. C., & Geosciences. (2017). Applicability of computer-aided comprehensive tool (LINDA: LINeament Detection and Analysis) and shaded digital elevation model for characterizing and interpreting morphotectonic features from lineaments. *106*, 89-100.

Masoud, A., & Koike, K. J. J. o. A. E. S. (2006). Tectonic architecture through Landsat-7 ETM+/SRTM DEM-derived lineaments and relationship to the hydrogeologic setting in Siwa region, NW Egypt. *45*(4-5), 467-477.

Meshkani, S. A., Mehrabi, B., Yaghubpur, A., & Sadeghi, M. J. O. G. R. (2013). Recognition of the regional lineaments of Iran: Using geospatial data and their implications for exploration of metallic ore deposits. *55*, 48-63.

Mwaniki, M. W., Moeller, M. S., Schellmann, G. J. I. A. o. t. P., Remote Sensing, & Sciences, S. I. (2015). A comparison of Landsat 8 (OLI) and Landsat 7 (ETM+) in mapping geology and visualising lineaments: A case study of central region Kenya.

Nforba, M. T., Api, L., Berinyuy, N., & Fils, S. C. N. (2019). Lineament Mapping Using RS and GIS Techniques at Mbateka, SE Cameroon: Implication for Mineralization. In *Advances in Remote Sensing and Geo Informatics Applications* (pp. 197-201): Springer.

O'leary, D., Friedman, J., & Pohn, H. J. G. S. o. A. B. (1976). Lineament, linear, lineation: some proposed new standards for old terms. *87*(10), 1463-1469.

Pour, A. B., Hashim, M., Park, Y., & Hong, J. K. (2017). Mapping alteration mineral zones and lithological units in Antarctic regions using spectral bands of ASTER remote sensing data. *Geocarto International*, 1-26.

Pour, A. B., Hashim, M., Park, Y., & Hong, J. K. J. G. I. (2018). Mapping alteration mineral zones and lithological units in Antarctic regions using spectral bands of ASTER remote sensing data. *33*(12), 1281-1306.

Pour, A. B., & Hashim, M. J. O. G. R. (2015). Structural mapping using PALSAR data in the Central Gold Belt, Peninsular Malaysia. *64*, 13-22.

Pushparaj, J., & Hegde, A. V. J. A. J. o. G. (2017). Comparison of various pan-sharpening methods using Quickbird-2 and Landsat-8 imagery. *10*(5), 119.

Saepuloh, A., Haeruddin, H., Heriawan, M. N., Kubo, T., Koike, K., & Malik, D. J. G. (2018). Application of lineament density extracted from dual orbit of synthetic aperture radar (SAR) images to detecting fluids paths in the Wayang Windu geothermal field (West Java, Indonesia). *72*, 145-155.

Salui, C. L. J. J. o. t. G. S. o. I. (2018). Methodological Validation for Automated Lineament Extraction by LINE Method in PCI Geomatica and MATLAB based Hough Transformation. *92*(3), 321-328.

Sener, E., Davraz, A., & Ozcelik, M. J. H. J. (2005). An integration of GIS and remote sensing in groundwater investigations: a case study in Burdur, Turkey. *13*(5-6), 826-834.

Sharifi, A., Malian, A., & Soltani, A. J. J. o. t. I. S. o. R. S. (2018). Efficiency Evaluating of Automatic Lineament Extraction by Means of Remote Sensing (Case Study: Venarch, Iran). *46*(9), 1507-1518.

Šilhavý, J., Minár, J., Mentlík, P., Sládek, J. J. C., & Geosciences. (2016). A new artefacts resistant method for automatic lineament extraction using Multi-Hillshade Hierarchic Clustering (MHHC). *92*, 9-20.

Solano-Acosta, W., Mastalerz, M., & Schimmelmann, A. J. I. J. o. C. G. (2007). Cleats and their relation to geologic lineaments and coalbed methane potential in Pennsylvanian coals in Indiana. *72*(3-4), 187-208.

Vassilas, N., Perantonis, S., Charou, E., Tsenoglou, T., Stefouli, M., & Varoufakis, S. (2002). *Delineation of lineaments from satellite data based on efficient neural network and pattern recognition techniques.* Paper presented at the 2nd Hellenic Conf. on AI, SETN-2002.

Vermote, E., Justice, C., Claverie, M., & Franch, B. (2016). Preliminary analysis of the performance of the Landsat 8/OLI land surface reflectance product. *Remote Sensing of Environment, 185*, 46-56.

Yeomans, C. M., Middleton, M., Shail, R. K., Grebby, S., Lusty, P. A. J. C., & Geosciences. (2019). Integrated Object-Based Image Analysis for semi-automated geological lineament detection in southwest England. *123*, 137-148.

Zangerl, C., Loew, S., & Eberhardt, E. J. E. g. h. (2006). Structure, geometry and formation of brittle discontinuities in anisotropic crystalline rocks of the Central Gotthard Massif, Switzerland. *99*(2), 271-290.

Zhang, Y., & Mishra, R. K. (2012). *A review and comparison of commercially available pan-sharpening techniques for high resolution satellite image fusion.* Paper presented at the Geoscience and Remote Sensing Symposium (IGARSS), 2012 IEEE International.

BAHÇE-NURDAĞI T2 TÜNELİ KESKİ TÜKETİMİNİN İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF CUTTER CONSUMPTION IN BAHCE-NURDAGI T2 TUNNEL

D. Aydın [1,*], M. Ayhan[1]

[1]*Dicle Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü*
([*]Sorumlu yazar: deniz.aydin@dicle.edu.tr)

ÖZET

Bu çalışmada, Bahçe-Nurdağı T2 Tüneli 1950-7822 metreler arasındaki keski tüketimi incelenmiştir. Bu kapsamda toplam kazı hacmi, toplam değişen disk sayısı, değişen disklerin kesici kafa üzerindeki konumları dikkate alınmıştır. Çalışmada sonucunda; keski tüketiminin Cerchar Aşındırıcılık İndeksi ile doğrudan ilişkili olduğu, tek eksenli basınç dayanımı ve çekme dayanımı ile ise tek başına anlamlı bir ilişki kurulamadığı elde edilmiştir. Ayrıca, keski konumları ve kazı koşullarına bağlı olarak keskilerde farklı aşınma türlerinin gözlenebileceği, en çok aşınmaya maruz kalan disklerin ise çevre diskler olduğu da elde edilen sonuçlar arasındadır. Elde edilen sonuçlar literatür ile uyum sağlamaktadır.

Anahtar Sözcükler: TBM, disk keski, keski tüketimi.

ABSTRACT

In this study, cutter consumption was examined in Bahçe-Nurdağı T2 Tunnel between 1950-7822 meters. In this context, total excavation volume, total changing number of discs, position of changing discs on cutter head were taken into consideration. As a result of the study; It was obtained that cutter consumption was directly related to Cerchar Abrasion Index but uniaxial compressive strength and tensile strength were not significantly related. In addition, different wear types can be observed in the cutters depending on the cutter positions and excavation conditions, and the most exposed discs are environmental discs. The results obtained are consistent with the literature.

Keywords: TBM, disc cutter, cutter consumption.

GİRİŞ

“Bahçe - Nurdağı (Fevzipaşa) Varyantı Altyapı İşleri” kapsamında, Km: 03+652.61 ile Km: 13+453.04 arasında TBM ile açılan her biri 10 bin 200 metre uzunlukta çift tüplü demiryolu Nurdağı Tüneli (T2 Tüneli) Osmaniye ile Gaziantep arasında yer almaktadır (Şekil 1).

Şekil 1. Proje alanını gösterir yer bulduru haritası.

Projede kullanılan TBM'in genel özellikleri Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Nurdağı Tüneli'nde kullanılan TBM'in genel özellikleri

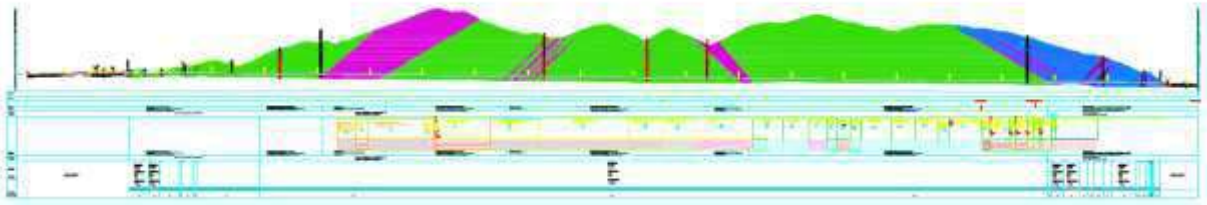
Özellik	Birim
Kafa çapı	8.0 m
Keski çapı	19''
Keski sayısı	53
Maksimum yük (keski başına)	311 kN
Ortalama keskiler arası mesafe	77.6 mm
Toplam kesici kafa gücü	3300 kW
Kesici kafa hızı	0-6.9 rpm
Kesici kafa torku	9635 KNm (0-3.3 rpm) 4588 kNm (6.9 rpm)
İstisnai tork	14453 kNm (0-3.3 rpm)
Maksimum itme kuvveti	88543 kN (345 bar)
Önerilen itme kuvveti	16503 kN (maksimum)
İtme silindiri sayısı	32

Çalışma Sahasının Jeolojisi

Bahçe-Nurdağı tüneli, Bahçe giriş portalı, Km: 3+653'den başlamakta ve Km: 13+453'de Nurdağı çıkış portalına ulaşmaktadır. Tünel güzergahında, Kızlaç formasyonu, Karadağ Kireçtaşı, Yamaç molozu ve Alüvyonel çökeller görülmektedir (Şekil 2).

Tünel güzergahının üzerinde rastlanan en yaşlı birim Orta Ordovisyen yaşlı Kızlaç formasyonudur. Birim, tünel güzergahı ve yakın çevresinde, geniş alanlarda yayılım gösterir. Kızlaç formasyonunu, tünel güzergahı ve yakın çevresinde, kuvarsit ara tabakalı-ara düzeyli meta-kumtaşı ve meta-çamurtaşı birimleri temsil etmektedir. Kızlaç formasyonu, jeolojik geçmişi ve geçirmiş olduğu tektonizma etkisi ile kıvrımlanmıştır. Bu kıvrımlanma, tünel güzergahında, tünel eksenine dik, 2 adet antiklinal ekseni ve 1 adet senklinal ekseni olarak görülmektedir. Kızlaç formasyonu yayılımını

Nurdağı istikametine doğru sürdürmekte, Gazeli Tepenin kuzeydoğusunda, tünelin Km: 11+500 civarında, Karadağ Kireçtaşı tarafından açısal uyumsuzlukla örtülmektedir. Jura-Kretase yaşlı Karadağ formasyonu, kireçtaşı – şeyl – şist ardalanmalarından meydana gelmektedir. Birim, koyu mavimsi gri renkli, ince-orta tabakalı, şeyl-şist seviyeleri laminalı-ince tabakalı, orta- zayıf-orta sağlam kaya mukavemetindedir. Proje sahasında, Karadağ kireçtaşının doğusunu Doğu Anadolu Fayı sınırlar. Formasyon fazlası ile kıvrımlı olup, Doğu Anadolu Fay Zonuna doğru, kıvrımlanma şiddeti artmaktadır (FUGRO ve SİAL, 2014).



Şekil 2. Tünel güzergahı jeolojik kesiti.

Tünel eksenine dik yönde bulunan vadilerde, değişken kalınlıklarda yamaç molozları gelişmiştir. Kızıl kahverenkli, yarı tutturulmuş, kil matriks içerinde köşeli-yarı köşeli çakıl ve blok boyutlu kayaç parçaları yamaç molozunu temsil etmektedir. Tünelin Bahçe-giriş ve Nurdağı-çıkış taraflarında, Alüvyonel çökeller bütün birimleri örtmektedir (Çizelge 2).

Çizelge 2. Güzergah jeolojisi boyunca geçilecek birim ve kilometreleri (FUGRO ve SİAL, 2014).

Kilometre	**Birim**
3+215-3+580	Eski heyelan
3+580-3+653	Alüvyonel çökeller
3+653-6+000	Kızlaç formasyonuna ait meta çamurtaşı/meta kumtaşı ardalanması ve üzerinde yer yer yamaç molozu
6+000-7+015	Kızlaç formasyonuna ait kuvarsit üyesi
7+015-11+510	Kızlaç formasyonuna ait meta çamurtaşı/meta kumtaşı ardalanması ve üzerinde yer yeryamaç molozu
11+510-13+500	Karadağ kireçtaşı-Şeyl-Şist ardalanması

KESKİ AŞINMASI

Aşınma, kazı esnasında kayaçların keskiler tarafından koparılması sırasında meydana gelmektedir. Yüksek aşındırıcı özelliğine sahip kayaçlar, kısa zamanda keskilerin körlenmesine neden olmaktadır. Bu durum, keski tüketiminin artmasına, kazı veriminin düşmesine ve kazı maliyetinin artmasına yol açmaktadır. Keski aşınması başta kayaç özellikleri olmak üzere; keski tipi, keskinin metalurjik yapısı, keskinin kazı esnasında ulaştığı ısı derecesi gibi etkenlere de bağlıdır (Arı, 1990).

Kayaç özellikleri ile ilgili aşınmayı etkileyen parametrelerin başında kayaçtaki kuvars ve diğer aşındırıcı minerallerin miktarı, bunların ortalama tane boyutu ve kayacın çimentolanma derecesi gelmektedir. Söz konusu parametrelerin ölçütü arttıkça, keski aşınması da o denli artmaktadır. Kayacın tek eksenli basınç ve çekme dayanımı özellikleri ise yukarıda sıralanan parametrelerle birlikte değerlendirildiğinde önem kazanmaktadır. Yapılan araştırmalarda dayanımı yüksek, ancak kuvars içermeyen kireçtaşlarında termal aşınma haricindeki aşınmaya pek rastlanmadığı belirlenmiştir. Bunların dışında, aşınmayı etkileyen en önemli etken kayaçlardaki süreksizliklerdir. Makro süreksizlikler olarak tanımlanan çatlak ve kırıklar, keskilerin parçalama işlemine yardımcı olmakta,

dolayısıyla daha az aşınma meydana gelmektedir. Ancak, bunlarla keskilerdeki aşınma miktarı arasında kesin bir ilişki elde etmek olası değildir (Arı, 1990).

Makine endüstrisi ve teknolojinin gelişmesiyle birlikte, tünel açma makinesi (TBM) çeşitli tünel inşaatlarında geniş çapta kabul görmüştür (Shen vd., 2014). Kesici kafanın çalışma performansı penetrasyon verimliliği üzerinde büyük bir etkiye sahiptir. Hızlı kentleşmeyle birlikte, yeraltı yapılarının önemli farklılıklar gösteren iki veya daha fazla jeolojik malzemeden oluşan zemin koşuluyla karşı karşıya kalmaktadır (Ma vd., 2015). Her ne kadar kompozit kesici kafa, TBM'nin bu zeminlerde uygulanabilirliğini arttırsa da, karışık zeminde kazı yine de yüksek oranda disk aşınmasına neden olabilir (Ren vd., 2017).

TBM'nin ana bileşenlerinden biri olan ve kesici kafanın üzerine yerleştirilen disk kesiciler, kazı esnasında, itme kuvveti ile kayaya bastırılır. Oluşan penetrasyonun artan basıncı altında çatlak oluşumu başlar ve yayılır. Daha sonra kaya, dönme kuvvetinin etkisiyle kesiciler arasında oluşan çatlakların birleşmesi ile kırılır (Gong vd., 2007). Bu işlem sırasında, disk kesici sürtünme, darbe ve diğer faktörler nedeniyle aşınma ve yıpranmaya maruz kalır. Aşınma ve yıpranma belirli bir dereceye ulaştığında, disk kesici yenisiyle değiştirilmelidir. Kesicinin değiştirilmesi oldukça zaman alıcı ve masraflıdır, bu da düşük tünel açma verimliliği ve TBM mühendisliği için yüksek kazı maliyeti ile sonuçlanır (Xuhui vd., 2018). Çok sayıda mühendislik verisi, disk kesici arızasından kaynaklanan ekonomik kaybın toplam maliyetin yaklaşık 1/5'i olduğunu ve disk kesici değiştirmek için kullanılan zamanın toplam mühendislik süresinin 1/3'ü olduğunu göstermektedir (Zhang, 2007).

Bir disk kesicinin arıza/tükenme biçimleri arasında, disk kesicinin normal aşınması, disk kesicinin kısmi aşınması, dalgalı kenar ve kesici halkanın yontulması, gibi formlar bulunur, ancak, kesici arızasının ana nedeni disk kesicinin normal aşınmasıdır (Zhang, 2010).

Nurdağı T2 Tünelinde Keski Tüketimi

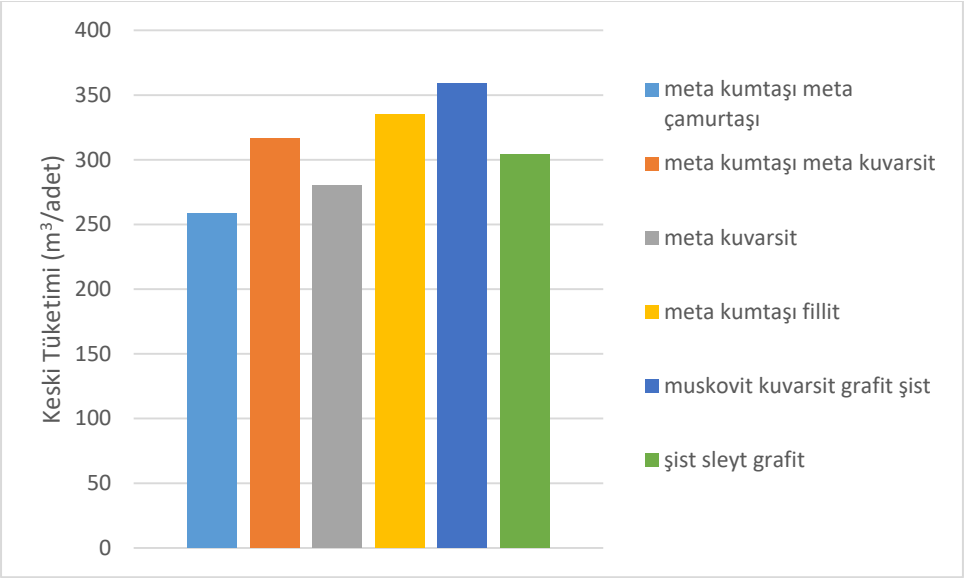
T2 Tüneli'nde keski tüketiminin değerlendirilmesi; yaklaşık bir aylık kazı ilerlemesinde elde edilen veriler vasıtasıyla 1950-7822 metreler arasında yapılmıştır. TBM kazısında aynı formasyon (Kızlaç Formasyonu) içinde 6 farklı birim geçilmiş ve 295712,64 m^3 kazı yapılmıştır. Yapılan kazı için toplamda 780 adet disk değiştirilmiştir. Değiştirilen bu disklerin 709 adeti normal aşınmaya (Şekil 3), 48 adeti dönmemeden kaynaklı tek taraflı aşınmaya (Şekil 4), 2 adeti sayılan bu iki farklı tür aşınmaya maruz kalmış (Şekil 5), 3 adeti kırılmış (Şekil 6) ayrıca 18 adet disk de çevreden alınıp göbeğe yerleştirilmiştir. Geçilen birimlerde birim hacimdeki kazı için keski tüketimi Şekil 7'de, disk değişimine sebep olan aşınma türlerinin yüzdesel dağılımı Şekil 8'de verilmiştir.

Şekil 3. Normal aşınmaya maruz kalan disk.

Şekil 4. Tek taraflı aşınmaya maruz kalan disk.

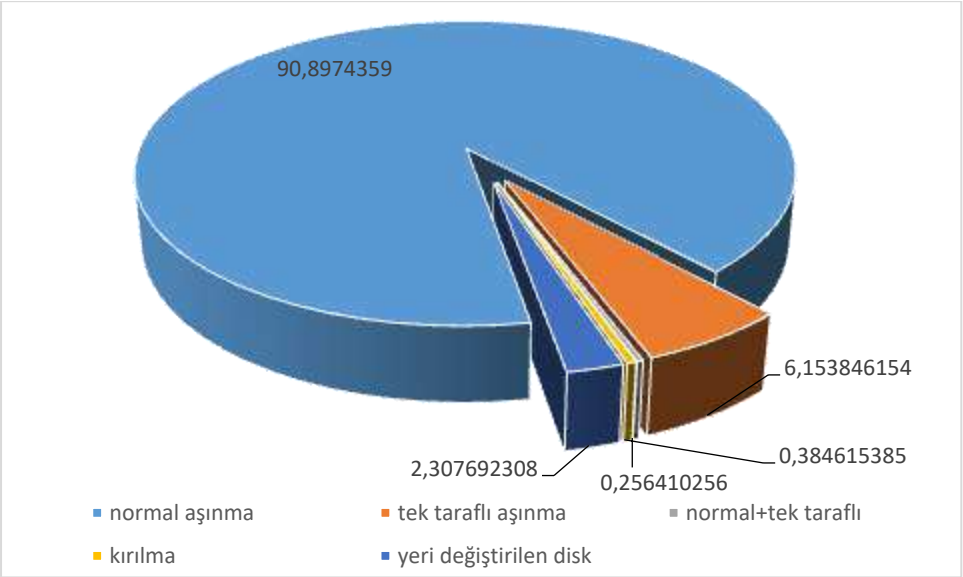
Şekil 5. Normal aşınmayla beraber tek taraflı aşınmaya maruz kalan disk.

Şekil 6. Kırılmış disk.



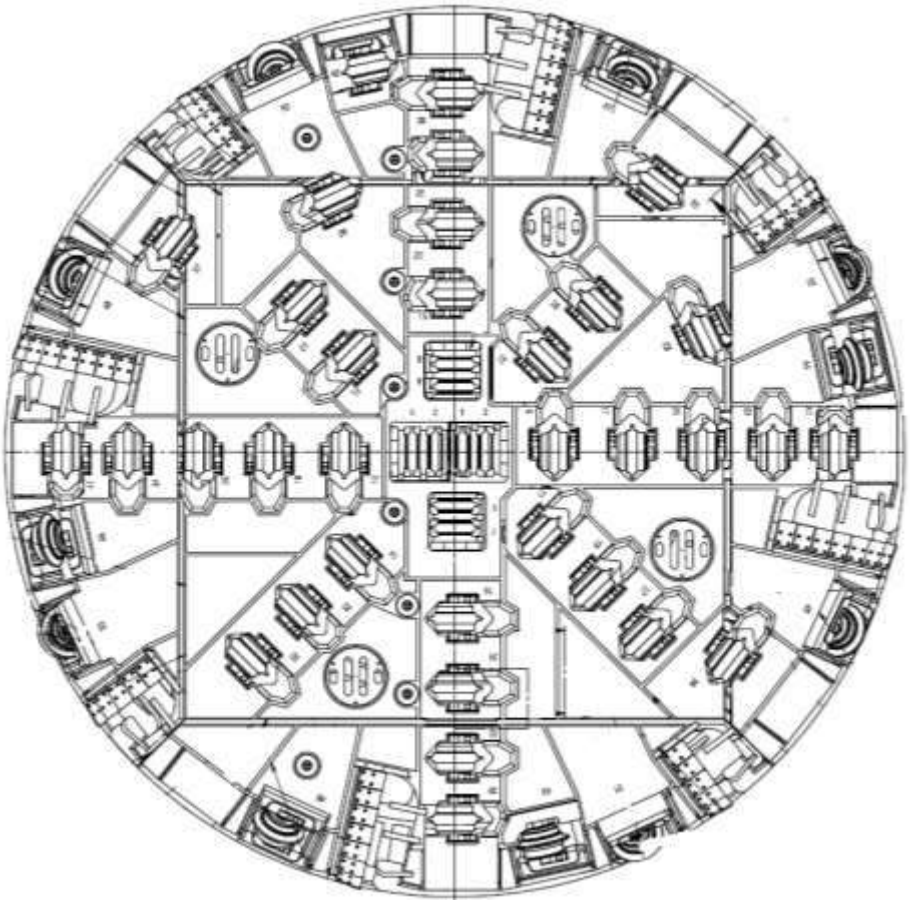
Şekil 7. Kazı boyunca geçilen birimlerde gözlenen keski tüketimi.

Şekil 7'den görüldüğü üzere, Kızlaç Formasyonu'na ait birimlerdeki birim hacimdeki keski tüketimi yaklaşık 250-350 m^3/adet aralığında gerçekleşmiştir. Özellikle kuvars içeriği yüksek olan birimlerde keski tüketiminde artış gözlenmiştir.



Şekil 8. Disk değişimine sebep olan aşınmaların yüzdesel dağılımı.

Değişen diskler incelendiğinde en çok değiştirilmeye ihtiyaç duyulan disklerin beklenildiği gibi en çok yol kat eden ve konumlarından kaynaklanan zor kazı koşullarına maruz kalan çevre diskler olduğu görülmüştür. Disklerin kesici kafa üzerindeki konumlarını gösterir kesit Şekil 9'da verilmiştir. Kesitte yerleri görülebilen disklerin değiştirilme sayısı Çizelge 2'de verilmiştir.



Şekil 9. Disklerin kesici kafa üzerindeki konumları.

Çizelge 2. Disklerin değişim sayısı (Çoktan aza).

Disk Numarası	Değişim sayısı	Disk Numarası	Değişim sayısı	Disk Numarası	Değişim sayısı	Disk Numarası	Değişim sayısı	Disk Numarası	Değişim sayısı
48	49	42	27	36	11	21	7	16	5
45	42	41	19	2	10	26	7	18	5
46	41	40	17	4	10	28	7	19	5
47	39	39	16	6	10	1	6	20	5
43	36	37	15	8	10	3	6	23	5
44	35	35	13	30	10	15	6	9	4
49	34	38	13	29	9	17	6	12	4
53	34	33	12	31	9	22	6	10	3
52	33	5	11	34	9	25	6	13	3
50	31	7	11	24	8	11	5		
51	31	32	11	27	8	14	5		

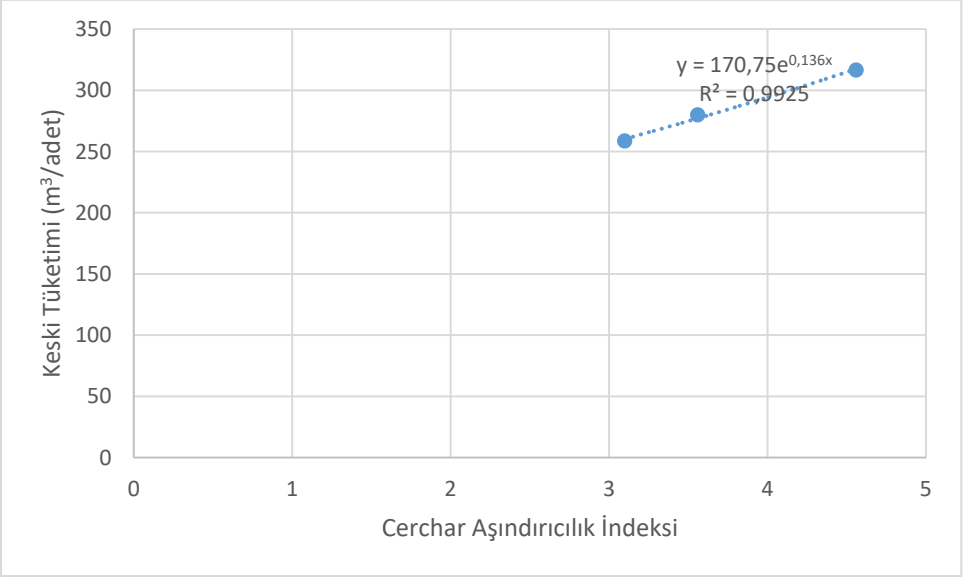
Çizelge 2'den de görülebileceği gibi, 42-53 numaralı 12 adet çevre diskin toplam değişiminin tüm disklerin toplam değişim sayısına oranı %55 olmuştur. Çevre disklerin neredeyse tamamı normal aşınma sebebiyle değiştirilmiştir.

Jeolojik-Jeoteknik raporda yer alan sondaj verileri ile firma tarafından yaptırılan deney sonuçlarından elde edilen ve keski tüketiminin değerlendirilmeye alındığı 1950-7822 metreler arasında kalan bölgeye referans olan veriler Çizelge 3'te özetlenmiştir.

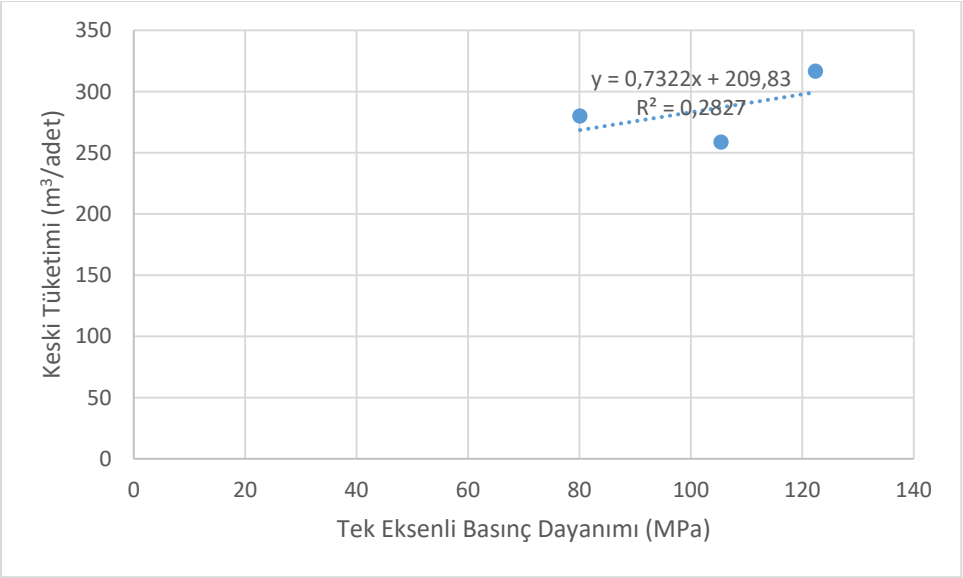
Çizelge 3. Derlenen veriler

	Meta kumtaşı Meta çamurtaşı	Meta kumtaşı Meta kuvarsit	Meta Kuvarsit
Keski Tüketimi (m^3/adet)	258,5428	316,512	279,9086
Cerchar Aşındırıcılık İndeksi	3,1	4,56	3,56
Tek Eksenli Basınç Dayanımı (MPa)	105,43	122,4	80,1
Çekme Dayanımı (MPa)	9,57	11,63	12,74

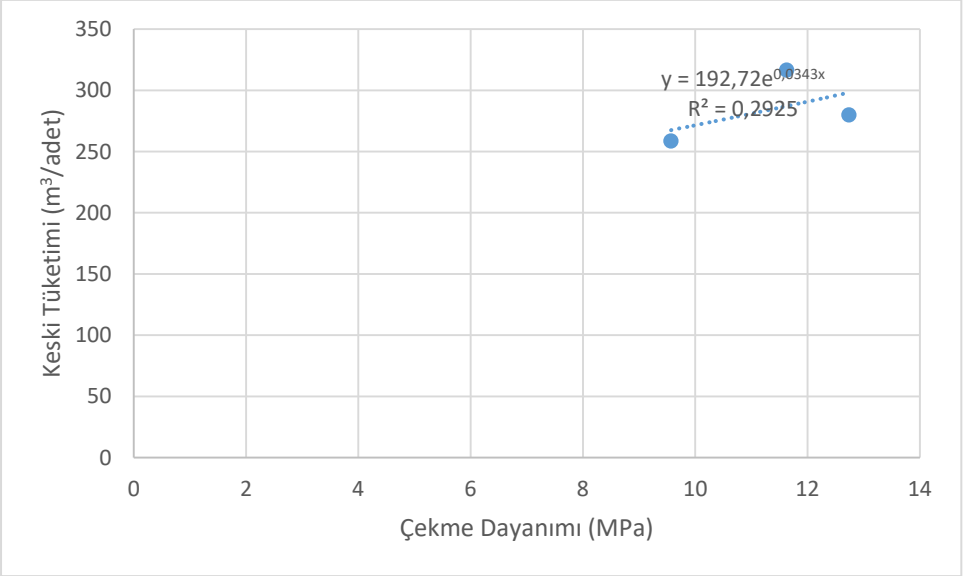
Bu veriler kullanılarak keski tüketimi ile Cerchar Aşındırıcılık İndeksi (Şekil 10), Tek Eksenli Basınç Dayanımı (Şekil 11), Çekme Dayanımı arasındaki (Şekil 12) ilişki değerlendirilmeye çalışılmıştır.



Şekil 10. Cerchar Aşındırıcılık İndeksi ile keski tüketimi arasındaki ilişki.



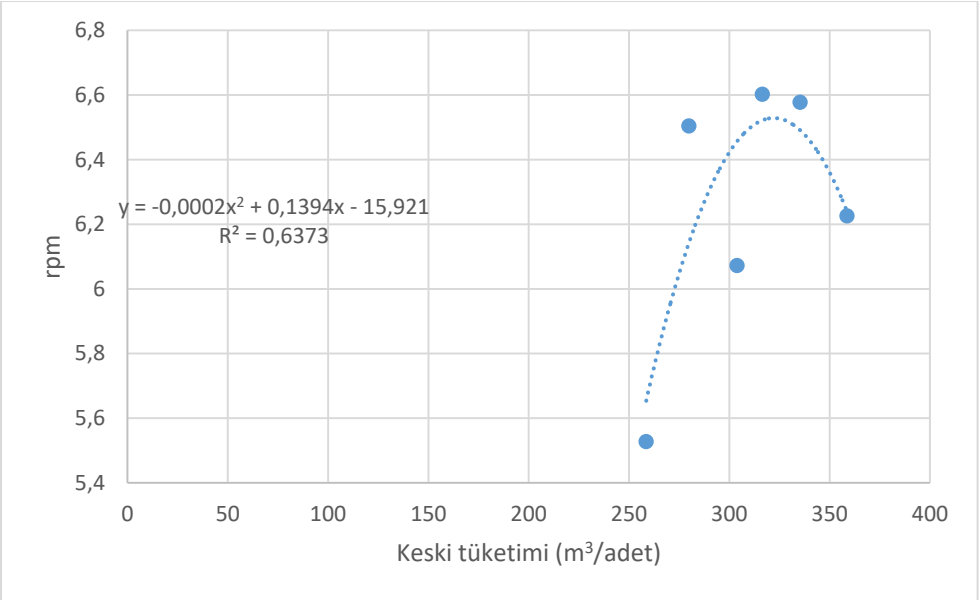
Şekil 11. Tek Eksenli Basınç Dayanımı ile keski tüketimi arasındaki ilişki.



Şekil 12. Çekme Dayanımı ile keski tüketimi arasındaki ilişki.

Verilen grafiklerde keski tüketiminin Cerchar Aşındırıcılık İndeksi ile doğrudan ilişkili olduğu, basma ve çekme dayanımları ile ise tek başına anlamlı bir ilişki yakalanmadığı gözlenmiştir. Bu sonuçlar literatürle uyum sağlamaktadır.

Keski tüketiminin incelendiği metreler arasında TBM'in devir hızı ile keski tüketimi arasındaki ilişki Şekil 13'te verilmiştir.



Şekil 13. TBM'in devir hızı ile keski tüketimi arasındaki ilişki.

Şekil 13'ten de görülebileceği gibi TBM'in devir hızı arttıkça keski tüketimi de artış göstermektedir.

SONUÇLAR

T2 Tüneli'nde keski tüketiminin değerlendirilmesi 1950-7822 metreler arasında yapılmıştır. TBM kazısında Kızlaç Formasyonu'na ait 6 farklı birim geçilmiş ve 295712,64 m^3 kazı yapılmıştır. Yapılan kazı için toplamda 780 adet disk değiştirilmiştir. Değiştirilen bu disklerin 709 adeti normal aşınmaya, 48 adeti dönmemeden kaynaklı tek taraflı aşınmaya, 2 adeti sayılan bu iki farklı tür aşınmaya maruz kalmış, 3 adeti kırılmış ayrıca 18 adet disk de çevreden alınıp göbeğe yerleştirilmiştir.

Kızlaç Formasyonu'na ait birimlerdeki birim hacimdeki keski tüketimi yaklaşık 250-350 m^3/adet aralığında gerçekleşmiştir. Özellikle kuvars içeriği yüksek olan birimlerde keski tüketiminde artış gözlenmiştir.

Değişen diskler incelendiğinde en çok değiştirilmeye ihtiyaç duyulan disklerin beklenildiği gibi en çok yol kat eden ve konumlarından kaynaklanan zor kazı koşullarına maruz kalan çevre diskler olduğu görülmüştür.

42-53 numaralı 12 adet çevre diskin toplam değişiminin tüm disklerin toplam değişim sayısına oranı %55 olmuştur. Çevre disklerin neredeyse tamamı normal aşınma sebebiyle değiştirilmiştir.

Keski tüketiminin Cerchar Aşındırıcılık İndeksi ile doğrudan ilişkili olduğu, basma ve çekme dayanımları ile ise tek başına anlamlı bir ilişki yakalanmadığı gözlenmiştir. Bu sonuçlar literatürle uyum sağlamaktadır.

Keski tüketiminin incelendiği metreler arasında TBM'in devir hızı arttıkça keski tüketimi de artış göstermiştir.

KAYNAKLAR

Arı, H., (1990). Kazılabilirlik tayininde aşınma ve aşınma indeksleri. Madencilik, Aralık Cilt XXIX, Sayı No 4,sy. 11-16.

FUGRO SİAL, (2014). Bahçe-Nurdağı Geçiş Tüneli Jeolojik-Jeoteknik Proje Raporu Cilt 1.

Gong,Q.M.,Zhao,J., (2007). Influence of rock brittleness on TBM penetration rate in Singapore granite. Tunnelling Underground Space Technology, 22,317–324.

Ma H., Yin L., Gong Q. Wang J. (2015). "TBM tunneling in mixed-face ground: Problems and solutions. International Journal of Mining Science and Technology, Vol.25(4): 641-647.

Ren, D., Shen, S.L., Yuan, D., Chai, J., (2017). Prediction model for TBM disc cutter wear in mixed-face ground condition. International Conference on Transportation Infrastructure and Materials (ICTIM 2017).

Shen, S.L., Wu, H.N., Cui, Y.J., Yin, Z.Y. (2014). "Long-term settlement behaviour of metro tunnels in the soft deposits of Shanghai." Tunnelling Underground Space Technology, Vol. 40 (1): 309-323.

Yaralı, O., (2016). Kayaçların mekanik özelliklerinin Cerchar Aşınma İndeksine olan etkilerinin araştırılması Karaelmas Fen ve Müh. Derg. 6(1):218-229.

Zhang, Z., 2007. Study on the abrasion of disc cutters on full face rock tunnel boring machine. Mod. Tunnelling Technology. 44, 32–36

Zhang, H., 2010. Analysis of damages of TBM disc cutters and countermeasures. Mod. Tunnelling Technology. 47, 40–45.

Zhang, X., Lin, L., Xia, Y., Tan,Q., Zhu, Z., Mao, Q., Zhou, M., (2018). Experimental study on wear of TBM disc cutter rings with different kinds of hardness. Tunnelling and Underground Space Technology, 82, 346-357.

BURSA-YENİŞEHİR HIZLI TREN PROJESİ, T3 TÜNELİ DESTEK SİSTEMLERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ-ZAYIF ZEMİN TÜNELCİLİĞİ VE TÜNELDE YAŞANAN SORUNLAR

BURSA-YENİŞEHİR HIGH SPEED RAILWAY PROJECT, EVALUATION OF T3 TUNNEL SUPPORT SYSTEMS-SOFT GROUND TUNNELLING AND PROBLEMS ENCOUNTERED IN TUNNEL

E. B. Aygar

(Sorumlu yazar: e.aygar@fugro.com)
Fugro Sial Yerbilimleri Müşavirlik ve Mühendislik Ltd. Şti.

ÖZET

Bursa Yenişehir Yüksek Hızlı Tren Projesi kapsamında açılması devam eden T3 tüneli 1250 m uzunluğunda olup km: 57+000-km: 58+250 arasında yer almaktadır. Tünel tamamen siltli kil – killi silt, kum ve kil seviyeli birimlerde inşaa edilmekte olup, zayıf zemin tünelciliği koşularını içermektedir. Tünel projelendirme çalışmaları NATM prensiplerine göre yapılmıştır. Tünel açımı sırasında hem portal kesiminde hem de tünel orta bölümünde göçükler yaşanmış ve tünel kazısına zaman zaman ara verilmek zorunda kalınmıştır. Bu çalışma kapsamında tünelde meydana gelen göçük mekanizmaları incelenerek, yapılan nümerik analizler ile tahkimat sistemleri tartışılacaktır.

Anahtar Sözcükler: Yüksek Hızlı Tren, NATM, Zayıf Zemin Tünelciliği

ABSTRACT

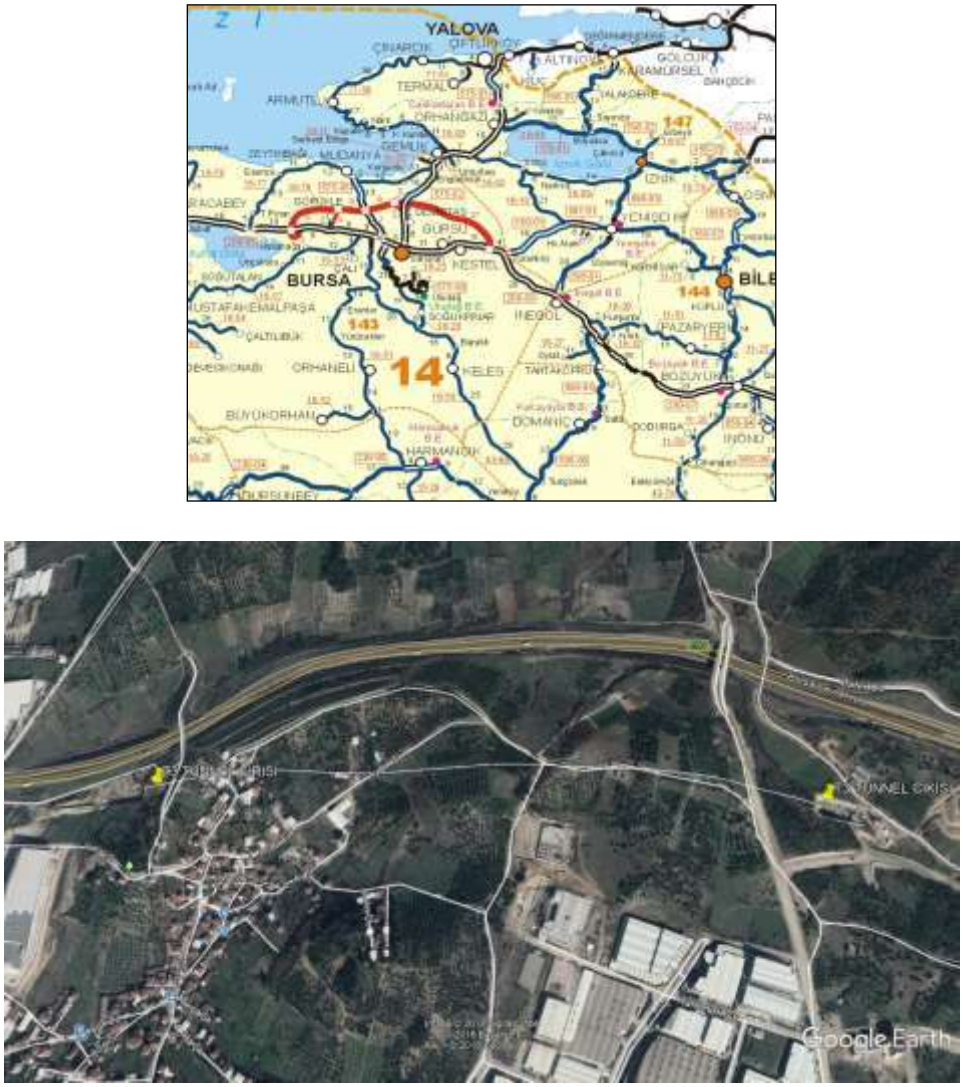
The T3 tunnel that is ongoing to excavation in the scope of Bursa-Yenişehir High Speed Railway Project is located between 57+000 and km: 58+250 that is 1250 m length. The tunnel is constructed in completely silty clay - clayey silt, sand and clay units and includes soft ground tunnelling conditions. Tunnel design works were done according to NATM principles.Collapses were happened in portal section and also middle part of the tunnel at the time of tunnel excavation, therefore tunnel excavation had to be interrupted.The support systems determined by numerical analyses by examining the collapse mechanism generated in tunnel will be discussed in this study.

Keywords: High Speed Railway Tunnel, NATM, Weak Soil Tunnelling,

GİRİŞ

Bursa-Yenişehir Hızlı Tren Projesi, Bursa'yı hem Ankara'ya hem de İstanbul'a bağlayacak hattın önemli bir bölümünü teşkil etmektedir. Yapım işleri tüm güzergah boyunca devam etmekte olan Bursa-Yenişehir Hızlı Tren projesi kapsamında km:57+000 ile km:58+250 arasında yer alan T3 tünelinde zayıf zemin koşullar altında kazı çalışmaları devam etmekte olup kazı sırasında yer yer sorunlar ile karşılaşılmaktadır. Proje güzergahı, km:57+000'de 122,34 kotu ile tünele girmekte %1,3eğim ile 1250 m tünelde gidildikten sonra km:58+250'de 138,7 kotlarında tünelden çıkılmaktadır. Şekil 1'de Bursa Yenişehir Hızlı Tren Projesi ve T3 tünelinin yerbulduru haritası verilmektedir. Bu çalışmada, öncelikle T3 tünelinin jeolojik-jeoteknik koşulları anlatılacak, sonrasında Phase2d v8.0 programı ile yapılan modelleme

çalışmaları verilerek tahkimat sistemleri açıklanacak ve son olarak ta tünel kazısı sırasında yaşanan göçük kesimi incelecektir.

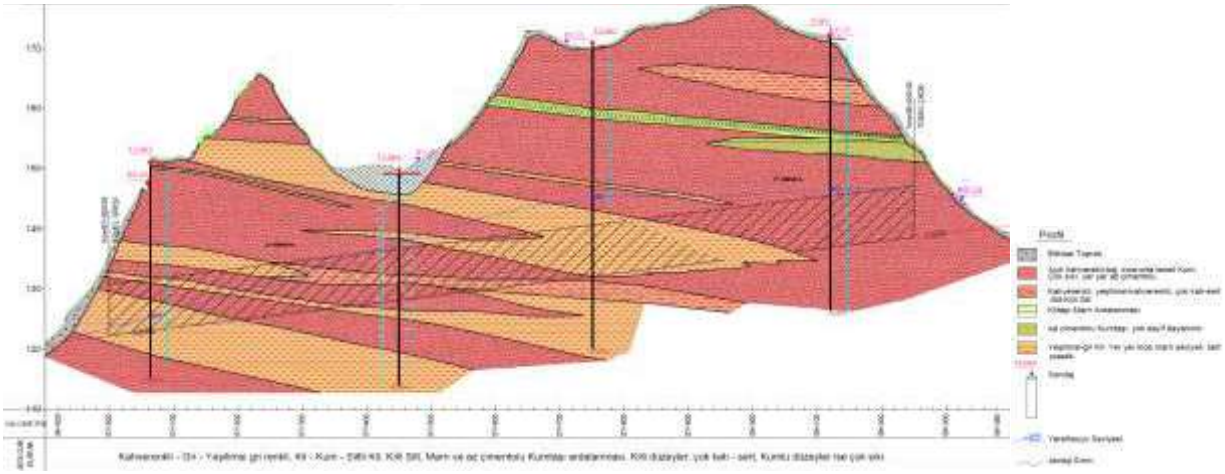


Şekil 1. Yer Bulduru Haritası

JEOLOJİK-JEOTEKNİK DURUM

Tünel güzergahı boyunca Miyosen yaşlı Gemiciköy formasyonu ile karşılaşılmıştır. Giriş portalı, bu formasyona ait kum ve kil seviyeleri içinde açılmıştır. Bu birim genelde tutturulmamış zemin özelliğinde kumlu ve killi düzeylerden oluşur. Çıkış portalı ise yine formasyonun aynı üyesi olan kum birimi içinde açılmıştır. Kumlu düzeylerde yer yer ince az çimentolu seviyeler mevcuttur.

Tünel güzergahı boyunca geçilecek olan jeolojik birimlerin, yapısal ve mühendislik özelliklerini ile yeraltı suyu durumunu tespit etmek üzere toplam 4 adet adet sondaj açılmış olup Şekil 2'de jeolojik profil verilmektedir.



Şekil 2. T3 tüneli jeolojik profili (Fugro Sial, 2012)

T3 tünelinin tamamı Gemiciköy formasyonu içerisinde açılmıştır.Giriş portalı (km:57+000) ile km: 57+660 arasında üstte kum ve kil tabakalarından oluşmuştur. Bu birim açık kahverenkli - bej, çok sıkı, yer yer az çimentolu, ince orta taneli kum; kahverenkli; yeşilimsi – gri, yer yer ince marn seviyeli, sert kil; kahverenkli, yeşilimsi – kahverenkli, çok katı – sert siltli kil – killi silt birimleriyle temsil edilmektedir. Killi düzeyler içinde sık miktarda kaygan yüzeyli fissürler mevcut olup bu durum killerin kalıcı mukavemete sahip olduklarını göstermektedir. Tünelin geçeceği zemin ise tamamen kum tabakaları içerisinde yer almakta olup, jeolojik profilden de görüleceği gibi nadiren kil tabakaları kesmektedir.

Km:57+660 ile km:58+080 arası kesimde, Gemiciköy formasyonuna ait kil, siltli kil – killi silt ve kum birimleri içerisinde açılacaktır. Tünelin bu kesimi genelde kil tabakaları içerisinde geçmekte olup, tünel tavanından yüzeye kadar olan kesimde ise kum tabakası yer almaktadır. Bu birim açık kahverenkli - bej, çok sıkı, yer yer az çimentolu, ince orta taneli kum; kahverenkli; yeşilimsi – gri, yer yer ince marn seviyeli, sert kil; kahverenkli, yeşilimsi – kahverenkli, çok katı – sert siltli kil – killi silt birimleriyle temsil edilmektedir.

Km: 58+080 ile çıkış portalı (km:58+250) arasında tamamen Gemiciköy formasyonuna ait kum tabakalarından oluşmuştur.

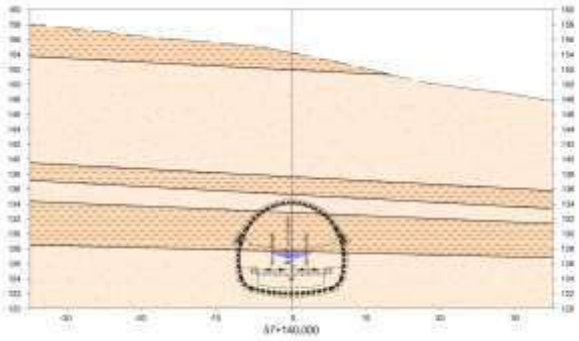
Tünel güzergahı boyunca yapılan sondajlardan alınan numunelerden laboratuvar deneyleri ve arazi deneyleri yapılmış (SPT, Presiyometre) ve Çizelge 1 ve Çizelge 2'de verilmiş olan zemin parametreleri bulunmuştur.

Çizelge 1. T3 Tüneli kısa dönem jeoteknik parametreleri

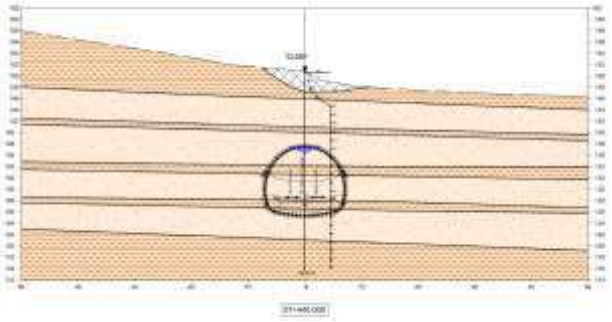
	Birim hacim ağırlık	Kohezyon	İçsel sürtünme açısı	Elastisite modülü	Poisson Oranı
	γ (kN/m³)	c (kPa)	Ø (°)	E_i (MPa)	v
	19	150	15	100	0,35
Kil	19	175	8	80-100	0,35
Kum	19	5	36	100	0,35

Çizelge 2. T3 Tüneli uzun dönem jeoteknik parametreleri

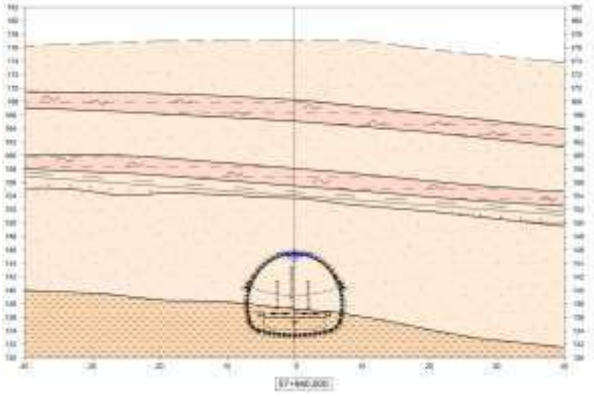
	Birim hacim ağırlık	PI	Kohezyon	İçsel sürtünme açısı	Elastisite modülü	Poisson Oranı
	γ (kN/m³)	%	c (kPa)	Ø (°)	E_i (MPa)	v
Killi Silt	19	20	10	30	100	0,35
Kil	19	30	20	25	80-100	0,35
Kum	19	-	5	36	100	0,35



Şekil 3. Km:57+140'a ait jeolojik enkesit



Şekil 4. Km:57+440'a ait jeolojik enkesit

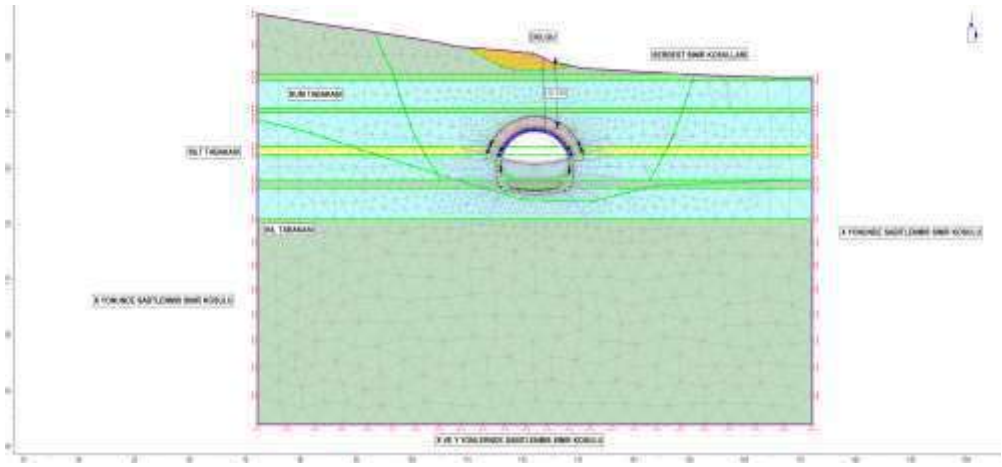


Şekil 5. Km:57+940'a ait jeolojik enkesit

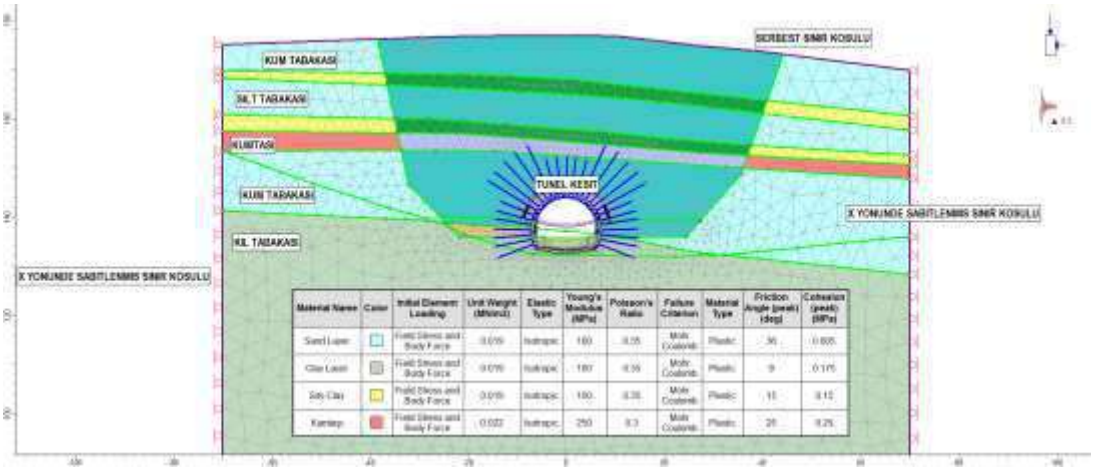
Tünel kazısı jeolojik profilden de görüleceği gibi kil ve kum birimleri içerisinde açılmış olup, baskılı ve akıcı zemin özellikleri gösteren kaya kütlesi içerisinde açılmaktadır.

TÜNEL TAHKİMAT SİSTEMLERİNİN BELİRLENMESİ

T3 tüneli tahkimat sistemleri belirlenirken Yeni Avusturya Tünel Açma Yöntemi (NATM) prensipleri kullanılmıştır. Tahkimat sistemleri için 3 ana kesit için analizler yapılmış ve analiz sonuçlarına göre tahkimat sistemleri belirlenmiştir. Analizler yapılırken Phase2d programı ile yapılmış olup, Şekil 6 ve 7'de her bir kesit için oluşturulan model verilmiştir.



Şekil 6. Km:57+400 için oluşturulan model



Şekil 7. Km:57+940 için oluşturulan model

Belirlenen tahkimat sistemlerinde iki ana durum dikkate alınmıştır. Ağırlıklı olarak kum, silt, kil ve siltli kil içerisinde tünel açılacağından hem tünel tavanında hem de tünel aynasında stabilite sorunları ile karşılaşılması muhtemeldir. Bu sebeple, hem hesaplarda hem de tahkimat sistemleri belirlenirken, tünel tavanı için 4" çapında sürenler ile desteklenmesi ayna kısmı ise hem püskürtme beton hem de ayna kaya saplamaları ile stabilitesinin sağlanması gerekmiştir. Bu tür bir zemin profili gösteren tüm tünellerde karşılaşılan sorun temelde ayna stabilitesinin sağlanamaması nedeni ile yaşanan göçüklerdir. Bu tahkimat sistemlerine ek olarak diğer önemli bir nokta ise, tünelde çakılan kaya saplamalarının kendinden delgili kaya saplamaları olmasıdır. Çünkü bu tür kaya saplamaları ile tünel çevresinde sağlamlaştırma

(konsalidasyon) enjeksiyonu yapılabilmektedir. Tünel çevresinde her 1 m aralıklı olarak çakılan kendinden delgili kaya saplamaları ile yüksek basınçta verilecek enjeksiyon ile tünel çevresinde bir koruyucu zon oluşturularak tünel stabilitesi sağlanabilmektedir. Ayrıca tünel güzergahı incelendiğinde hem yerleşim yeri altından geçmesi hem de tünel örtü yüksekliğinin maksimum 20 m olması sebebi ile tünel ayrı bir kritik öneme sahip olmaktadır. Bu sebeple belirtilen tüm tahkimat sistemleri tünel stabilitesi açısından zorunlu olmaktadır.

Analizlerde kullanılan k değeri 0.5 olarak alınmış ve poisson oranı da 0.35 kabul edilmiştir. Modelleme aşamaları yapılırken, tünel kazısı yapıldığı anda tünele gelen yükün tünel üzerindeki tüm örtü yüksekliğinden gelecek yükün olmadığı bilinmelidir. Zira böyle bir düşünce ile yapılacak olan tahkimat sistemi tasarımı ciddi bir şekilde çok büyük kaplama kalınlıkları ile beraber kaya saplaması miktarının artmasına neden olacaktır. Böyle bir durum ise ekonomik ve mühendislik açısından uygun olmayacaktır. Zira bilindiği gibi NATM'ın temel felsefesi, tünel etrafındaki zeminin yük taşıyan bir eleman gibi düşünülmesidir. Zemin reaksiyon eğrisine bakıldığı zaman da görüleceği gibi tünel en optimum tahkimat sistemine tünel etrafında belli bir deformasyona müsaade edilmesi ile ulaşılmaktadır. Bu amaçla yapım aşamasında da tünelde gerekli olan jeoteknik ölçümler yapılarak değerlendirilmeli ve tahkimat sistemlerinde belirli revizyonlar yapılabilmektedir.

Modellemelerde yük dağılımı ve kazı kademeleri Çizelge 3'de verilmektedir.

Çizelge 3. Kazı kademeleri ve yük dağılımı

Kademeler	
1	Arazi Gerilmelerin Oluşturulması
2	Sürenlerin yerleştirilmesi
3	Üst yarı malzeme gevşemesi %60
4	Üst yarı Püskürtme beton (yaş) ve kaya saplaması
5	Alt yarı kazısı (Üst yarı püskürtme beton sert, Alt yarı
6	Alt yarı püskürtme betonu sert (%40)
7	Invert kazısı, püskürtme beton (yaş) ve kaya
8	İç kaplama ve taban betonu yerleştirilmesi (Invert)
9	Uzun dönem parametrelere geçiş (drenajlı koşullar)
10	Sismik yüklemenin uygulanması

Sismik yük olarak seçilen 0.20 g değeri son kademede uygulanmış ve ilk destekleme sisteminin yapıldıktan sonra iç kaplama ile beraber depreme dayanıklılığı tespit edilmiştir. Çizelge 4'de kazı üst yarı, alt yarı ve invert kazıları arasındaki mesafe verilmektedir.

Çizelge 4. Yapılabilecek ortalama Alt yarı-Üst yarı mesafesi

Kaya Sınıfı	***Üst Yarı Kazı aynası – Alt yarı Mesafesi***	***Invert-Alt Yarı Mesafesi (m)***
C3-C3 Özel	20	5-10

Yapılan tüm analiz sonuçlarında tünel stabiltesinin sağlanmış olduğu ve tahkimat sistemlerinin yeterli olduğu belirlenmiştir. Ayrıca uzun dönemde deprem olması durumunda da iç kaplama kesit tahkikleri yapılmış ve iç kaplama performansının da yeterli olduğu görülmüştür.

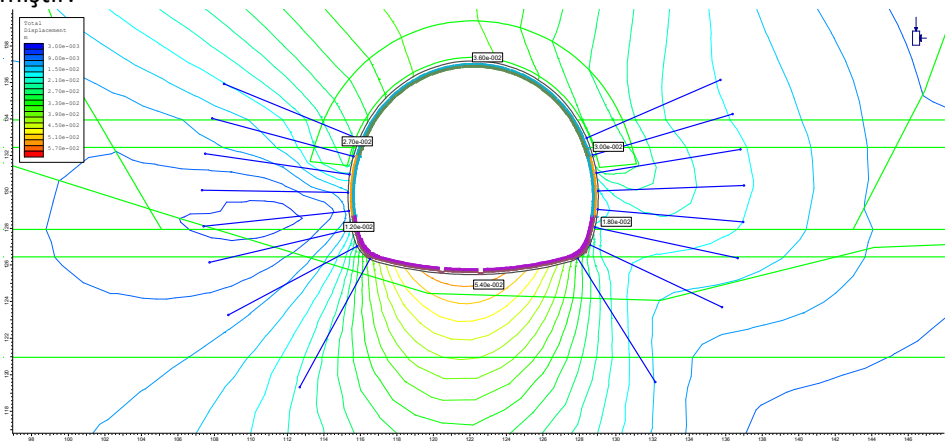
KM:57+400 için Analiz Sonuçları

Kısa dönem analiz sonuçları ile beraber uzun dönemde tahkimat sistemlerinde meydana gelen değişimlerde incelenmiştir. Bu durumda ilk 8 kademeden sonra 9. kademede model hem iç kaplama ve taban betonu girilmiş hem de malzeme parametreleri drenajlı olarak alınarak model çözdürülmüştür. Ayrıca bu kesimde, meydana gelen yerdeğiştirmeleri belirlemek için, analiz öncesi yerdeğiştirmeler sıfırlanmıştır.

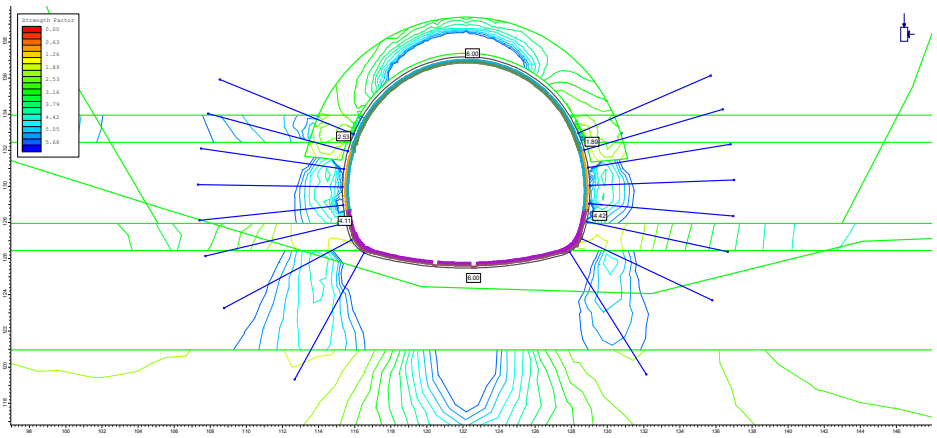
Tablo 9.'de uzun dönem parametreler için yapılan analiz sonuçları verilmektedir. Sonuçlar incelendiğinde, tünel çevresinde meydana gelen deformasyonlar tünel tavanında 3.60 cm tünel sol ve sağ omuzlarında 2.70 cm ve 3.0 cm, tünel sol ve sağ alt yarı bölümlerinde 1.2 cm ve 1.8 cm ve tünel tabanında ise 5.40 cm yer değiştirme meydana gelmiştir.

Tünel etrafındaki güvenlik faktörleri ise, tünel çevresinde 1'in üzerinde olup tünelden uzaklaştıkça artmaktadır.

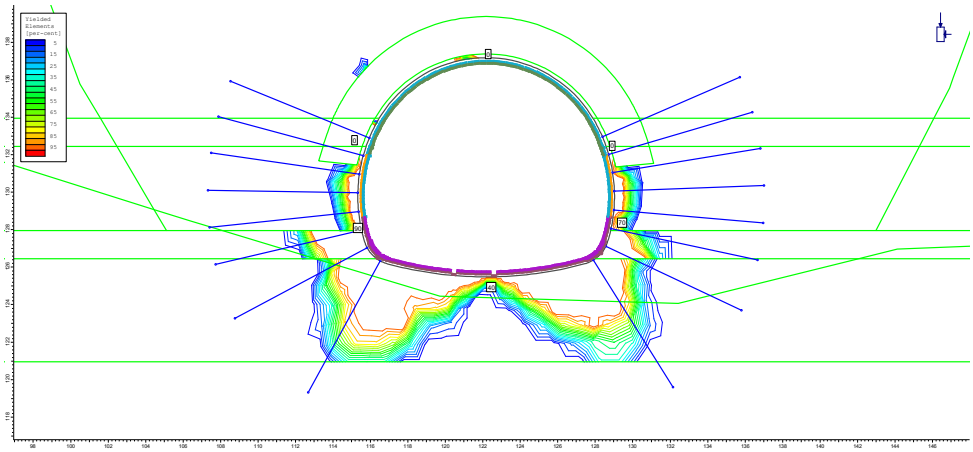
Ayrıca tünel çevresindeki yenilme bölgelerine bakıldığı zaman ise, tünel üst yarı bölümünde süren bölgesinin üzerinde yenilmeler meydana gelirken alt yarı ve invert kesiminde ise yenilmeler meydana gelmiştir.



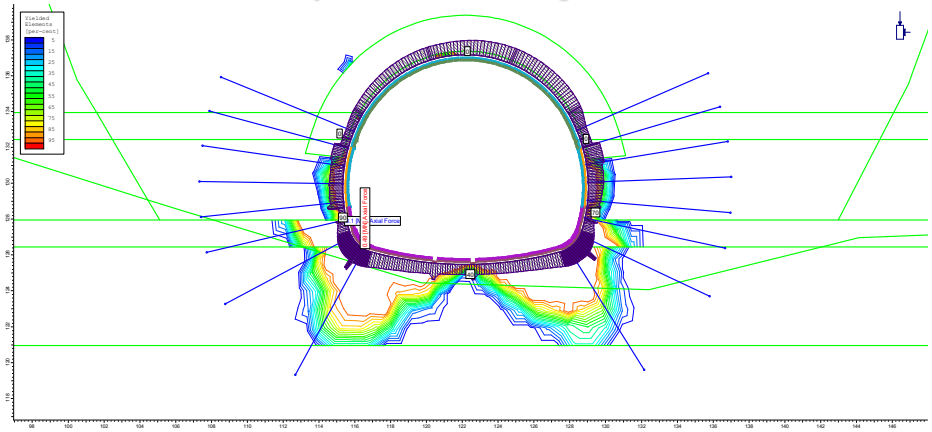
Şekil 8. Toplam yerdeğiştirme



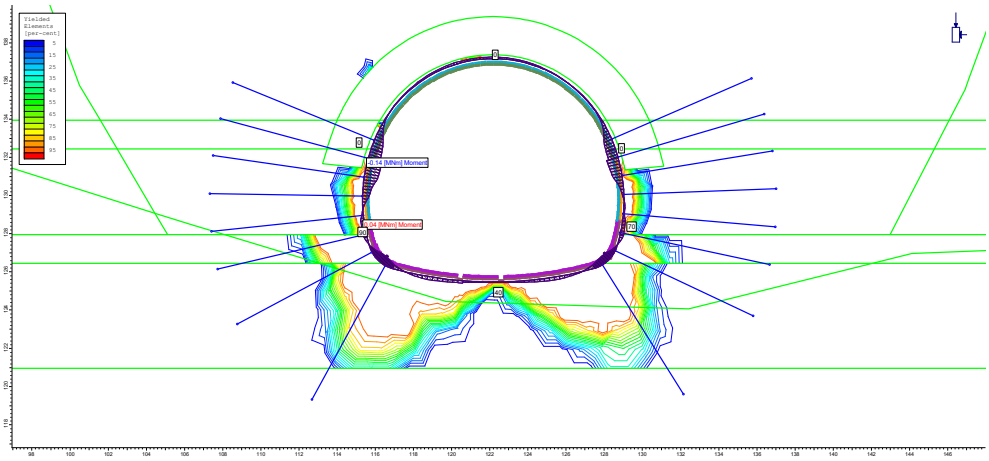
Şekil 9. Güvenlik faktörü



Şekil 10. Yenilme bölgeleri



Şekil 11. Eksenel kuvvetler



Şekil 12. Püskürtme betonda meydana gelen momentler

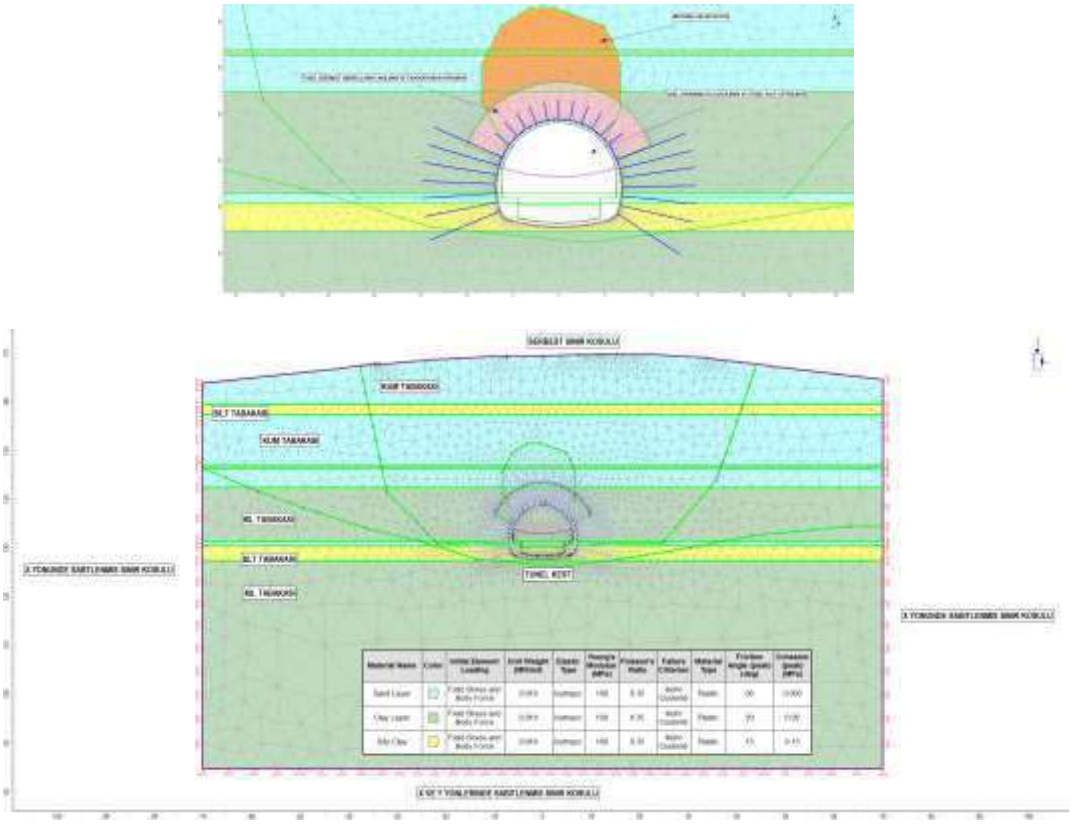
Km:57+800 de Meydana Gelen Göçük

T3 Tünelinde, km:57+800 de tünel kazısı sırasında tünel aynasında malzeme akışına bağlı olarak göçük meydana gelmiş ve tünel aynası ve çalışmalar durmuştur. Tünelin bu kesiminin tekrar geçilmesi için proje çalışmalarında revizyonlar yapılmıştır. Çizelge 5'de göçüğün modelleme aşamaları verilmekte olup Şekil 13'de de Phase2d v8.0 programı ile oluşturulan model verilmektedir.

Çizelge 5.

1	İlk Gerilme
2	Göçük öncesi üst yarı kazısı
3	Göçük öncesi tahkimatların yerleştirilmesi
4	Göçüğün meydana gelmesi
5	Tünel aynasının doldurulması ve stabil hale getirilmesi
6	Tünel üst yarısında umbrellaların çakılması ve enjeksiyon yapılması
7	Üst yarı kazısı, tahkimatların yapılması ve geçici invertin
8	Alt yarı kazısı
9	Alt yarı tahkimatların modele girilmesi
10	Invert kazısının yapılması
11	Invert tahkimatlarının modele girilmesi

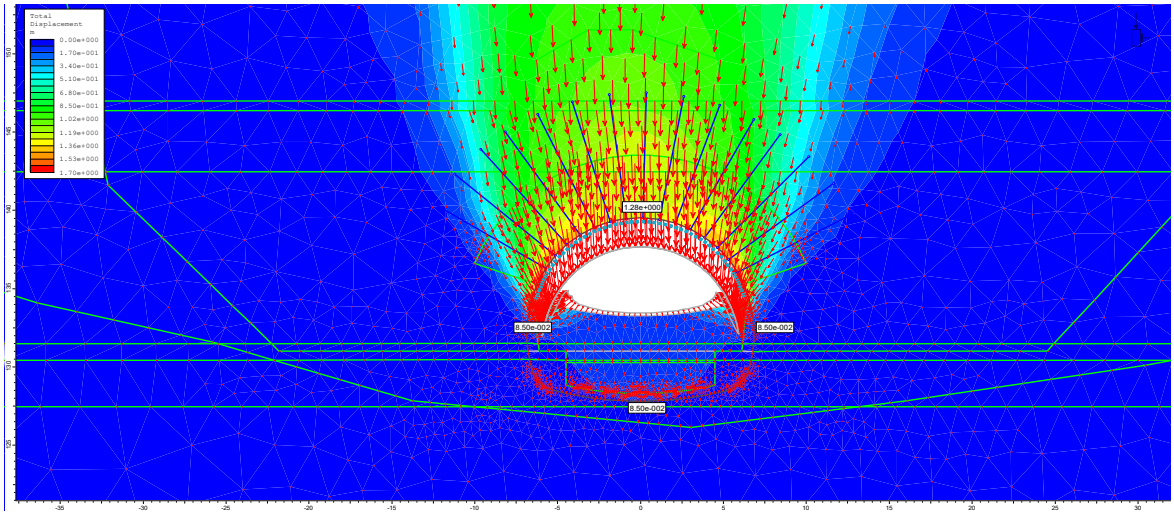
Kazıkademeleri



Şekil 13. Göçük kesimi için Phase programı ile oluşturulan sayısal analiz modeli

T3 tüneli göçük bölgesi için, göçük öncesi ve sonrasında Phase2dV8.0 programı ile yapılan sayısal analiz sonuçlarına ait özet değerlendirmeler Şekil 14 ve Çizelge 6'de verilmektedir.

T3 tünelinin göçük durumunun modellenmesi için farklı c ve ø değerlerinde analizler yapılarak göçük anındaki parametreler belirlenmiştir. Yapılan analizlerde göçük durumu Şekil 14'de gösterilmektedir. Analizlerde üst yarıda deformasyonlar 1.28 m ye kadar oluşmuş ve tünelde göçük meydana gelmiştir.



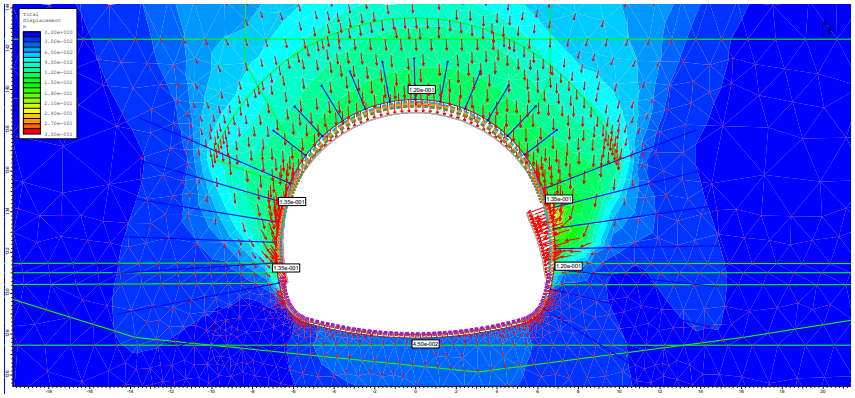
Şekil 14. Tünel üst yarısında meydana gelen göçük

Oluşan bu göçükten sonra, yukarıda modelleme aşamaları verildiği şekilde analizler yapılmıştır. Analizlerde öncelikle ayna stabilitesi için üst yarı kesimi doldurulmuş ve modelleme aşamasında yer değiştirmeler sıfırlanmıştır. Daha sonra tavan kesiminde sürenler yerleştirilerek enjeksiyon yapılmış ve kazı kademelerine başlanmıştır.

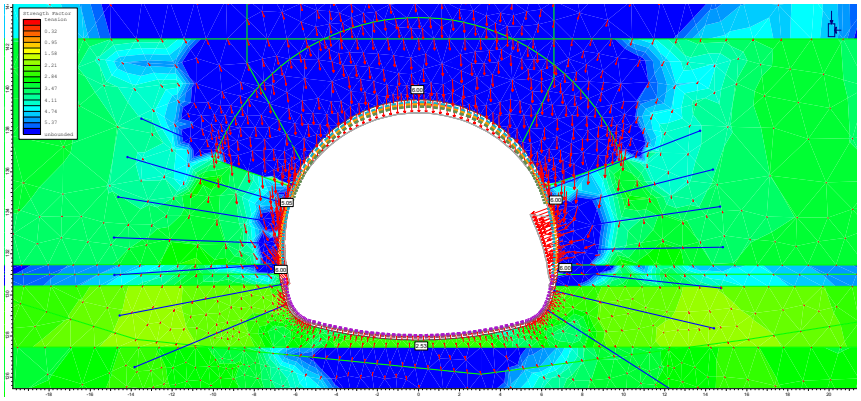
Çizlege 5'de analiz sonuçları verilmektedir. Sonuçlar incelendiğinde, tünel çevresinde meydana gelen deformasyonlar tünel tavanında 12 cm tünel sol ve sağ omuzlarında 13.5 cm, tünel sol ve sağ alt yarı bölümlerinde 12 cm ve tünel tabanında ise 4.5 cm yer değiştirme meydana gelmiştir (Şekil 14).
Tünel etrafındaki dayanım faktörleri ise, tünel çevresinde 1'in üzerinde olup tünelden uzaklaştıkça artmaktadır (Şekil 15). Ayrıca tünel çevresindeki yenilme bölgelerine bakıldığı zaman ise, yenilmelerin tünel etrafında ciddi bir şekilde meydana geldiği görülmektedir (Şekil 17).
Şekil 18'de göçük bölgesi geçilmesi sırasında uygulanan tahkimat sistemleri verilmiştir.

Çizelge 6. Göçük kesimi için yapılan sayısal analiz sonuçları

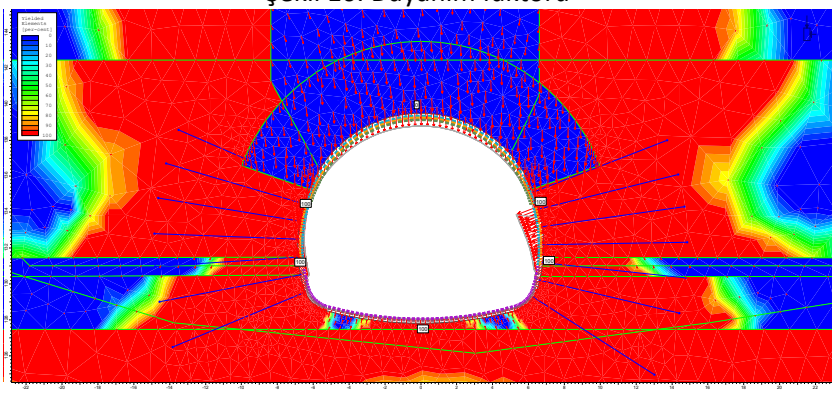
Tünel Tavanı	Tünel sol omuz	Tünel sağ	Tünel sol alt	Tünel sağ alt	Tünel Taban
Toplam Deformasyon (cm)					
12	13.5	13.5	13.5	12.0	4.50
Dayanım faktörü					
6.0	5.05	4.42	6.0	6.0	2.53
Yenilme Bölgeleri (%)					
0	100	100	100	100	100



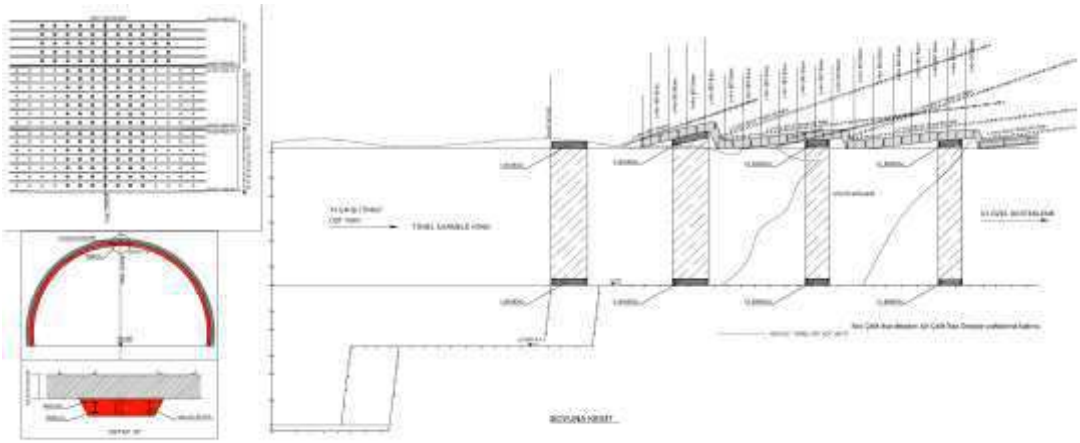
Şekil 15. Toplam yerdeğiştirme



Şekil 16. Dayanım faktörü



Şekil 17. Yenilme bölgeleri



Şekil 18. Göçük Bölgesi Tahkimat Sistemi Detayları (Fugro Sial, 2017)

SONUÇLAR

T3 tüneli ağırlıklı olarak kum, silt, kil ve siltli kil içerisinde açılacağından hem tünel tavanında hem de tünel aynasında stabilite sorunları ile karşılaşılması muhtemeldir.

Bu sebeple tünel duraylılığı için; tünel tavanın 4" çapında sürenler ile desteklenmiş ve tünel aynasının duraylılığı ise hem püskürtme beton hem de ayna kaya saplamaları ile sağlanmıştır.

Bu tür bir zemin profili gösteren tüm tünellerde karşılaşılan temelde ayna stabilitesinin sağlanamaması nedeni ile yaşanan göçüklerdir. Bu tahkimat sistemlerine ek olarak diğer önemli bir nokta ise, tünelde çakılan kaya saplamalarının kendinden delgili kaya saplaması olmasıdır. Çünkü bu tür kaya saplamaları ile tünel çevresinde sağlamlaştırma (konsalidasyon) enjeksiyonu yapılabilmektedir. Tünel çevresinde her 1 m aralıklı olarak çakılan kendinden delgili kaya saplamaları ile gerekirse yüksek basınçta verilecek enjeksiyon ile tünel çevresinde bir koruyucu zon oluşturularak tünel stabilitesi sağlanabilmektedir.

Ayrıca tünel güzergahı incelendiğinde hem yerleşim yeri altından geçmesi hem de tünel örtü yüksekliğinin maksimum 20 m olması sebebi ile tünel ayrı bir kritik öneme sahip olmaktadır. Bu sebeple belirtilen tüm tahkimatlar tünel stabilitesi açısından zorunlu olmaktadır.

T3 tüneli C3 ve C3 Özel olarak iki ana tahkimat sistemine ayrılmıştır. C3 özel tahkimat sisteminde tavan kesiminde geniş çaplı süren uygulaması yapılmıştır.

Kaynaklar

Fugro Sial, 2012, Bursa Yenişehir Demiryolları Projesi, T3 Tüneli Jeolojik-Jeoteknik Etüd Raporu&Tünel Proje Raporu

Fugro Sial, 2017, Bursa-Gölbaşı Kuzey Yenişehir Hızlı Tren Projesii T3 Tüneli Göçük Projesi Raporu, ,

Bieniawski, Z.T., (1989) Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual For Engineers and Geologists in Mining, Civil and Petroleum Engineering. John Wiley & sons, Inc.

Zhang, L., (2005), Engineering Properties of Rocks, Elsevier Ltd.

CBGUARD COMPLETE CONVEYOR BELT MONITORING SYSTEM

B. Küsel

CBG Conveyor Belt Gateway, Hamburg, Germany
(Corresponding author: bernd.kuesel@cbguard.de)

ABSTRACT

Conveyor belts are often subjected to exceptionally high stress. A failure or a massive damage to the conveyor belt can have dramatic consequences.

Monitoring systems based on radiographic technology are drastically reducing such problems. They are well on the way to revolutionising the safety and the operating efficiency of conveyor belts. No other independently working system or technology is capable of providing and processing such a wealth of detailed information, in real-time.

Conveyor belts are being “digitized”; virtually every cubic milimeter of the belt is captured. That way, the conveyor belt can even be integrated into the Industrial Internet of Things. A reconciliation with the control units of other conveyor components is enabled.

The reduction in operating cost and the increase in safety are most convincing arguments for the implementation of CBGuard state-of-the-art scanners.

Keywords: Conveyor belt monitoring, IIoT, safety, efficiency, cost reduction, predictive maintenance, digital mine.

INTRODUCTION

Conveyor belts are the most economical way to move rocks or minerals over distances of up to several kilometers. It is a mature product, but exposed to high loads and dangers. Countless longitudinal and transverse bending cycles, impact stress from material feeding, injuries from failing conveyor parts or from foreign objects, or just “normal” ageing, contribute more or less to the wear or failure of a conveyor belt. It is only a matter of time before defects occur.

Such failures can have dramatic, costly consequences. It is essential to detect them immediately when they arise, in order to be able to take appropriate measures before things get worse.

Originally, the request for such a monitoring system came from underground coal mining, because a visual assessment of the conveyor belt is difficult there. Under the Safety first rules, belts were replaced, because it was assumed, they were not reliable anymore. Assets were burned because of lack of information.

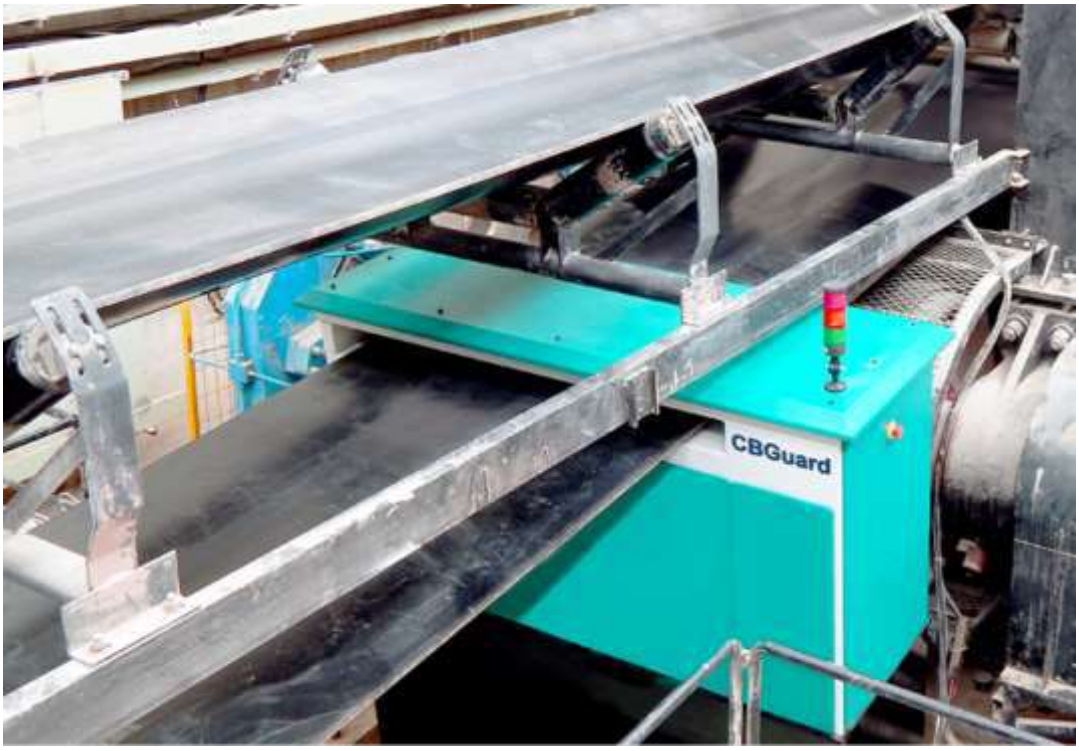


Figure 1. A CBGuard scanner in the bottom run of a conveyor

ECONOMY

CBGuard radiographic monitoring obviates the need for time-consuming, insufficient visual inspections and temporary shutdowns of the conveyor system. Because of the excellent clarity of the countless images, it is not necessary to have them evaluated by an expert like is the case with simple monitoring systems; it is all done in real-time by the sophisticated CBGuard software.

The CBGuard is permanently and exactly informing about the severity of injuries and deficits. Examples are corrosion, holes, scratches, edge damage, delaminations, protruding cords and stuck foreign objects.

Arising defects, not still visible from the outside, are detected at an early stage and can be fixed in a timely manner.

Repairs can be performed at the optimum point of time. Not unnecessarily early and not too late, as would happen as the result of visual evaluation.

The CBGauge component of the CBGuard Life Extender measures the exact belt thickness and yields timely information about the upcoming need for a replacement.

Hence, the maximum lifetime can be obtained from the conveyor belt.

SAFETY

Serious damages, for instance broken or corroded steel cords, trigger an alarm, which advises the belt operator to carry out the repair as soon as possible.

The CBGuard is an important part of the preventive maintenance programme.

Extremely critical failures like the imminent opening of a belt splice or the slitting of the belt, automatically stop the belt drive. That way, dramatic consequential damages, for personnel and plant, are avoided.

It is particularly important for steel cord conveyor belts. Damages to such long and expensive belts can have catastrophic consequences.

Meanwhile, there are hundreds of CBGuard X-ray systems operating successfully in underground and surface mining, in cement plants and ports. They have demonstrably prevented fatal accidents and significantly reduced operating costs.

MODE OF OPERATION

The CBGuard software generates an intelligent analysis of any kind of threat to the belt. The algorithms are based on failures in hundreds of applications, resulting in an excellent automatic defect detection.

X-rays are a form of electromagnetic radiation produced from electricity. The X-rays - also known as Röntgen rays, named after the German physicist who discovered the X-rays - are projected towards the conveyor belt which is running through the system between the generator and the detector panel at normal speed. The detectors of the CBGuard contain scintillator material, which converts the X-rays into light. Behind the detector is an amorphous silicon array. Similar to a digital camera's image sensor chip, photodiodes generate electrical signals in proportion to the light received. The scanner software analyzes the grayscale images tranferred at very high speed and assigns certain events to them. Depending on the combination, size, intensity and position of the originally 65.536 levels of grey, conveyor belt failures like cuts, holes, corrosion etc. are determined. They are finally being displayed in 256 shades of grey.

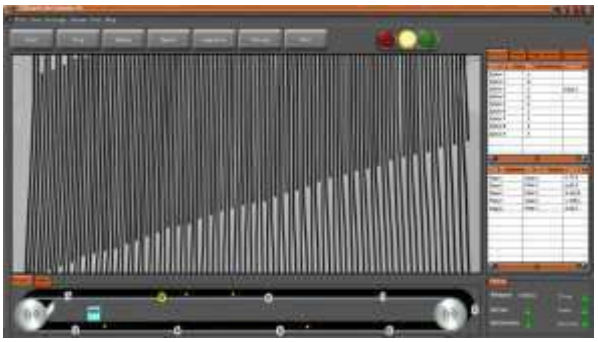


Figure 2. Screenshots of a splice

Figure 3. Automatic marks of belt failures

The current condition of the belt and of the splices are constantly compared with their target condition. Any deviation triggers a customized action - from a warning to the automatic shutdown of the conveyor system.

The scanner can be operated continuously or once a day, a week etc.

The software programme is intuitive and very easy to use. Remote servicing is possible.

Videos, partly or completely, or photos of any belt spot are available anytime. A complete report of the overall belt condition can be printed at any time.

The scanner is suited for belt widths of up to 3200 mm, a belt thickness of up to 60 mm and a velocity of up to 9 m/s.

The CBGuard Life Extender has optional modules that can be used depending on the individual operating conditions. For the selection of the optimum configuration, the completion of our technical questionnaire is recommended.

INSTALLATION

The device is very compact. It fits in almost all conveyors. The preferred place is in the bottom part of the conveyor. The CBGuard stands on a stable foundation and is secured by a fence. The scanner is equipped with several safety devices.

At the fence, laterally about 2 m away from the generator, the radiation is approximately equal to the normal environmental radiation. Before work on the device, it is switched off in the control room. When turned off, there is no radiation at all; the system does not contain any radioactive material!

The scanner is almost wear-free, because it neither has moving parts nor contact with the belt. The device signals in good time when the X-ray generator-tube module is about to be replaced.

The setting of the sophisticated software is very flexible and can be adapted exactly to the wishes of the operator. Examples of this are the intervention limits for the depth and width of notches, the number of damaged steel-cords, the elongation of splices, etc.

Figure 4. A CBGuard scanner with a safety fence in a copper mine

MODERNIZATION

The CBGuard can be a substantial component of the modernization process of coal mines. Holistic thinking to operate successful mines is replacing methodologies of the past. X-ray belt scanners are a central part in this new environment.

The CBGuard scanner digitizes the entire conveyor belt; virtually every cubic millimeter is captured.

The scanner can be integrated into the Industrial Internet of Things (IIoT). A reconciliation with the control units of other conveyor components is enabled. For instance, the optimal time of the next maintenance stop can be scheduled.

The condition of the belt can be observed from any place in the world in over the internet.

The use of a CBGuard is recommended for all long or critical conveyors. It is particularly important for steel cord conveyor belts. Damages to such long and expensive belts can have catastrophic consequences.

CONCLUSION

The CBGuard monitoring technology is revolutionizing the safety and efficiency of major conveyor belt operations. No other system or technology is capable of providing and processing such a wealth of detailed information of any part of a conveyor belt.

The reduction in operating cost and the increase in safety are most convincing arguments for the implementation of these state-of-the art scanners.

CONSTRUCTION OF PREPARATORY UNDERGROUND FACILITIES WITH COMBINE IN SPECIFIC MINERAL-GEOLOGICAL CONDITIONS OF COAL MINE „ MRAMOR“

O. Musić[1*], K. Gutić[3] , H. Čičkušić[2], E. Sejranić[4]

[1] University of Tuzla, Mining-geology-civic engineer faculty Tuzla,
*(*Corresponding author: omer.music@untz.ba)*
[2] University of Tuzla, Mining-geology-civic engineer faculty Tuzla,
[3] Mining Company “Kreka” Tuzla
[4] Mining Company “Kreka” Tuzla

ABSTRACT

The paper analyzes the construction of the underground mining facilities with combine AM-50z-w in the main coal seam of the mine "Mramor" ZD "Kreka" - Tuzla in which specific mining and geological conditions prevail. The specificity of these conditions is reflected in the fact that the machine carries out the construction of the facilities in such sediment where the hardness of the rock is higher than the strength of the surrounding rocks at the roof and the floor. The roof is marble clay, and the bottom is sand with water. The results obtained in the experimental work are a good basis for further work and projecting of the mechanized way of construction of the preparation facilities.

“Mramor” mine with underground exploitation of the coal is an integral part of ZD "Kreka" - Tuzla, seeing the future of its work in the opening of the underlying seam, with geological reserves of about 45 million tons of quality lignite coal. By analyzing the geostatistic model of the underlying seam, the similarity of the mining and geological factors of the underlying and the main coal seam has been found. This indicates that the results obtained in the experimental work in the main coal seam, in projecting and construction, can be applied when opening and preparing the underlying coal seam using the combine AM-50z -w.

Also, the usage of a steel arch support during the experiment, its dimensioning and load calculation will be of great importance during the construction of the facilities of the underlying coal seam. The results obtained by monitoring and their application aim to present the synergy of the action of science and good mining practice.

Keywords: Experimental work, analysis, construction facilities with combine, main layer, underlying layer

INTRODUCTION

In the conditions of active deposits of lignite coal with characteristic mineralogical-petrographic abilities, physical-mechanical properties of the coal and associated deposits, variable thicknesses of coal layers, they have greatly contributed to the use of the room and pillar method in mines with underground mining "Kreka" -Tuzla as the basic system of excavation. This method for the preparation of the excavation uses the premises with the smaller excavation profile up to 5.6 m^2 from the drilling and mining works. In order to improve the excavation system, where the mining companies would make significant productivity, it is becoming increasingly used mechanized excavation, which would significantly increase the productivity, economy and safety of work.

Mechanized excavation method in the "Kreka" Mine - Tuzla requires mechanized preparation of the underground premises. The selection of the appropriate machine for the construction of the preparation premises creates realistic assumptions for achieving the dynamics of the given project opening and preparation solutions, and will reduce the unnecessary costs of materials, electricity, wages.

MINING-GEOLOGY FACTORS

The lignite excavations has been performed in the coal mine “Mramor - Kreka“ (Figure 1) in the main coal layer thickness 6,08 m. Roof parts of the coal layer are consisted of marl-clay with a mutable thickness, and floor part is consisted of the send with variable granulation.

Figure 1. Coal mine „Mramor“- „Kreka“-Tuzla

Tectonic of Deposit

Main structural form that dominates at the north syclinorium is “Kreka synclinal“. Within it, due to tectonic movements, have been formed secondary curves and cracks in the coal layer. These secondary curves are expressed at the area of Coal mine “Mramor“and north-west part of synclinal at the open pit “Lukavačka rijeka“. During exploitation of the main coal layer has been found wrinkling and folding of the coal seam, which creates problems at the process of exploitation. With the current level of researched excavation field “Marići“ II, the secondary folding of the coal seam have not been found, but it can be anticipated with analogy of comparing to folding that have been found during exploitation at the excavation field “Marići“ I.

Physical Mechanical Characteristics of The Working Environment

The specificity of the construction of underground premises by combine is reflected in the physical and mechanical characteristics of the coal layer, whose strength is higher than the strength of the surrounding rocks of the roof and the floor. These characteristics are determined by laboratory tests, and the obtained values are given in Table 1.

Table 1. Physical-mechanical characteristics

Performance	Type of rocks					
	Roof coal plate	Middle coal plate	Floor coal plate	Coal layer	Roofing above coal layer	Flooring below coal layer
Unit weight γ_v (kN/m^3)	12,10	12,12	12,75	12,32	21,19	13,73
Specific gravity γ_s (kN/m^3)	13,28	13,50	13,75	13,51	25,76	25,80
Porosity n(%)	9,03	9,43	7,28	8,58	17,75	32,55
Coefficient of porosity E	0,098	0,104	0,078	0,093	0,216	0,484
Humidity W (%)	31,04	33,78	34,36	33,06	30,64	19,40

The Excavation Concept With the Geometry of Excavition Unit

The site that is the subject of research is "Northern Kreka Syncline" and one of the four coal layers that are being exploited. Figure 2. shows the situational map of the underground mine Mramor that exploits the main coal layer. The numbers from 1 to 4 are presenting exploitation fields (1- “Lukavačka Rijeka”, 2. "Mramor", 3. "Marići", 4- "Dobrnja")

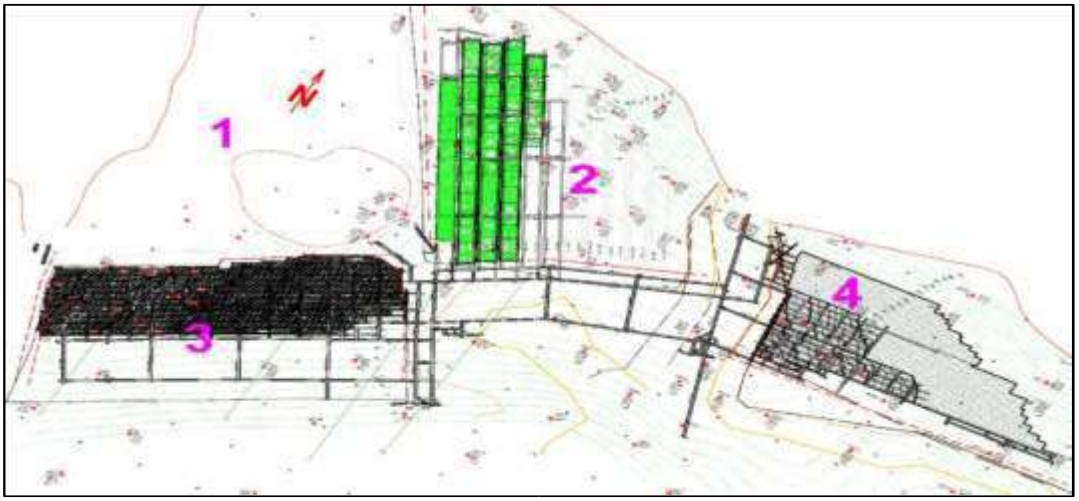


Figure 2. Exploitation fields of the main coal layer

The concept of excavation of the coal laywer in coal mine "Mramor" consists of the following: coal layer tickness of 6,08 m has been excavited in one move by using horizontal excavition concetration. Excavition fields are located at the coal layer fall, and moving forward is located on the coal layer spreading. The coal has been excavited from the sublevel part that is 3,2 m high where the protective coal plate tickess 0,8-1,2 m is being left at the roof part, and the protective coal plate tickess 1,0-1,6 m is being left the bottom part.

Figure 3 shows the plan for processing one of the exploitation field (exploitation field "Mramor”), with 11 excavation fields to be prepared by combine.

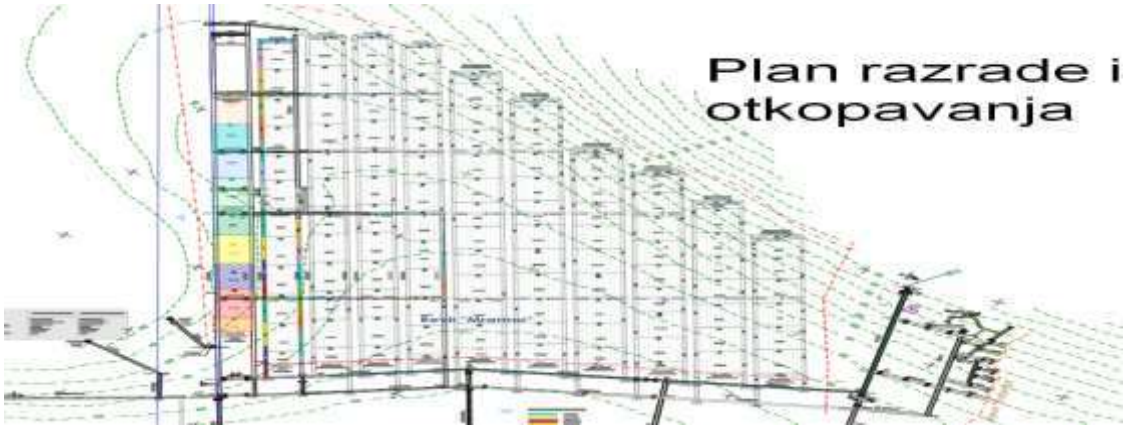


Figure 3. Preparation of the exploitation field Mramor

On the bases of the wells network it has been made a 3D model of exploitation field-Mramor, which presented at the Figure 4.

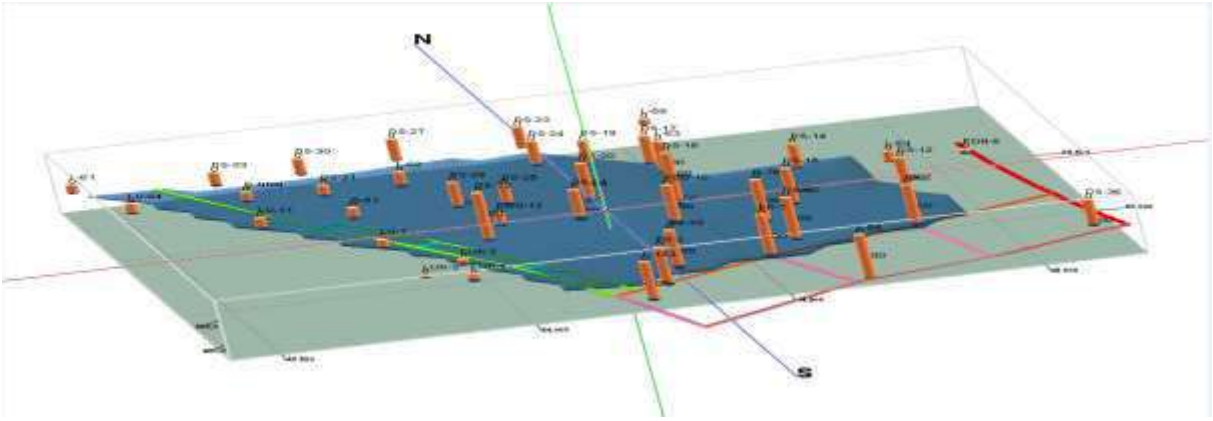


Figure 4. 3-D model of exploitation field - Mramor

Preparation of One Excavation Field

Dimensioning of the excavation field without excavation of the protective pole

Long wall has an axial distance of 60 m between VH (ventilation corridor) and TH (transportation corridor), where placed 42 powered roof supports. It has been left a protection pole 20 m long as presented at the Figure 5.

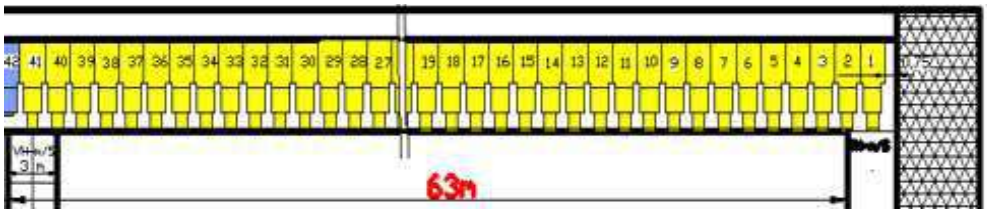


Figure 5. Geometry of the excavation unit

In every another excavation field, due to achieved experience, it has been excavated part of protective pole, where installed another 8 power roof supports (12 m long), so the whole long wall is 72 m long.

Dimensioning of the excavation field with excavation of the protective pole

Figure 6 shows an excavation field made up of a ventilation corridor and transportation corridor that connects the long-wall corridor. A total of 51 sections of the hydraulic supports have been installed in this long-wall corridor. Excavation field is shown with a 20 m extension to the old underground mine workings.

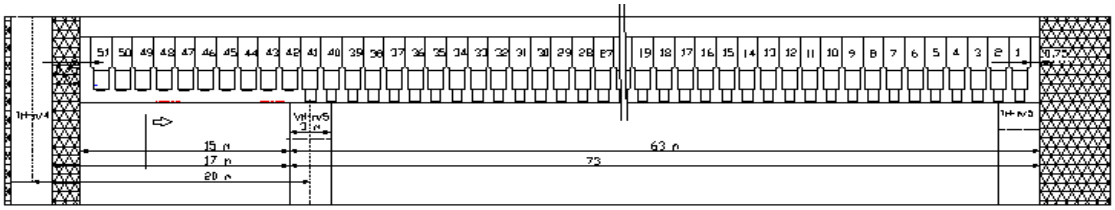


Figure 6. Geometry of the excavation unit with excavation of the protective pole

On each 250-300 m it has been constructed corridor used for ventilation and transit, which connect transportation and ventilation corridor. Previously this corridor was constructed at an angle of 90^0 and decelerate excavation field due to expressed underground pressure. Experience has shown that it is necessary to constrict connection corridor at the angle of 30^0 and/or 60^0. In such case only several powered roof supports would be located at the connection corridor, and it is shown at the Figure 7.

Cross Over the Connection Corridor

Long-wall crossing over the connoting corridor at every 250-300 m. Connecting corridor connecting the transportation and ventilation corridor at an angle of 30° . Crossing over the connection corridor with the long-wall is presented at the Figure 7. While crossing, only 3 sections of the hydraulic supports at each moment cross into connection corridor when the long-wall comes to it.

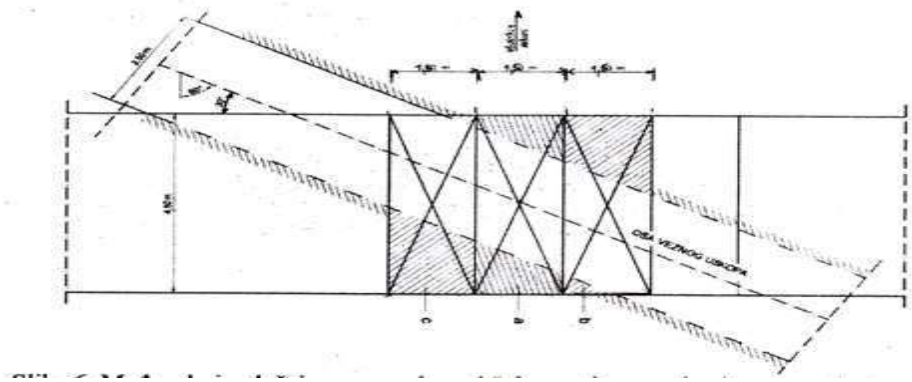


Figure 7. Mutual positions of connection corridor and long-wall corridor

Figure 8 shows the position of the coal layer that is being exploited and its fall angle between the transport and ventilation corridor in the 7 (seventh) excavation field.

Figure 8. Position of the main coal layer

Working Environment Models

Based on "in-situ" results of the researches and laboratory tests of the physical-mechanical characteristics of the roof, coal layer and floor, the impact of rheology, lithologic - stratigraphic structure, tectonics and hydro geological conditions can be formed, from the point of view of the relationship between the behavior of the roof, coal layer and floor, three basic models of the working environment:

Model I: The direct roof has a less one-axial strength then coal, and is regularly smaller or approximately equal to the coal layer.

Model II : The direct roof has about a same one-axial strength like a coal, and the roof going to surface has a lower strength , where floor is with lower strength then a coal.

Model III : The direct roof and floor have higher one-axial strength then a coal.

In our case, Model I is in use. The specificity of the combine work is reflected in the achievement of the observed results in the conditions of the Model I.

CRITERIA FOR SELECTION OF MACHINE FOR PREPARATION OF UNDERGROUND PREMISSES

Combustion power calculation based on the mechanical resistance of coal

When selecting a machine type, it is important to know forces that occure when cutting, more exactlly what is the power required to run working body, in which machine mode achieves the highest productivity.

Based on the determined resistance values when cutting¸ A (daNcm) , specific energy consumption is calculated W (kWh/ m^3) and the power of the machine.

One knife cutting force:
$Z=A \cdot h$ (N)
$A= a \cdot k_{of} \cdot h_{max} \cdot R$ (daNcm) – resistent at the cutting
a - coefficient related to coal strength. According to the classification of the Russian Institute "Gipro Ugljemeš" main coal layer belongs to the group of medium hard coal which can be obtained mechanically.
Value a= 300 (daN/cm)
k_{of}- the coefficient that depends on the shape of the cut. In the ordinary cut, k_{of} = (0,6 - 0,9)
h_{max}- the maximum depth of the knife blade; h_{sr} – the middle depth of the knife blade
R - the middle half of the working body, R=35,25 cm

$$h_{sr} = 0{,}9 \cdot \left(\sqrt{1 + \frac{S_r}{K_š}} - 1\right) \text{ (cm)}$$

S_r – cross section of one knife, S_r =20 cm^2

K_{ξ} – coefficient of correcton for coal layer,K_{ξ} =0,85

$h_{sr} = 0{,}9 \cdot \left(\sqrt{1 + \frac{20}{0{,}85}} - 1\right) = 3{,}56$ (cm)

$h_{max} = \frac{\pi}{2} \cdot h_{sr} = \frac{3{,}14}{2} \cdot 3{,}56 = 5{,}60$ (cm)

$A = a \cdot k_{of} \cdot h_{max} \cdot R$ (daNcm)

A= 300 daN/cm · 0,85 ·5,6 cm ·35,25 cm

A= 50,33 (daNcm) ;

Force at one combine knife:

Z = A · h (N) = 50,3 · 3,56 = 180 daN =1800 Nh- depth of knife h=3,56 (cm)

Z= 1800 N

The mean value of the cutting force:

$Z_n = Z \cdot h_{max} \cdot k$ (daN)

k- correction coefficient due to coal taughness k= 1,4

Z_n = 1800 (N)· 5,6 (cm) · 1,4

Z_n = 14 112 Ncm

Specific energy consumption:

$W = 0{,}00272 \cdot \frac{Z_n}{S_{sr}} \left(\frac{kWh}{m^3}\right)$

$W = 0{,}00272 \cdot \frac{14112\ Ncm}{20\ cm^2}$

$W = 1{,}91 \left(\frac{\boldsymbol{kWh}}{\boldsymbol{m^3}}\right)$

For 1 cut - F = 15 m^2 x0,5 m =7,5 m^3/h x 1,235t/m^3=9,26 t

For 1 hour it makes 7 cuts - 7,5 m^3 x 7cuts =52,5m^3/h

Q_h = 64,87 t

Degree of usefulness of the engine; η =0,85

Combustion engine power

$N = W \cdot Q_h \cdot \eta$ (kW)

$N = 1{,}91 \frac{kWh}{m^3} \cdot 52{,}5\ m^3/h \cdot 0{,}85$

N= 85,23 kW

According to these calculations, AM-50z-w harvester with engine power of 100 kw was selected (Figure 9).

Figure 9. Combine AM-50z-w

SUPPORTING OF UNDERGROUND PREMISES

Works related to the assembly of support in the premises begin at the moment when such sub-assemblies are switched off and do not move. After completing this condition, it is possible to access the works related to the supporting of the underground premises:

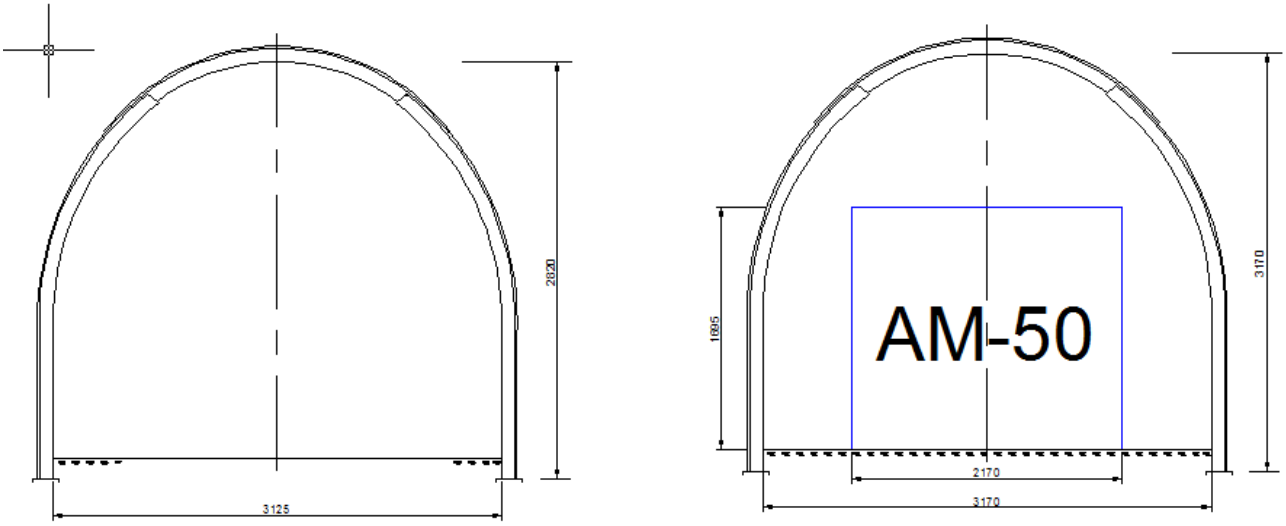
1. Adjustment mechanism for lifting the roof part of support by cylinder - the control of the lifting mechanism for the platform beam;
2. Adjusting the shoulder shaft into a position that allows the attachment of the arc part of support at the beam support
3. Adjusting the shaft to the parallel position on the floor, and then lifting the beam arch by means of the lifting mechanism to the height that allows the assembling of support.

The crew of the preparatory working site is consisted of a working group of 4-6 workers. Working operations are performed according to the work cycle as shown at Figure 10. Presented support types that are in use in coal mine “Mramor”, are given in Figure 11.

CYCLE WORK

WORKING OPERATION	WORK FORCE	WORKING TIME							
		1	2	3	4	5	6	7	8
Arrival and departure from the work site	ABCDEF								
Checking wroking site and combine	ABCDEF								
Working of combine on cutting and transportation of coal	AB								
Supporting	ABCD								
Transport of material	CD								
Extending conveyors	ABCDE								
Auxiliary operations	BCDEF								

Figure 10. Cycle work



(a) (b)

Figure 11. (a) Support type 3ZV-9 and (b) Support type 3ZV-10

Calculation of the bearing capacity theory of Cimbarevic for profile type 3ZV-10 showen at the Figure 12.

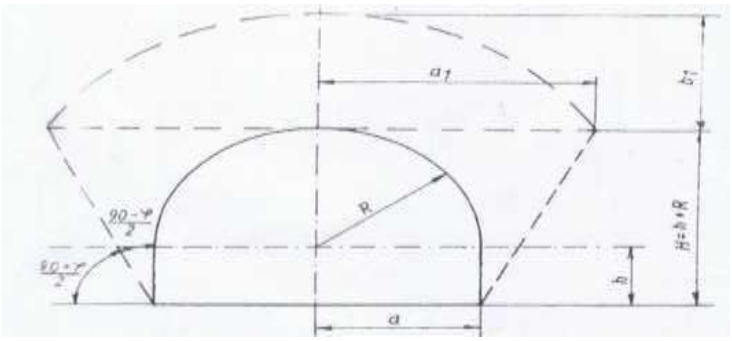


Figure 12. Scheme of arch of natural balance

One-axially compressive strenght, σ_p = 137-202 (daN/cm^2).....170 daN/cm^2
Unit weight, γ = 12,30 kN/m^3
The angle of internal friction, ϕ = 33^0
Height of support type 3ZV-10, h=3,17 m
Width of support, 2a = 3,17 m
Material of support Č. 0545, $\sigma_{doz.}$=49,1-58,9 daN/cm^2
Resistence moment of support, W_X = 68,5 cm^3

$$f=\sigma_p/100 = \frac{170}{100} = 1{,}7$$

Width of arc of natural balance is calculated as follows:

$$a_1 = a + h \cdot \operatorname{ctg}\left(\frac{90+\varphi}{2}\right)$$
$$a_1 = 1{,}585 + 3{,}17 + \operatorname{ctg}\cdot\left(\frac{90+33}{2}\right)$$
$$a_1 = 3{,}26 \text{ (m)}$$

Height of arc of natural balance can be calculated as:

$$b_{1=} \frac{a_1}{f} = \frac{3{,}26}{1{,}7} = 1{,}9m$$

Pressure at the ceiling is calculated by following equation:

$$P_v = 2 \cdot \gamma \cdot a \cdot b_1 = 2 \cdot 12{,}3 \cdot 1{,}58 \cdot 1{,}9 = 73{,}84 \quad \frac{kN}{m'}$$

$$P_v = \gamma \cdot b_1 = 12{,}3 \cdot 1{,}9 = 23{,}37 \quad \frac{kN}{m^2}$$

Side pressure equals to

$$P_b = \frac{\gamma}{2} \cdot (2b_1 + h) \cdot tg^2 \cdot (\frac{90-\varphi}{2}) = \frac{12{,}3}{2} \cdot (2 \cdot 1{,}9 + 3{,}17) \cdot tg^2 28{,}5$$
$$P_b = 6{,}15 \cdot 6{,}97 \cdot 0{,}2305$$

$$P_b = 9{,}88 \ \frac{kN}{m'}$$

Side pressure at the upper zone:

$$P_b' = \gamma \cdot b_1 \cdot tg^2 \cdot (\frac{90-\varphi}{2}) = 12{,}3 \cdot 1{,}9 \cdot 0{,}230 = 5{,}37 \ \frac{kN}{m^2}$$

Side pressure at the lower zone:

$$P_b'' = \gamma \cdot (b_1 + h) \cdot tg^2 \cdot (\frac{90-\varphi}{2}) = 12{,}3 \cdot (1{,}9 + 3{,}17) \cdot 0{,}23 = 14{,}34 \ \frac{kN}{m^2}$$

Medium (resulting) side pressure

$$P_{b\,sr.} = \frac{P_b' + P_b''}{2} = \frac{5{,}37 + 14{,}34}{2} = 9{,}85 \ \frac{kN}{m^2}$$

Bending moment of support is calculated according to scheme presented at the Figure 13.

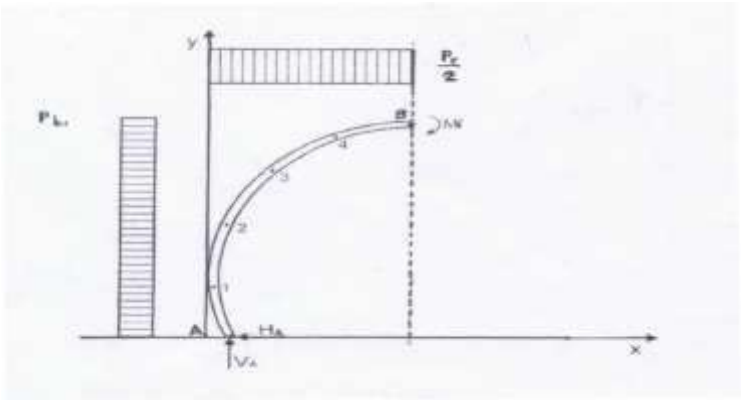


Figure 13. Bending moment

Moment and load resistance at the basement A :

$$V_A = \frac{P_V}{2} \cdot a = \frac{23{,}37}{2} \cdot 1{,}58 = 18{,}46 \text{ kN}$$

$$H_A = P_{bsr.} \cdot \frac{h}{2} = 9{,}85 \cdot \frac{3{,}17}{2} = 15{,}61 \text{ kN}$$

Maximal bending moment is at point B and it is as follows:

$$M_{max.} = V_A \cdot x_1 - P_{b\,sr.} \cdot \frac{y_1^2}{2} - \frac{P_V}{2} \cdot \frac{x^2}{2} + H_A \cdot y$$

$$M_{max} = 18{,}46 \cdot 1{,}58 - 9{,}85 \cdot 5{,}02 - 11{,}68 \cdot 1{,}24 \cdot 15{,}61 \cdot 3{,}17$$

$$M_{max} = 14{,}72 \text{ (kNm)} = 1472 \text{ (kNcm)}$$

Dimensioning of support:

$$\sigma_{doz} = \frac{M_{max.}}{W_p} \text{ kN/cm}^2$$

For the steel Č. 0545 breaking strenght (from catalog) σ_{doz} = 491 - 589 N/mm^2 = 49-58 (kN/cm^2).

Mean value is 50 (kN/cm^2)

Resistent moments of support:

$$W_p = \frac{M_{max.}}{\sigma_{doz.}} = \frac{1472}{50} = 29{,}44 \ (cm^3)$$

As the resistance moments of support is (W_p = 29,44 cm^3) lesser the prospect given resistant moments for steel arch supports that is W=68,5 cm^3. It shows that arch steel supports satisfy the conditions.

Distance between supports:

$$n = \frac{W_p}{W} = \frac{29{,}44}{68{,}5} = 0{,}42(m')$$

Steel arch support needed for 1 m' of underground premises:

$$l_0 = \frac{1}{n} = \frac{1}{0{,}42} = 2{,}3 \text{ supports/m}$$

PRICED /EXTENDED/ ESTIMATED BILL OF QUANTITIES

Technical parameters and norms of materials and utilities

Due to the given organization of work with the planned work operations, and using some practical experience in the application of the combine, the basic technical parameters are showen at the Table 2.

Table 2. Technical parameters and norms of materials and utilities

Excavition profile of preparatory premises	F_1=8,8- 12,7	m^2
Working crew	$N_{č}$ = 4	workers
Number of working shifts	n_S = 3	shift/day
Annual fund of working time	T_g = 304	days/year
Moving after one cut	r_o = 40	cm/cut
Number of cuts in one shift	n_r = 7	cut/shift

Speed of construction of preparatory premises

l shift = $r_o \cdot n_r$ = 0,4 · 7 = 2,8 m/shift
$l_d = l_{smj} \cdot n_s$ = 2,8 · 3 = 8,4 m/day
$L_{mj} = l_d \cdot 23$ = 8,4 · 23 = 193 m/month
$L_g = L_{mj} \cdot 12$ = 220 · 12 = 2316 m/year

Effect:

$$U_L = \frac{L_{mj}}{N_{č} \cdot n_S \cdot 23} = \frac{193}{4 \cdot 3 \cdot 23} = 0{,}7 \quad (m/wage)$$

$$U_p = 0{,}70 \cdot 12{,}7 \cdot 1{,}23 = 10{,}9 \ (t/wege)$$

Monthly production from one preparatory working site:

$$P_{mj} = 10{,}9 \cdot 4 \cdot 3 \cdot 23 = 3008\,(\text{t})$$

CONCLUSION

The specificity of the combine for construction of underground premises is reflected in achieving the observed results in specific mining-geological conditions, where strength of surrounding materials (roof and floor) is smaller in relation to the strength of the rock being cut (coal layer) Achieved results:

- Speed of construction at the preparatory working site: 2,8 m/shift , 8,4 m/day; 193 m/month; 2316 m/year;
- Effect at the preparatory working site: 0,7 (m/wage); 10,9 t/wage;
- Monthly production from one preparatory working site: 3008 t.

The results obtained by experimental work have very significant experience and a good basis for designing the dynamics of opening and preparation of excavation fields in lignite coal with complex mining-geological factors.

References

Faslić F; Hadžić E. - Coal and complex mechanization -Tuzla, 2009;

Genčić B. - Technological processes of underground exploitation of layered deposits - working environment – Mining-geology Faculty Belgrade,1985;

Genčić B. - Technological processes of underground exploitation of layered deposits - parameters of production units - Mining-geology Faculty Belgrade, 1971;

Jovanović P. - Construction of mining premises, Belgrade, 1990;

Kobliška A.M.- General mining works- Belgrade, 1973;

Musić O.; Kortnik J.; Čičkušić H.; Sarajlić Š. - Orientation and ensuring mode of the connecting exploitation site during transition of mechanized long wall in coal mine „Mramor“ - Vrnjačka Banja-Serbia, 2011;

Musić O. - Short-wall methods at the excavation of layered deposits, Tuzla, 2010;

SEjranić E.- Construction of underground premises with combine AM-50z-w in Main coal layer, Mine “Marići” II horizont-2018

EPBM İLE YAPILAN ŞEHİRİÇİ METRO KAZILARINDA FARKLI AYNA BASINCININ YAPILARDA OLUŞTURACAĞI RİSKLER AÇISINDAN İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF DIFFERENT FACE PRESSURE IN THE URBAN EXCAVATIONS BY EPBM IN TERMS OF RISKS THROUGH STRUCTURES

C. O. Aksoy[1,] *, H.E. Yaman[1]

[1] *Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: okay.aksoy@deu.edu.tr)*

ÖZET

Büyükşehirlerimizde ulaşım en önemli problemlerin başında gelmektedir. Metro projeleri bu problemin çözümünde başvurulan önemli alternatiflerden birisidir. Metro projelerinin önemli bölümü yeraltı kazısı şeklinde gerçekleşir. Bu kazıların yeryüzüne ve dolayısıyla yapılara etkisi söz konusudur. Bu çalışmada, EPBM ile kazının gerçekleştiği bir metro projesinde, EPBM ile tünel aynasına uygulanan farklı basınçların binalara olan etkisi sayısal modelleme yöntemi ile incelenmiştir.

Anahtar Kelime: Yeraltı Kazısı, Metro, EPBM, Ayna Basıncı, Tünel, Yapı Riskleri

ABSTRACT

Transportation is the most important problem in our metropolitan cities. Metro projects are one of the important alternatives to solve this problem. An important part of the metro projects takes place in the form of underground excavations. These excavations have an impact on the surface and therefore on the structures. In this study, the effect of different face pressure on the buildings was examined by numerical modeling method.

Keywords: Underground excavation, Subway, EPBM, Face Pressure, Tunnel, Structural Risk

GİRİŞ

Yoğun yerleşim bulunan şehirlerde yapıların altından geçirilen metro tünel hatlarında birçok uygulamada binaların güvenliği ve mevcut tüneller yakınında yaşlanmış binaların yıkılıp yerine yeni binalarının yapımında tünellerin güvenliği söz konusu olmaktadır. Bu konularda yapı riskleri önem kazanmaktadır(Baxter, 1990; Nye, 2005; Rankin, 1988). Birçok parametre, tünel güzergahındaki yapıların hasarlanmasına neden olabilmektedir. Yeraltı suyu tünel içinden drene edildiğinde, yeraltı suyunun boşalttığı hacim kapanmaya çalışır ve bu durum yeryüzüne oturma olarak yansır. Bu riski bertaraf edebilmek adına kimyasal enjeksiyon uygulamaları yapılmaktadır (Aksoy, 2008). Tünel kazısında uygulanan tahkimat yöntemi ve kazı boyutlarında yeryüzündeki yapıların karşı karşıya kalacağı riskler için önem arz etmektedir (Aksoy vd, 2013; Aksoy vd, 2009; Onargan vd, 2013).

Yapılar için oluşacak riskleri ortadan kaldırmaya yönelik yapılacak çalışmaların ilk aşaması tünelin içinden geçeceği kaya kütlelerini doğru tanımlamaktır (Aksoy vd, 2010; Aksoy vd, 2012a). Bir sonraki aşama ise, yapıları da içine alacak şekilde hesaplamaların yapılmasıdır (Aksoy vd, 2012b). Literatürde yapılardaki risk hassasiyeti bazı basit hesaplama yöntemleri ile çözülmeye çalışılmıştır. Genel itibarıyla yapılardaki aşağıdaki detayları incelemektedir.

1. Binaların/Yapıların yukarıda bahis edilmiş kayıtlara vb'ne göre numaraları.
2. Rölatif risklerin ilgili renkleri.
3. Diğer araştırma işleri ve tasarımların (örneğin: geoteknik) verileri ve sonuçlarına ilişkin yorumlar ve korelasyonlar.
4. Koruyucu/önleyici/düzeltici faaliyetlere ilişkin bilgiler.
5. Uygulama tasarımında hesaplandığı şekilde etki alanları.

Bu hesaplamalar istinaden yapılardaki risklerin rölatif değerlendirmesi Çizelge 1'de verildiği gibidir.

Çizelge 1. Binaların/Yapıların Rölatif Risk Kategorileri

No	Rölatif Risk Kategorisi	Binadaki/Yapıdaki olası hasar (sözleşme kapsamındaki inşaat işlerinin yapımının neden olacağı)
0	İHMAL EDİLEBİLİR	Yüzeysel hasar mümkün değil
1	ÇOK AZ	Çok hafif çatlaklar. Binanın çeşitli yerlerinde dağınık çatlaklar. Tuğla duvarda sadece çok dikkatli bir incelemede görülebilen küçük çatlaklar.
2	AZ	Çok hafif ve hafif hasar arasında hasar (mevcut her cins eski çatlağın aktifleşmesi ve daha fazla büyümesi)
3	ORTA	Hafif hasar ve orta derecede hasar arasında hasar (esas olarak mimari hasar ve çatlaklar)
4	YÜKSEK	Orta derecede hasar ve önemli ölçüde hasar arasında hasar (mimari hasar ve önemsiz yapısal hasar)

Bir bina/yapı, Çizelge 1'de verilen rölatif risk değerlendirmeleri kapsamında değerlendirildiğinde İHMAL EDİLEBİLİR, ÇOK AZ ve AZ gruplarından birisine giriyorsa SEVİYE 1, ORTA ve YÜKSEK gruplarından birisinde ise SEVİYE 2 ve izin verilen deformasyonların üzerinde deformasyona maruz kalan bina/yapılar SEVİYE 3'e tabii olmaktadır.

Bu çalışmada, aynı güzergah üzerinde hem EPBM ile tünel kazısının gerçekleştirilmesi durumunda ayna basıncının yapılar üzerindeki etkisi hem de NATM yöntemi ile gerçekleştirilen kazı sonrası oluşan deformasyonların bina, yol ve viyadük üzerinde oluşturduğu etkiler incelenmiş ve bu etkilerin yapılar üzerindeki oluşturacağı riskler değerlendirilmiştir.

SAYISAL MODELLEME ANALİZLERİ

Sayısal modelleme analizlerinde kaya kütlesi olarak Bornova Karmaşığı seçilmiştir. Karmaşık yapıya sahip kaya kütlelerinde gerek duraylılık gerekse tünelin etkilerini tahmin edebilmek oldukça zordur. Bornova Karmaşığı, geniş alanlar kapsayan Kuvaterner yaşlı alüvyon, çakıllı killi kum, çakıllı kumlu kil ve kumlu killi çakıl seviyelerinden oluşur. Çakıllı kumlu kil; yeşilimsi kahverengi-koyu gri, orta katı-katı, orta-yüksek plastisiteli olup yer yer organik kökenli seviyeler içerir. Çakıllı killi kum; yeşilimsi kahverengi, ince-iri taneli, çok az çakıllı, orta sıkı-sıkı özelliktedir. Kumlu killi çakıl; kil ve kum birimleri ile grift olarak gözlenen çakıl birimi kahverengi, killi, kumlu, sıkı-çok sıkıdır.

Gerçekleştirilen sayısal modelleme çalışmalarında izlenen aşamalar Çizelge 1'de verilmektedir.

Çizelge 1. Sayısal Modelleme analizlerinde kullanılan ana inşaat aşamaları

Modelleme Aşamaları	**Kazı-Destekleme Tanımlamaları**
Başlangıç Aşaması	Bu aşamada, herhangi bir kazı işlemi bulunmamaktadır. Sadece kaya kütlesi ve binalar modele entegre edilmiş ve yerçekimsel yükleme yapılmıştır.
6. Aşama	Tünelin ilk 25 m'lik bölümünün açıldığı aşama (TBM'de %0.5'lik bir daralma olduğu, 100 KN/m^{2}'lik enjeksiyon basıncı ve bu enjeksiyon basıncının tünel kesiti boyunca aşağıya doğru 20 KN/m^{2}'lik artış göstereceği, tünel aynasına modelin gerektirdiği kadar ayna basıncı be tünel kesiti boyunca aşağıya doğru artacağı, makinenin tünel cidarlarına yaptığı 635 KN/m^{2}'lik basınç gibi tünel inşaatı boyunca uygulanacak olan adımlar aşama aşama tanımlanmıştır. Tünel aynasına 250, 300, 350 ve 400 kN/m^{2}'lik ayna basınçları uygulanmıştır.
7. Aşama	1.Aşamada tanımlana ilk 25 m'lik bölümden sonra segment genişliği olan 1.5 m'lik ilerleme ve segment yerleşimi (Bu aşamada, 1. Aşamadaki tanımlamalar aynen ilerleme vasıtasıyla aşamaya tanımlanmıştır)
8. Aşama	2. Aşamanın tekrarı
9. Aşama	2. Aşamanın tekrarı

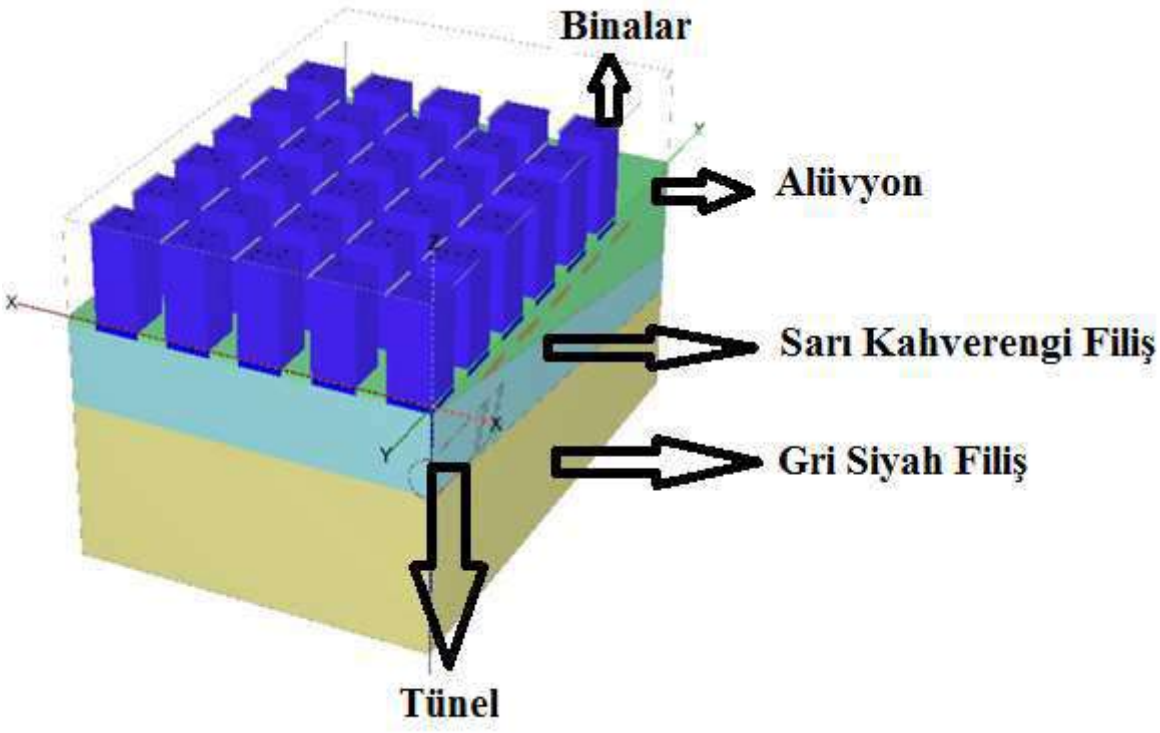
Gerçekleştirilen sayısal modelleme analizleri için oluşturulan ana model Şekil 1'de verilmektedir. Şekil 1'de görüldüğü üzere, tünel üzerinde 9 katlı binalar bulunmaktadır. Bu binaların her birinde 1 bodrum katı bulunmaktadır. Dolayısıyla sayısal modelleme analizlerinde oluşacak olan zemin deformasyonlarının bodrum katındaki temel betonunda oluşacak olan etkisini görebilmek ve değerlendirmeleri bu şekilde gerçekleştirmek mümkün olacaktır. Aynı zamanda kat sayısına bağlı sürşarj yükü ekleme yerine binaların kendisi modele entegre edilmiştir. Binaların hepsinde temelden çatı katına kadar katlar arası kesişen kolonlar BEAM eleman olarak entegre edilmiştir. Bina kat betonları ve duvarları PLATE eleman olarak tanımlanmıştır. Sayısal modelleme araştırmalarında kullanılan kaya ve yapılara ait parametreler Çizelge 2 ve 3'de verilmektedir. Şekil 2'de ise sayısal modelleme için oluşturulan modelin ağ yapısı görülmektedir. Kullanılan kesittin en üst tabakasını alüvyon (2-18 m arası değişen kalınlıkta), orta tabakalası sarı kahve filiş (3-15 m arası değişen) ve en alt tabakasını gri siyah filiş 15-35 m arası değişen) oluşturmaktadır.

Çizelge 2. Sayısal modelleme araştırmalarında kullanılan kaya kütlesi parametreleri

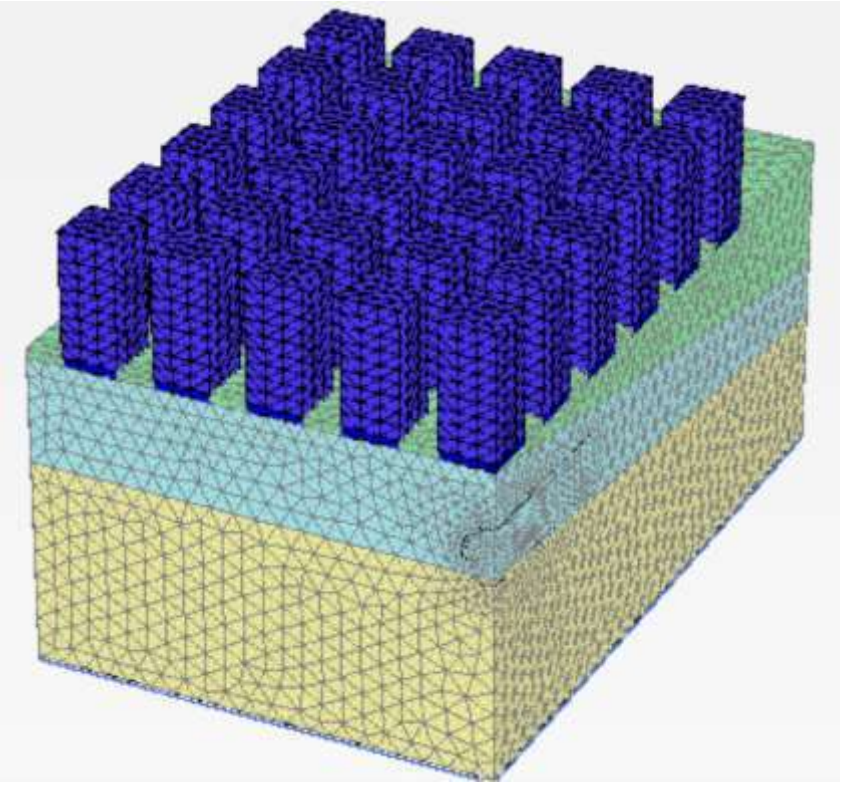
Zemin Adı	Yoğunluk (kN/m^{3})	Elastik Modülü (MPa)	Poisson Oranı (υ)	İçsel Sürtünme Açısı (Φ)
Alüvyon	16	30	0,35	25
Gri Siyah Filiş	21	90	0,3	31
Sarı Kahve Filiş	20	50	0,3	31

Çizelge 3. Sayısal modelleme araştırmalarında kullanılan yapısal elemanlara ait değerler

Yapı Adı	Kalınlık (cm)	Yoğunluk (kN/m^{3})	Elastik Modülü (GPa)	Poisson Oranı (υ)	EA (MN)
Bodrum Kat	30	50	30	0	
Ara Kat	30	33,3	30	0	
Segment	30	24	32	0,15	
TBM	17	247	200	0	
Kolon					2500

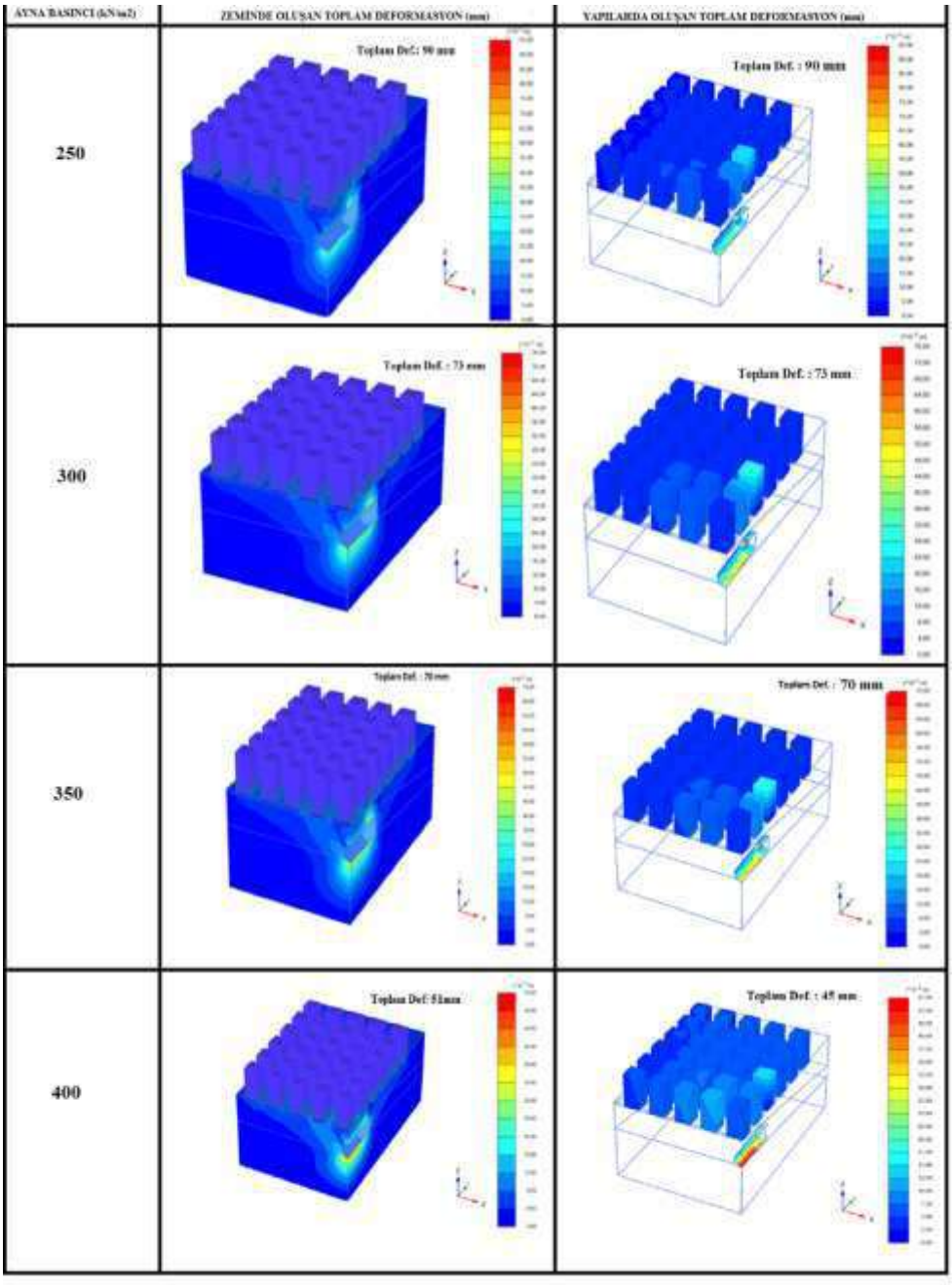


Şekil 1. Sayısal modellemede kullanılan modelin görünümü

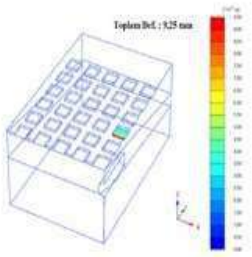
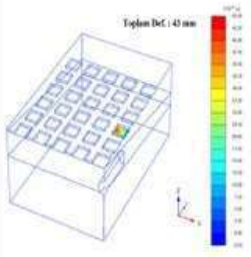
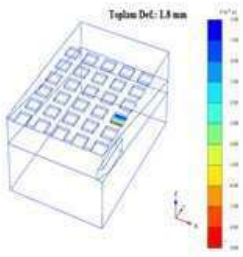
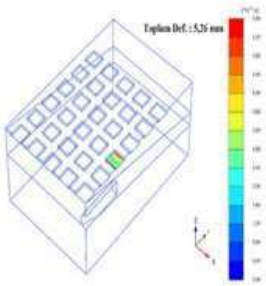
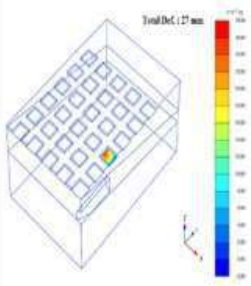
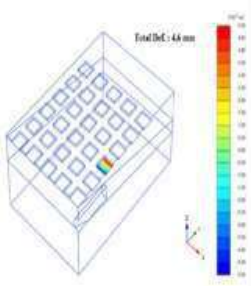
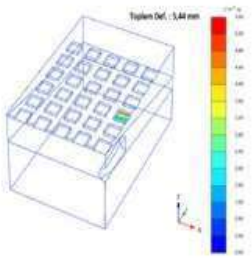
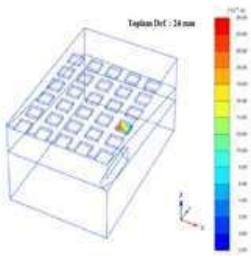
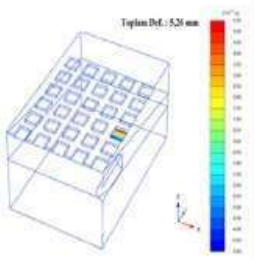
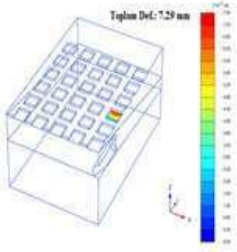
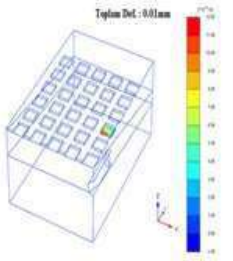
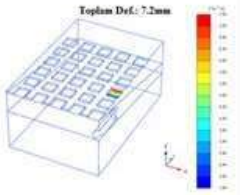


Şekil 2. Sayısal modellemede kullanılan modelin ağ yapısı

Gerçekleştirilen sayısal modelleme çalışmalarının ana amacı, EPBM ile açılan bir tünelde farklı ayna basıncının yapılar üzerindeki etkilerini incelemektir. Bu çalışmayı diğerlerinden ayıran en önemli unsur, yapılan basit hesaplamalar yerine sayısal modelleme yöntemi kullanarak tünel açma işlerinin aşamalarının tanımlandığı, binaların tanımlandığı bir model üzerinden gidilerek daha hassas risk değerlendirmesi yapabilmektir. Bu amaçla, oluşturulan ana modelde tünel aynasına farklı ayna basınçları uygulanmıştır. Ana modelde, tünel derinliği 50 m alınmıştır. Tünel çapı ise 10 olarak seçilmiştir. Yeraltı su seviyesi kotu 0 m olarak alınmıştır. Yukarıda Çizelge 1'de verilen tünelcilik aşamalarının uygulanması sonucunda binaların bodrum katlarındaki temel betonunda oluşan deformasyonlar incelenmiştir. Şekil 3'de farklı ayna basınçlarında modelde oluşan toplan deformasyonlar ve tünel dehil yapılarda oluşan toplam deformasyonlar görülmektedir. Şekil 4'de ise tünelin hemen önünde bulunan bir binanın bodrum katında oluşan toplam, yatay ve düşey deformasyon miktarları verilmektedir.



Şekil 3. Sayısal modelleme sonucunda yapılarda ve modelde oluşan toplam deformasyonlar

Ayna Basıncı (kN/m²)	Bina Bodrum Katındaki Toplam Deformasyon	Bina Bodrum Katındaki Yatay Deformasyon	Bina Bodrum Katındaki Düşey Deformasyon
250			
300			
350			
400			

Şekil 4. Sayısal modelleme analizleri sonucunda tünel önündeki bir binanın bodrum katındaki temel betonunda oluşan toplam, yatay ve düşey deformasyonlar

SONUÇ

Bu araştırma kapsamında Bornova Karmaşığı diye bilinen kaya kütlesi içinde EPBM ile tünel açılması durumunda tünelin ve tünel üzerindeki yapıların ne çeşit bir deformasyona maruz kaldığı araştırılmıştır. Kullanılan kesittin en üst tabakasını alüvyon (2-18 m arası değişen kalınlıkta), orta tabakalası sarı kahve filiş (3-15 m arası değişen) ve en alt tabakasını gri siyah filiş 15-35 m arası değişen) oluşturmaktadır.

Yapılan analizler de tünel aynasına sırası ile 250 kN/m^2, 300 kN/m^2, 350 kN/m^2 ve 400 kN/m^2'lik ayna basınçları uygulanmıştır. Yeraltı su seviyesi yeryüzünde (0 m) alınmıştır. Uygulanan basınç değerleri karşılığında modelin bütününde, yer üstü yapılarında, tünelde ve bina bodrum katlarındaki deformasyonlar ayrı ayrı incelenmiştir.

Ayna basıncının 400 kN/m^2 olarak uygulandığı modelin bütününde toplamda 51mm deformasyonun olduğu gözlemlenmiştir. Bunun yanında tünelde ve yerüstü yapılarında toplamda 45mm, bina bodrum katında ise toplamda 7.29 mm deformasyon olduğu görülmüştür. Ayrıca bina bodrum katında yatayda 0.01mm ve düşeyde ise 7.2 mm deformasyon olduğu sonucuna ulaşılmıştır. Ayna basıncının 350 kN/m^2 olarak uygulandığı modelin bütününde toplamda 70 mm deformasyonun olduğu gözlemlenmiştir. Bunun yanında tünelde ve yerüstü yapılarında toplamda 70 mm, bina bodrum katında ise toplamda 5.44 mm deformasyon olduğu görülmüştür. Ayrıca bina bodrum katında yatayda 24 mm ve düşeyde ise 5.26 mm deformasyon olduğu sonucuna ulaşılmıştır. Ayna basıncının 300 kN/m^2 olarak uygulandığı modelin bütününde toplamda 73 mm deformasyonun olduğu gözlemlenmiştir. Bunun yanında tünelde ve yerüstü yapılarında toplamda 73 mm, bina bodrum katında ise toplamda 5.26 mm deformasyon olduğu görülmüştür. Ayrıca bina bodrum katında yatayda 27 mm ve düşeyde ise 4.6 mm deformasyon olduğu sonucuna ulaşılmıştır. Ayna basıncının 250 kN/m^2 olarak uygulandığı modelin bütününde toplamda 90 mm deformasyonun olduğu gözlemlenmiştir. Bunun yanında tünelde ve yerüstü yapılarında toplamda 90 mm, bina bodrum katında ise toplamda 9.25 mm deformasyon olduğu görülmüştür. Ayrıca bina bodrum katında yatayda 43 mm ve düşeyde ise 1.8 mm deformasyon olduğu sonucuna ulaşılmıştır.

Bu sonuçlardan da anlaşıldığı gibi toplam deformasyon aynaya uygulanan basınç arttıkça azalmaktadır. Basıncın azalması zemindeki deformasyonları arttırdığı gibi bina temellerinde oluşacak olan deformasyonları da arttırmaktadır. Şu hali ile çok fazla deformasyon olmadığı için, mevcut modeldeki hasarsız yapıların riski oldukça düşük değerlendirilebilir. Ancak, tünel açma işleri başlamadan önce, güzergahtaki hasarlı binaların nasıl bir deformasyona maruz kalacağını bu tip çalışmalar sayesinde tahmin etmek ve olası risklere karşı önlem geliştirebilmek açısından bu çalışma oldukça önemlidir. Bina hasarı risklerinin değerlendirilmesinde özellikle SEVİYE 3 için sayısal modellemenin kullanılması oldukça faydalı olacaktır.

KAYNAKLAR

Aksoy CO, Küçük K, Onargan T, Özacar V, Y Eyigün,"Halkapınar-Otogar Güzergâhındaki Sığ Metro Tüneli'nin 3 Boyutlu Sayısal Modelleme İle Analizi",23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey, Kemer, Nisan 2013.

Aksoy C, Onargan T, A. Guney,"Numerical Modeling for the Determination of Umbrella Arch and Face Bolt Effects on The Ground Settlement Induced by Urban Shallow Tunneling",BALKANMINE, 2009, İzmir, Ekim 2009.

Aksoy CO, "Chemical Injection Application at Tunnel Service Shaft to Prevent Ground Settlement Induced by Ground Water Drainage: A Case Study", International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, 45 (2008), 376-383.

Aksoy CO, Özacar V, Kantarci O, "An Example for Estimation of Rock Mass Deformations Around an Underground Opening by Numerical Modeling", International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 47 (2010), 272-278.

Aksoy CO, Geniş M, Aldas GG, Özacar V, Ozer SC, Yılmaz Ö, "A comparative study of the determination of rock mass deformation modulus by using different empirical approaches", Engineering Geology, 131-132 (2012) 19-28.

Aksoy CO, Oğul K, Topal İ, Ozer SC, Özacar V, Posluk E, "Numerical Modeling of Non-Deformable Support in Swelling and Squeezing Rock", International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, 52, (2012), 61-70.

Baxter, D. A., ve NYE, E.J., 1990. ANA Hotel,Sydney, Excavation Adjacent to a Mjor Railway Tunnel, Seventh Australian Tunnelling Conferenge, Sydney, pages 250-257, Australian.

NYE, T., 2005. Building Around Tunnels-Case Histories, AGS AUCTA Mini-Symposium: Geotechnical Aspects of Tunneling for Infrastructure Projects-October, Austraili.

Rankin, W.J., 1988. Ground Movements Resulting from Urban Tunnelling:prediction and effects, Engineering Geology of Underground Mevements, ED. F.G. Benn, London, Geological Society, U.K.

Onargan T., Aksoy CO, Küçük K., Özacar V.,"Halkapınar-Otogar Projesi İçin TBM Tarafından Tünel Kazısı Sırasında Yapılar Üzerine Etkilerinin İncelenmesi",23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey, Kemer, Nisan 2013.

ESTIMATION OF HORIZONTAL PRINCIPAL STRESS ORIENTATION USING FMI LOG FOR A MINING PROJECT

K. E. Karadeniz [1,*], H. Ozturk [1]

[1] *Middle East Technical University, Mining Engineering Department Ankara, Turkey*
*(*Corresponding author: kkutay@metu.edu.tr)*

ABSTRACT

In situ stress orientations can be derived from the stress concentrations around the borehole wall, originated from drilling of the wellbore. Induced stresses might exceed compressive and tensile strength of the rock, resulting in a compressive and tensile failure around the wall surface. These failure zones can be revealed by Formation Micro Imager (FMI). FMI, one of the techniques of wellbore logging, is a resistivity imaging tool, generating an image of the borehole wall by using the resistivity differences of the wall surface. The materials or discontinuities on the borehole surface having distinct conductivities form resistivity contrast images. FMI is used in various applications such as structural analysis (detection of faults, folds and unconformities), naturally fractured reservoir characterization, geomechanics (determination of principal stress directions). In this paper, the FMI log, applied for a mining project in Kazan district, Ankara, was interpreted in terms of drilling-induced fractures (DIF) and breakouts for the purpose of the estimation of horizontal principal stress directions. These DIFs and breakouts were plotted to the rose diagrams in order to estimate general trend of the determined horizontal principal stress orientations.

Keywords: FMI log, breakout, drilling Induced fracture (DIF), in-situ stress orientation

INTRODUCTION

In-situ stresses have importance on mining engineering and other geotechnical engineering applications. Determination of stress fields provide detection of high-risk zones around openings and help prevent failures on these zones; such as, rock support design, shaft design or design of underground openings. To estimate in-situ stresses, there are different measurement techniques classified according to operational types as performed in boreholes, performed using drill cores, performed on rock surfaces, and large-scale geological structures; these are hydraulic fracturing, overcoring, hydraulic tests on pre-existing fractures (HTPF), borehole breakouts (in boreholes), core-discing, acoustic methods (using drill cores), jacking methods and surface relief methods (on rock surfaces), earthquake focal mechanism and fault slip analysis (geological structures) (Ljunggren et al., 2003).

Improvements in borehole imaging technology has made borehole breakouts advantageous in stress estimation with time saving and cost as compared to other methods (Lin et al., 2018) because they enable simple and fast measurement by using borehole geometry. One of the advantages of this technique is obtaining all breakouts of borehole at different depths with one measured image. In addition to this, it provides measurement of deep stresses with respect to other measurement techniques. Furthermore, drilling-induced fractures (DIFs) are also failures to identify in-situ stresses, analyzed on borehole surfaces as well as breakouts. These two failure types are indicators of in-situ stresses in terms of orientations; they demonstrate the directions of maximum and minimum horizontal stresses according to their azimuths on borehole surfaces.

In order to determine these breakouts and DIFs, different techniques of borehole imaging tools are used to obtain the image of borehole wall (Tingay et al., 2008); these tools generally utilize distinctive physical properties of the wall and these deformed surfaces. These tools are classified into three categories, depending on resistivity, acoustics, and optical properties of borehole surfaces. In this study, one of the resistivity imaging tools, as Formation Micro Imager (FMI), is utilized to observe deformations on the borehole walls. Resistivity imaging tools benefit from resistivity contrasts in creation of an image of borehole wall (Ekstrom et al., 1987). Interpretations of images give the information of breakouts and DIF's in terms of azimuth, length, and depth (as a location in the borehole).

FMI and other imaging tools are generally utilized in petroleum engineering, and they are used in several fields such as analysis of bedding planes, lithologic contacts, foliations, fractures etc. Besides stratigraphic structures, failure on wellbore walls were investigated on several researches, such as breakout (Cox, 1970; Babcock, 1978; Schafer, 1980; Brown et al., 1980; Schafer, 1980; Zoback et al., 1985). DIFs were also studied in determination of in-situ stresses (Brudy & Zoback, 1999). According to the literatures about in-situ stress determination from borehole surface failures, it can be seen that breakouts are predominantly practiced compared to DIFs.

From the beginning of 1980's, there have been several studies on well logging with failures as elongation in diameter of boreholes and fractures vertically aligned in the borehole surfaces. Plumb and Hickman (1985) worked on stress-induced borehole elongation and compared the four-arm dipmeter; the old version of FMI tools (both called as four arm caliper logs), and the borehole televiewer in the Auburn (New York) geothermal well. They demonstrated different elongation types as washout and key seat with breakout, and explained differences in caliper readings in dipmeter tool.

From 1985 to the present, Zoback (Zoback et al., 1985) have many studies on this subject by using both ultrasonic tools (televiewer) and four-arm caliper tools (dipmeter), and FMI tools in recent years. One of the studies of Zoback in 1985 was done by ultrasonic borehole televiewer to overcome the restrictions of four arm caliper data as in Bell and Gough (1983). He stated that existence of borehole breakouts was a new source of data, which proves the orientation of in-situ stress in terms of that breakouts were at the azimuth of the least horizontal stress S_{hmin}, by applying elastic failure model to observe hypothesis of that breakouts creates compressive failures. In addition to studies on breakouts, Brudy and Zoback (1999) researched failures, drilling-induced tensile wall-fractures, in two different projects to determine in-situ stress orientation and magnitude. They compared those DIFs with breakouts, which were found out in boreholes of these projects, in terms of the orientation of the horizontal stress. Hence, they demonstrated that DIFs are dependable marks of the orientation of the maximum horizontal stress S_{Hmax}.

There is limited amount of information and measurements regarding in-situ stresses in Turkey. Tuncay & Ulusay, 2002 did acoustic emission (AE) tests obtained from the oriented core specimens, which are extracted from the blocks sampled from various open pit and underground mines, tunnels and quarries in Turkey, and they presented in-situ stresses for Çayırhan district and Ankara. They have reported that Çayırhan has 5.00 MPa and 4.10 MPa of S_{Hmax} and S_{hmin}, and Ankara has 0.34 MPa and 0.21 MPa of S_{Hmax} and S_{hmin}, respectively. On the other hand, there has been no studies on any in-situ data including both magnitude and direction of stresses for Kazan district in Ankara. Furthermore, as mentioned above, borehole imaging is generally used in petroleum engineering applications; the study about Batı Raman heavy oil field can be an example for FMI tool utilization in determination of stress orientation in Turkey (Arslan et al., 2007), by our study, FMI image is being used for mining purposes in determination of in-situ stress orientation.

This study aims the interpretation of FMI images to find out failure types; breakouts, DIFs, washouts, and key-seats on the surface of a borehole, drilled by a mining company in Kazan, Ankara. The objective is to estimate the orientation of horizontal stresses in the field by using existences of these failures in terms of their azimuths.

FMI LOG INTERPRETATION

FMI tools create images of the borehole walls by depending on resistivity contrast; they are new versions of dipmeter tools with the same working principle with four caliper arms. These both borehole imaging tools are to make measurements on strikes and dips of bedding planes; they have electrodes on their pads (Plumb & Hickman 1985). These pads measure the electrical conductivity of borehole surface by current transmit.

As in dipmeter, FMI also has pads with resistivity buttons on four caliper arms. These pads are located at an angle of 90 degrees to each other; two opposite pads become one pair, referring to two pads pairs from four pads. In other words, four pads are named as 1, 2, 3, and 4, respectively; 1-3 and 2-4 are the caliper pairs. Borehole diameters between 1-3 and 2-4 are measured by these two calipers. Azimuths of these pads are known by reference pad 1; the azimuth of pad 1 is continuously measured during the logging, hence the azimuths of other pads can be identified.

FMI provides both resistivity image and caliper logs. Failures, stratigraphy, and other geological data are obtained by those outputs of this tool. While resistivity image is acquired by conductivity difference of borehole surface, caliper log gives information of borehole cross-section diametrically.

In resistivity images, failures are noticed by darkness zones, referring to high conductivity zones; the pads read lower resistivity since they do not touch the formation, while the pads mounted are run into the failure zones. The mud diffuses in these fractures and spalling zones; therefore, it forms different resistivity surfaces on the borehole with greater conductivity; this can be also considered as poor contact between borehole wall and the pads mounted.

In caliper logs, information about perimeter change at given depth can be identified. The distances between opposite caliper pads or pairs are continuously recorded; therefore, if distance taken between 1-3 and 2-4 pads are equal to each other and the bit-size or diameter, there is no failure in this section of the borehole (Plumb & Hickman, 1985). If one of the pairs give higher distance than diameter, this means that there is a rock breakage at the sides of these opposite pads. This relation among the pads, in terms of perimeter change, indicates failure or spalling, causing enlargement in diameter of borehole. However, if there is a fracture type of failure, this does not result in any change in perimeter of the borehole, hence resistivity image is required to capture these failure types. Furthermore, resistivity images also help determining failures, yielding diameter enlargements, around boreholes.

DIFs and breakouts are the types, which will be focused within the scope of this study; these will be used in determination of orientation of maximum and minimum horizontal stresses. By interpretation of FMI log, those failure types can be deduced in both caliper logs and resistivity images.

After drilling, induced stresses around boreholes can result in both compressive and tensile failures; called breakouts and DIFs, respectively. If stress concentrated around the borehole is greater than compressive strength of the rock, breakouts are seen as enlargements of borehole diameter in these zones, on the other hand, DIFs are observed as fractures parallel to drilling axis, if stress concentrated is greater

than tensile strength of the rock. Breakouts are found in the most compressive stress concentration, which means at the azimuth of S_{hmin}, while DIFs are in the most tensile stress concentration, at the azimuth of S_{Hmax} (Zoback, 2007) (Figure 1).

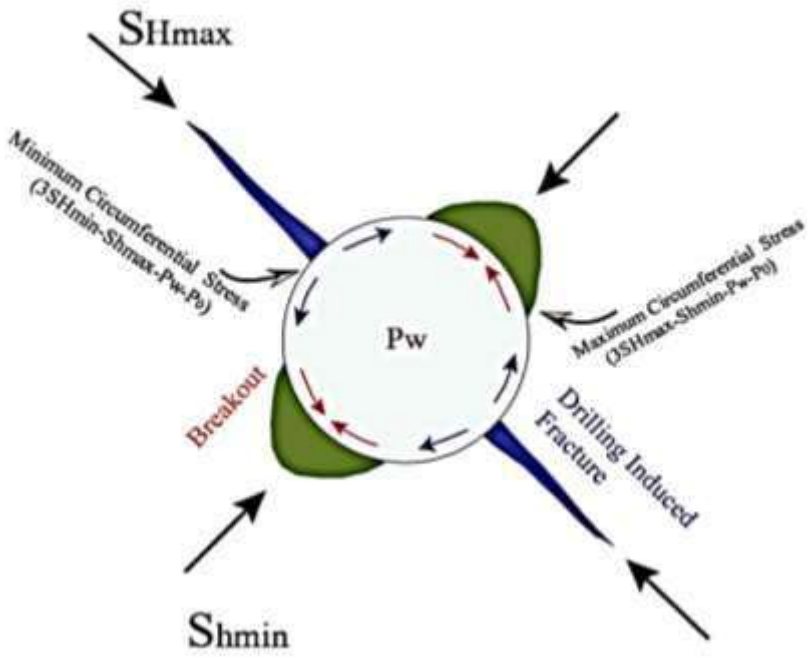


Figure 1. Schematic view of breakout and DIFs with the minimum and maximum horizontal stresses (Fjaer et al., 1992)

Resistivity images and caliper logs, provided by FMI log, are used in determination of both failure types. Since breakouts have spalling effect on borehole surface; which means that borehole diameter is enlarged at the azimuth of minimum horizontal stress, and the pads mounted of FMI tool fall into this enlarged part. This provides detection of breakouts both in caliper logs and resistivity images; enlargement of cross-section can be observed in caliper logs and falling of the pads into enlarged part cause darkness zones in resistivity images. On the other hand, DIFs cannot be seen in both output of FMI tool. DIFs do not result in enlargement on borehole surface, hence they cannot be demonstrated by caliper logs, but they can be determined in resistivity images due to darkness of fractures parallel to borehole elongation at the azimuth of maximum horizontal stresses (Figure 2).

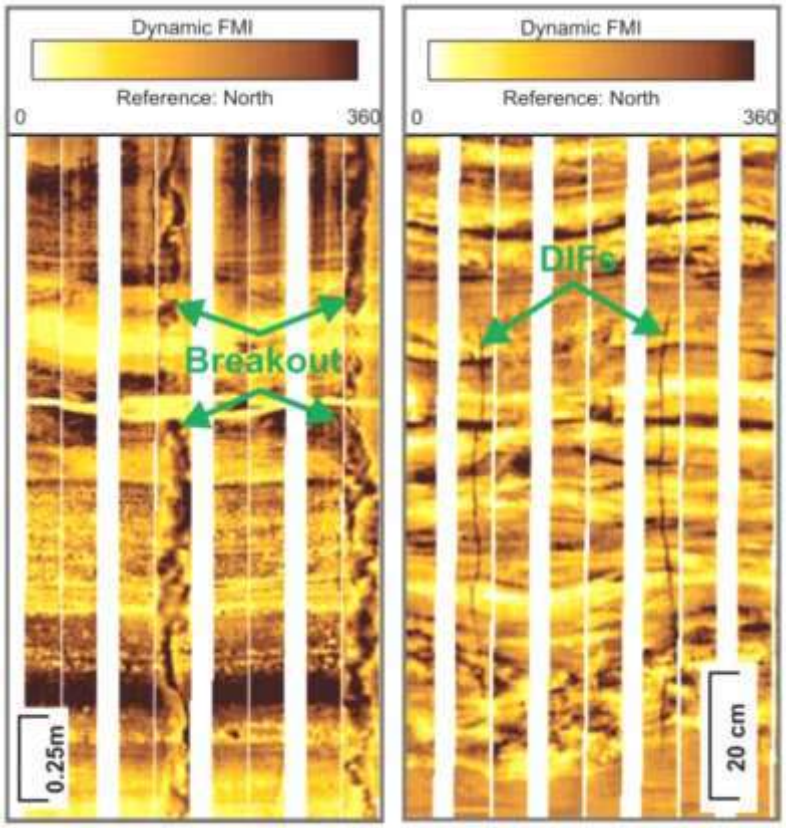


Figure 2. Typical views of Breakouts and DIFs on FMI log (Rajabi, 2016)

There are two more failures, causing enlargement as breakout, seen on borehole surfaces; these are washouts and key-seats. These ones can be misleading in interpretation of FMI by caliper logs. If expansion is continuous throughout the borehole perimeter, this is called as washout, while if the enlargement is only seen in one side of the perimeter, this is named as key-seat. The reasons of those failures are not S_{Hmax} and S_{hmin}, it is considered that they can result from rubbing of pipe (Zoback, 2007).

They are distinguished from breakouts by analyzing caliper logs and resistivity images at the same time. In caliper logs, if both caliper lines, which measures the distance between two orthogonal pads, referring to diametric changes, are on the bit size, this shows that there is no failure around the borehole surface. However, if one of these lines move away from the bit size, this can be trace of breakout or key-seat since the distance between pads of one pair are enlarged. After analyzing the caliper log, resistivity image is analyzed to decide that there is a breakout or key-seat. The main difference of those is axisymmetric failure, therefore, when resistivity image is surveyed, breakout must be found at both side of borehole, at an angle 180 degree to each other, while key-seat is only seen at one side of borehole. In washouts, both caliper lines unfollow the bit size because measured distances among pads are larger than diameter of the borehole due to enlargement all along the perimeter. Consequently, it is adequate to analyze only caliper logs to determine washouts in spite of key-seats and breakouts. Caliper differences of borehole diameter corresponding states are shown in Figure 3.

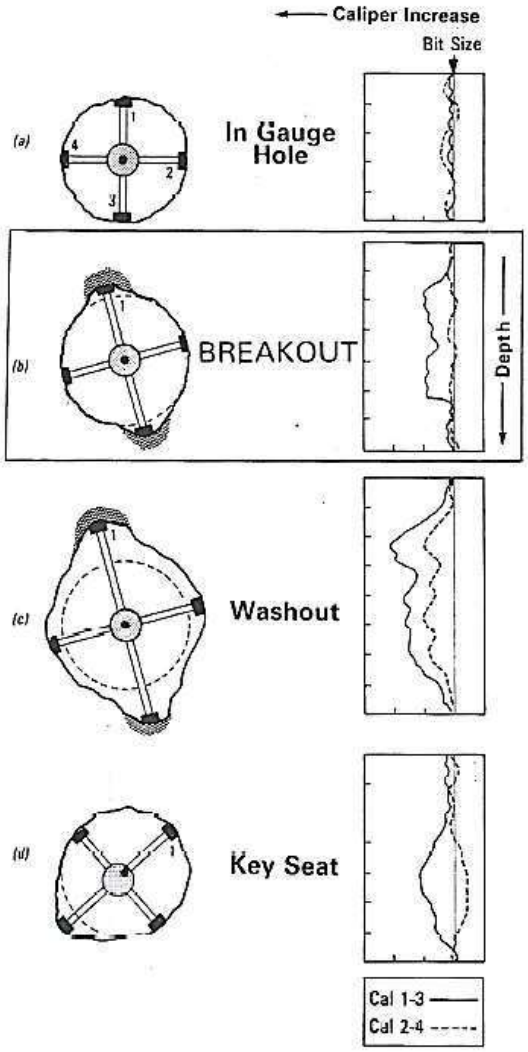


Figure 3. Caliper Logs and Borehole Geometries (Plumb & Hickman, 1985)

INFORMATION ABOUT THE SITE

The site is, owned by a solution mining company, located at the 50 km north of Ankara town. The stratigraphy of the Project area is composed of Plio-Quaternary deposits, Neogene units, Eocene units (Mülk and Akpınar formations), and Paleozoic Metamorphics. The Plio-Quaternary part consist of the colluvium/talus accumulations, alluvium and alluvial fans. Neogene units are composed of green-brown marlstones, tuffs, claystones, and mudstones, overlaying the Paleozoic metamorphics, Mülk and Akpınar Formations. Eocene units are classified into two formations as the lower Mülk and the upper Akpınar Limestone Formation. Mülk formation has brownish yellow sandstones and mud rocks, oil-shale bearing marl sandstone-conglomerate. Akpınar formation is composed of siltstones-sandstones-conglomerates at the bottom and marls to fossiliferous sandstones-conglomerates at the top. Mülk formation of Eocene units is the interested part of the stratigraphy in the mining project (Camur et al., 2008).

In this study, the FMI logged hole is vertical and has a depth of 550 m with 8.5 in diameter, but the first 21.60 m of the hole is cased with 16 in diameter. The location of the studied borehole is shown in Figure 4.

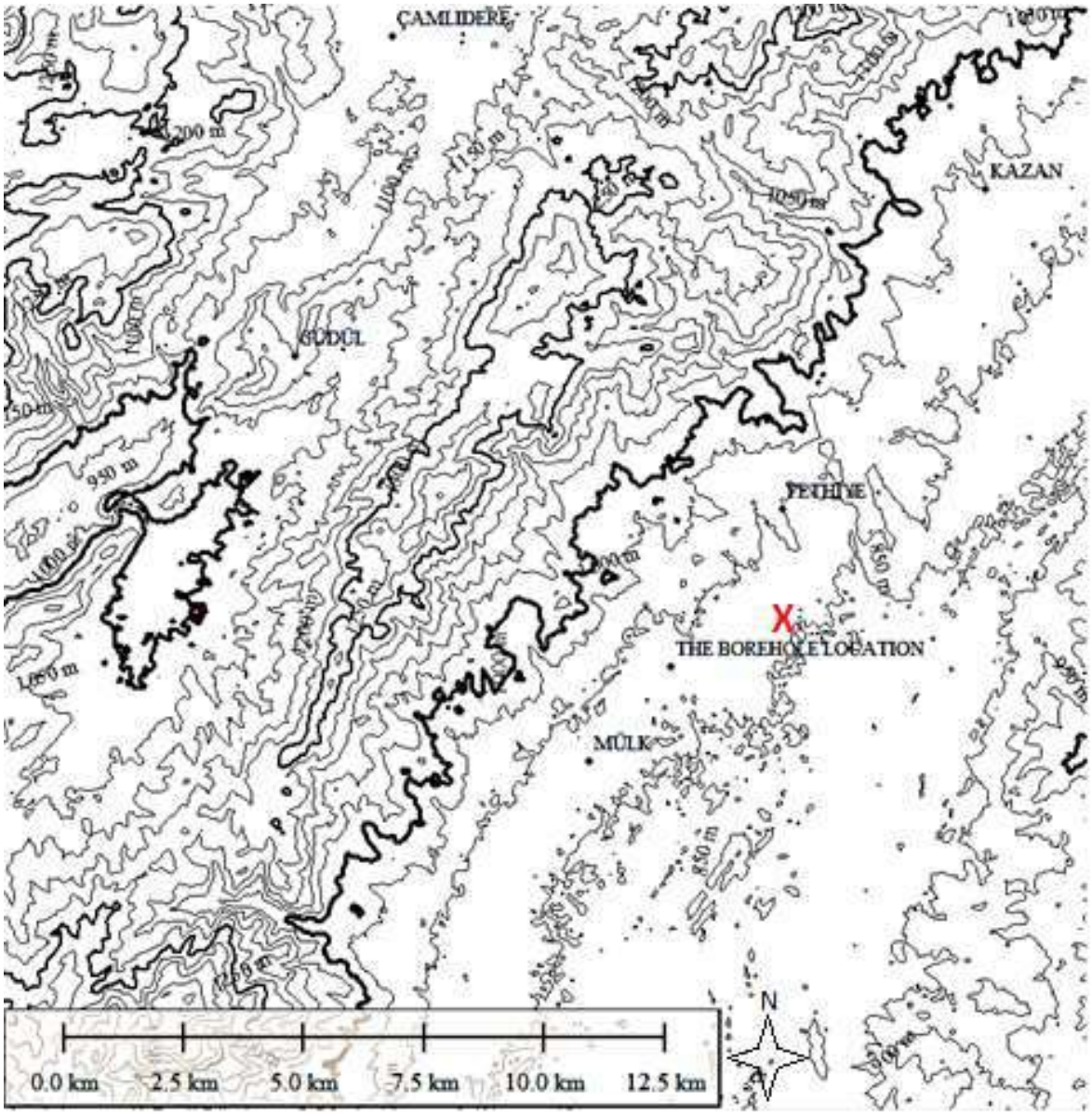


Figure 4. The location of the studied borehole in contour map

RESULTS

FMI log covered depth of the borehole from 50 m to 549 m with 8.5 in diameter, hence this interval of the borehole was analyzed. After interpretation of FMI log from caliper logs and resistivity images in terms of failure types some of the failures mentioned above were obtained.

All of the detected failures are breakouts; Table 1 shows their depths and azimuths. According to results obtained, there was no breakout found in some interval of the borehole. While along the first 150 m,

breakouts could be seen in different depth interval (Figure 5), however, in the last 300 m, there was no breakout captured. DIFs were not encountered throughout the borehole, and washouts and key-seats were rarely observed (Figure 6).

Table 1. Type of Failure for a given depth

Type of Failure	Azimuths (degree)	Lithology	Interval of Depth (m)
None	-	Marl	50.00 - 77.75
Breakout	(90-135) - (270-315)	Marl	77.75 - 78.50
Breakout	(90-135) - (270-315)	Marl	94.00 - 95.00
Breakout	(90-135) - (270-315)	Marl	117.75 - 118.50
Breakout	(0-45) – (180-225)	Marl	121.00 - 123.50
Breakout	(45-90) – (225-270)	Marl	124.00 - 125.00
Breakout	(45-90) – (225-270)	Marl	126.50 - 127.50
Breakout	(45-90) – (225-270)	Marl	141.00 - 142.00
Breakout	(45-90) – (225-270)	Marl	143.75 - 144.75
None	-	Marl - Shale	144.75 - 549.00

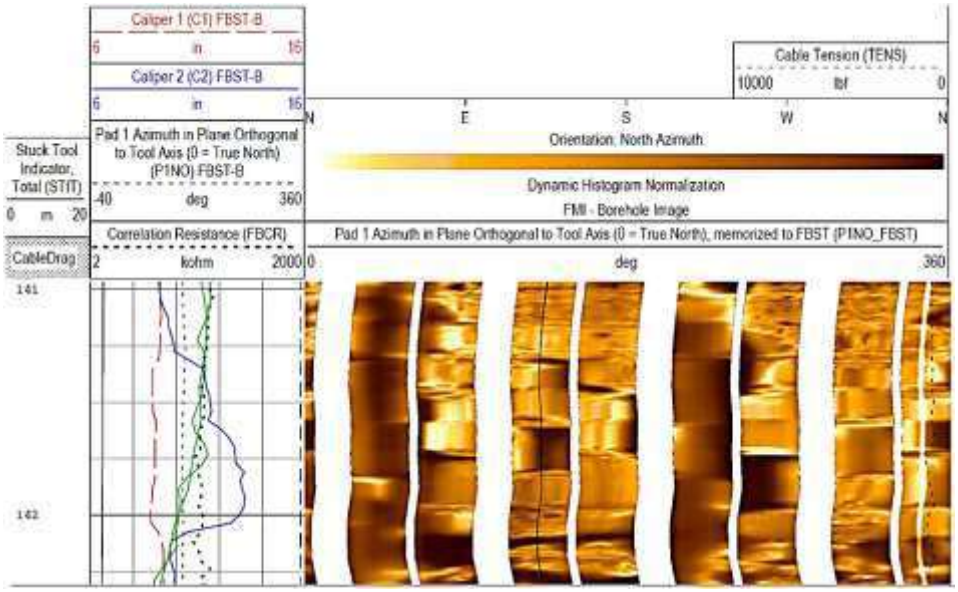


Figure 5. A typical breakout from FMI Interpretation (141.00 m to 142.25 m)

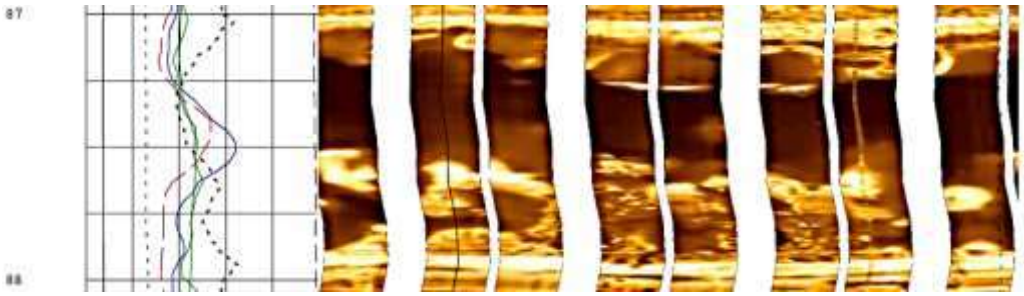


Figure 6. A typical washout from FMI Interpretation (87.00 m to 87.50 m)

To determine the general trend of orientation according to azimuths of breakouts, rose diagram was used in terms of their frequency and angles (or breakout width) (Figure 7). By this rose diagram, the orientation of S_{hmin} could be identified in trend of N78.75E.

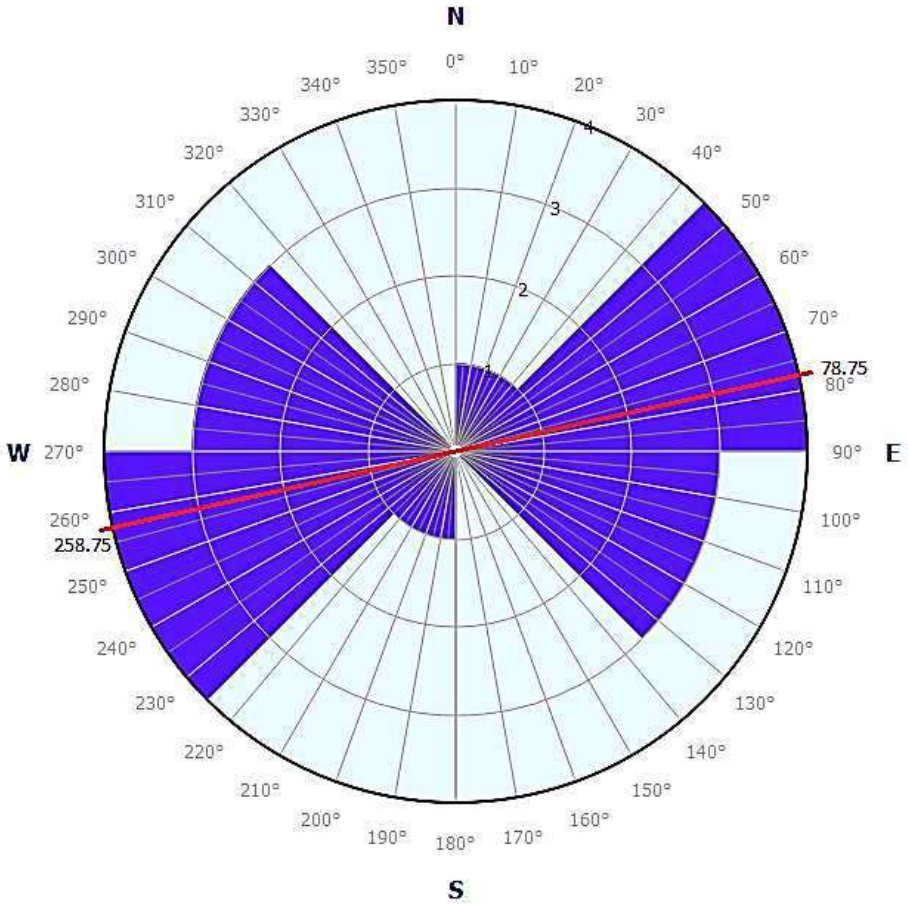


Figure 7. Rose Diagram of the Borehole from FMI log shows trend N78.75E S_{hmin}

CONCLUSIONS

Resistivity image and caliper logs for the borehole has given the azimuth data of N78.75E from the orientations of the breakouts; this can be considered as the direction of S_{hmin}. Although the borehole does not include any DIF data, the direction of S_{hmax} can be identified by adding 90 degrees to the azimuth of S_{hmin} since the direction of S_{hmax} is perpendicular to S_{hmin} direction; therefore, the S_{hmax} direction is N11.25W. One way of checking the significance of this orientation can be cross checking this information on the topography of the area. However, as can be seen from Figure 4, the topography does not reveal any mountain range tectonism to suggest that the S_{hmax} direction is N11.25W. However, this should not be misinterpreted either since all the failures are in the depth range of 78m-145m. Therefore, local faults extending to a certain depth might be creating this result as well. The result might be also interpreted as the horizontal stresses are hydrostatic or near hydrostatic for the specified failure interval. This can be determined once the stress magnitudes are interpreted after the future studies. Fault maps of the area might be also useful for the interpretation of the estimated stress orientation.

For the first 50 - 90 m part of the borehole, lithology of marl, and the last 300 m part of it, lithology of marl and shale, there were no signal of failures. Since there was neither DIF or breakout for these portions, it means that deviatoric stresses might be low compared to the compressive/tensile strength of the lithology (marl or marl – shale), so that stresses could not cause compressive or tensile failure. On the other hand, since the breakouts were determined in the marl, this might also be interpreted as the deviatoric stresses at the depth range of 75m-145m is higher or the uniaxial compressive strength of marl is weak compared to the stress. Once the stress magnitudes are determined by the help of leak-off tests, analytical/numerical methods and laboratory strength tests, the maximum and minimum horizontal stresses will be estimated both in terms of orientation and magnitudes.

REFERENCES

Arslan, I., Akin, S., Karakece, Y., & Korucu, O. (2007). Is Bati Raman Heavy Oil Field a Triple Porosity System?. In SPE/EAGE Reservoir Characterization and Simulation Conference. Society of Petroleum Engineers.

Babcock, E. A. (1978). Measurement of subsurface fractures from dipmeter logs. AAPG Bulletin, 62(7), 1111-1126.

Bell, J. S., & Gough, D. I. (1983). The use of borehole breakouts in the study of crustal stress, Hydraulic Fracturing Stress Measurements MD Zoback, BC Haimson, 201–209. Natl. Acad. Press, Washington, DC.

Brown, R. O., & Forgotson, J. M. (1980). Predicting the orientation of hydraulically created fractures in the Cotton Valley Formation of east Texas. In SPE Annual Technical Conference and Exhibition. Society of Petroleum Engineers.

Brudy, M., & Zoback, M. (1999). Drilling-induced tensile wall-fractures: implications for determination of in-situ stress orientation and magnitude. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 36(2), 191-215.

Camur, M. Z., Er, C., & Yazicigil, H. (2008). Modeling of lithology induced chemical anomalies in the aquifer systems of the Kazan Trona deposit area, Ankara, Turkey. Environmental geology, 54(4), 777-789.

Cox, J. W. (1970). The high resolution dipmeter reveals dip-related borehole and formation characteristics. In SPWLA 11th Annual Logging Symposium. Society of Petrophysicists and Well-Log Analysts.

Ekstrom, M.P., C.A. Dahan, M.Y. Chen, P.M. Lloyd and D.J. Rossi (1987): Formation imaging with microelectrical scanning arrays. - Log Analyst, 28, 294-306.

Fjaer, E., Holt, R. M., Horsrud, P. and Raen, A. M., (1992) Petroleum Related Rock Mechanics, 2nd Ed. pdf.

Lin, H., Oh, J., Masoumi, H., Canbulat, I., Zhang, C., & Dou, L. (2018). A Review of In Situ Stress Measurement Techniques.

Ljunggren, C., Chang, Y., Janson, T., & Christiansson, R. (2003). An overview of rock stress measurement methods. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 40(7-8), 975-989.

Plumb, R. A., & Hickman, S. H. (1985). Stress-induced borehole elongation: A comparison between the four-arm dipmeter and the borehole televiewer in the Auburn geothermal well. Journal of Geophysical Research: Solid Earth, 90(B7), 5513-5521.

Rajabi, M., Tingay, M., & Heidbach, O. (2016). The present-day stress field of New South Wales, Australia. Australian Journal of Earth Sciences, 63(1), 1-21.

Schafer, J. N. (1979). A practical method of well evaluation and acreage development for the naturally fractured Austin Chalk formation. In SPWLA 20th Annual Logging Symposium. Society of Petrophysicists and Well-Log Analysts.

Tingay, M., Reinecker, J., & Müller, B. (2008). Borehole breakout and drilling-induced fracture analysis from image logs. World Stress Map Project, 1-8.

Tuncay, E., Ulusay, R., Watanabe, H., Tano, H., Yüzer, E., & Aydan, Ö. (2002). Acoustic emission (AE) technique: A preliminary investigation on the determination of in situ stresse by AE technique in Turkey. Yerbilimleri/Earthsciences, 25, 83-98.

Zoback, M. D. (2010). Reservoir geomechanics. Cambridge University Press.

Zoback, M. D., Moos, D., Mastin, L., & Anderson, R. N. (1985). Well bore breakouts and in situ stress. Journal of Geophysical Research: Solid Earth, 90(B7), 5523-5530.

ETİ GÜBRE FOSFAT MADENİ PATLATMALI CEVHER KAZI UYGULAMALARI

IMPLEMENTING THE ORE BLASTS AT ETI GUBRE PHOSPHATE MINE

Ö.G. İlik[1,] *, K. Özkan[1], H. Kaya[2], H. Karkaş[2]

[1]Kapeks Üretim PAT. MAD. TİC. LTD. ŞTİ.
*(*Sorumlu yazar: görkem.ilik@kapeks.com.tr)*
[2]Eti Gübre A.Ş

ÖZET

Mardin Mazıdağı fosfat cevheri yataklanması, yatay doğrultuda devam eden çok sayıda düşük tabaka kalınlığına sahip cevher (fosfat) ve pasa (çört, kalker, vs.) gibi tabakalardan meydana gelmektedir. Fosfat cevherinin yer yer 0,2 m gibi düşük kalınlıklarda olması hem delme & patlama hem de yükleme/taşıma işlemlerini zorlaştırmakta, selective (seçici) bir şekilde cevherin alınması gerekliliğini ortaya çıkarmaktadır. Bu çalışmada patlatmalar 89 mm delik çapında ve düşük delik boylarında (5 m civarında) yapılmıştır. Özellikle kalker ve çörtün oldukça sert olması delme & patlatma operasyonunun işini zorlaştırmaktadır. Çünkü hem düşük özgül şarjlarda cevherin yerinden fazla hareket etmemesi (dilution) hem de sert bölgelerin (kalker/çört) iyi parçalanması patlatma operasyonunun zorluk derecesini arttırmaktadır. Bu iki hedef patlatma performans parametreleri birbirine ters olduğundan alternatif patlatma teknikleri gözden geçirilerek ele alınmalıdır. Bu çalışma, bu amaç doğrultusunda gerçekleştirilen patlatmalara ait parametreler ile elde edilen sonuçların değerlendirilmesini içermektedir. Kalite kontrol çalışmaları ve parça boyut dağılımları çalışma kapsamında yapılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Fosfat madenciliği, patlatma verimi, cevher & pasa karışımı, AG öğütücü patlatma ilişkisi,

ABSTRACT

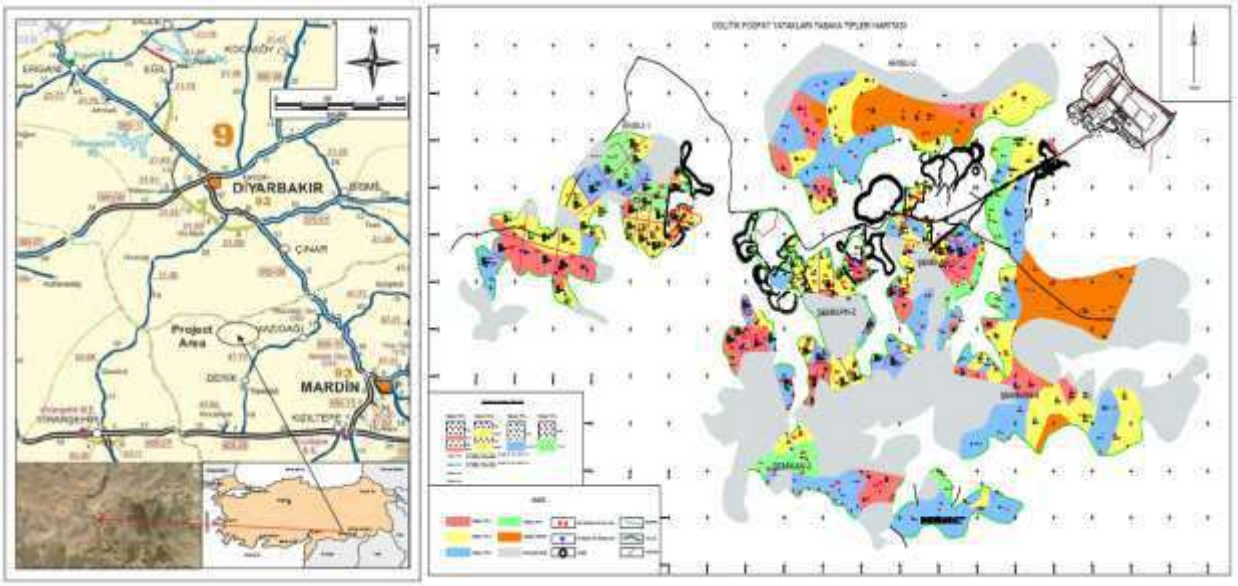
Mardin Mazıdağı phosphate deposit includes numerous horizontal phosphate and waste (chert, limestone, etc) layers with very low strata heights. As phosphate ore has very low strata height which is a low as 0,2 m, this makes the drill & blast and load & haul operations extremely difficult and only selective mining should be conducted for extracting the ore. In this study, the blasts are conducted using 89 mm hole diameter and short hole lengths (about 5 m).Drill and blast operation becomes a difficult task especially when mining limestone and chert. The requirements of low powder factors for minimising the dilution and good fragmentation with hard zones (limestone/chert) made the blasting process more complicated. As these two requirements are contradictory, alternative blasting methods should be reviewed. This study presents the blasting results of the test blasts which met the above requirements. Quality control and fragmentation analyses were included in this study.

Keywords: Phosphate mining, blasting efficiency, dilution, relationship of AG grinder and blasting.

GİRİŞ

Mardin iline bağlı Mazıdağı ilçesinde bulunan ETİ GÜBRE A.Ş. Mazıdağı Fosfat Maden'inin cevher yataklanma yapısı, yatay doğrultuda devam eden çok sayıda düşük tabaka kalınlığına sahip cevher (fosfat) ve pasa (çört, kalker, vs.) gibi tabakalardan meydana gelmektedir. Şekil 1'de de görüldüğü üzere, bu yapılar Batı Kasrik Fosfat Yatağı içinden yer alan Karaboğaz formasyonu, Karababa formasyonu üstünde Arısu-I, Arısu-II, Şemikan-I, Şemikan-II, Şemikan-III, Şemikan-IV, Şemikan-V, Deşan ve Ballıbaba

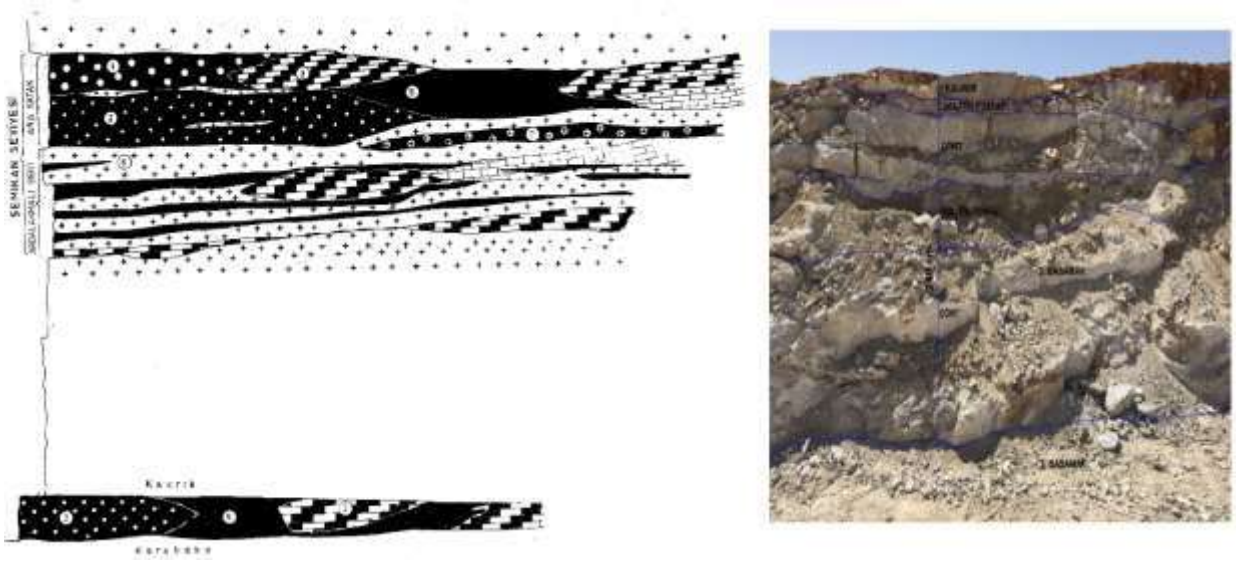
şeklinde adlandırılarak bloklara ayrılmıştır. Bu çalışma Şemikan-II de gerçekleştirilmiş olup. Şemikan Bloğunun genel cevher yapısı 5-10 cm. oolitik, 30-40 cm. çörtlü, kalkerli ve killi fosfat bantlarından oluşmaktadır. Mevcut fosfat tabakalarının yan kayaç tabakalanması ise kalker, killi kireç taşı ve çakıl taşından meydana gelmektedir. Mevcut durumda gerçekleştirilecek kazı çalışmaları yan kayaç dayanım özellikleri göz önünde bulundurularak delme & patlatma yöntemi ile gerçekleştirilmektedir. Fosfat cevherinin yer yer 0,2 m gibi düşük kalınlıklarda olması hem delme & patlama hem de yükleme/taşıma işlemlerini zorlaştırmakta, selective (seçici) bir şekilde cevherin alınması gerekliliğini ortaya çıkarmaktadır. Bu amaç doğrultusunda gerçekleştirilecek patlatmalar sonucu cevherin yerinden fazla hareket etmemesi (dilution) hem de sert bölgelerin (kalker/çört) iyi parçalanması üretim verimi açısından büyük önem arz etmektedir. Bu çalışma kapsamında üretim verimini olumsuz etkileyecek cevher pasa karışımını en aza indirmek, kazıla bilirliği arttırmak ve üretim verimliliğini arttırmak amaçlanmıştır.



Şekil 1. Yer bulduru ve tabaka blok haritası

GENEL CEVHERLEŞME YAPISI

Mazıdağı fosfat yataklanması 2 ana tabakalanma seviyesinden meydana gelmektedir. İlk tabakalanma seviyesi topoğrafya seviyesinden 10-12 m altında bulunan Kasrik fosfatlı Karababa formasyonu ile adlandırılmış seviye, ikinci seviye ise topoğrafya seviyesinden ilk 4 m içerisinde yer alan yüksek tenörlü oalitik fosfat içeren Şemikan seviyesi olarak MTA tarafından belirlenmiştir. Şekil 2'de Şemikan seviyesi içerisinde yer alan ana yataklanma ve ardalanmalı seri yataklanma görülmektedir. Şemikan seviyesi içerisinde yer alan yataklanmaların üstünde kalker, içerisinde sedimanter çört, bant geçişleri mevcuttur. Ardalanmalı seri altından kasrik fosfata kadar çakıltaşı görülmektedir.



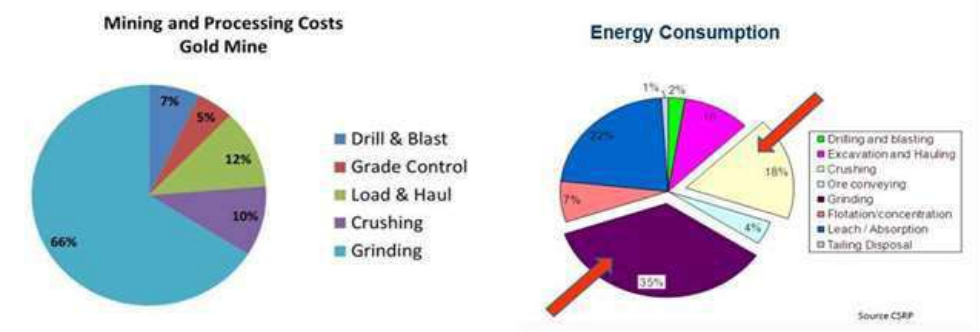
Şekil 2. Fosfat yataklanması şematik kesiti ve şemikan seviyesi kesiti

MAZIDAĞI FOSFAT MADENİ DELME & PATLAMA ÜRETİM VERİMİ İLİŞKİSİ

Delme & patlatma operasyonu kazı işleminin ilk basamağını oluşturarak devamında takip eden tüm işlemleri (yükleme/taşıma, kırma/eleme ve öğütme) doğrudan etkilediği bilinmektedir. Verimli bir patlatmanın genel olarak etkileri aşağıdaki gibi sıralanabilir (Esen et al, 2007):

- Yükleyici (Ekskavatör, shovel, loader vb.) performansına doğrudan etki etmesi (parça boyutunun düşmesiyle kazma hızı ve kazı oranın artması),
- Etkili bir patlatma tasarımı ile cevher kaybının önlenmesi ve pasa cevher karışımının önüne geçilmesi,
- Optimize edilmiş patlatma tasarımlarıyla kırıcı ve öğütme devre (değirmen) performansının arttırılması
- Toplam madencilik üretim maliyetlerinin düşürülmesi,
- Enerji tasarrufu sağlanması,
- Ekipmanların bakım maliyetlerinin düşürülmesi,
- Maden ve tesis ekipleri arasında daha iyi bir iletişim ortamının sağlanması.

Şekil 3'de bir açık ocak altın madeninde üretim maliyeti ve enerji kullanımı ilişkisi gösterilmiştir. Madenlerde toplam enerji tüketiminde en büyük payı kırma ve öğütme işlemleri almaktadır (~ %55). Delme & patlatma çok az enerji tüketmektedir (%2). Delme & patlatma maliyetleri ise toplam madencilik maliyetinin %7'sini teşkil etmekte olup kırma ve öğütme toplam maliyetinin %76'sını oluşturmaktadır. Delme & patlatma işleminden elde edilecek uygun parça boyutu devamındaki maliyetleri olumlu yönde etkileyecek ve toplam maliyeti fazlasıyla düşürebilecektir. Bu doğrultuda otojen (AG) öğütme işleminin gerçekleştirildiği Mazıdağı fosfat madeninde işletme maliyetlerinin büyük kısmının kırma öğütme maliyeti olduğu söylenebilmektedir.

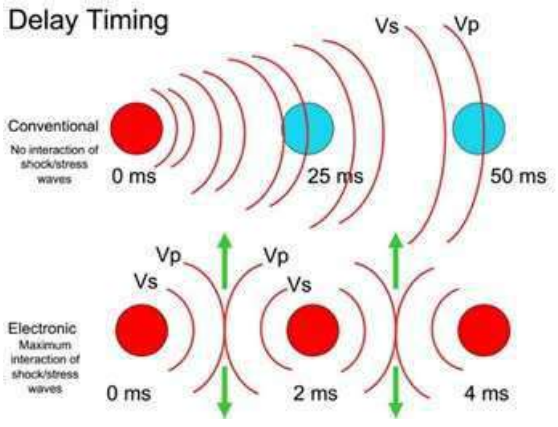


Şekil 3. Açık ocak madenciliğinde maliyetler ve enerji tüketimi (Esen, 2013)

ETİ GÜBRE gibi AG değirmeni olan ocaklarda genelde istenen parça boyutu daha fazla ince malzeme (-10 mm) ve kritik boyutun azaltılması şeklindedir. -10 mm'nin altındaki cevher değirmenden direkt transfer olduğundan "free grind" ya da "boş öğütme" olarak adlandırılmaktadır. Bunun yanı sıra ana kırıcının daha az enerji sarf etmesi ve kapasitesinin (t/saat) arttırılması için en yüksek parça boyutunun mümkün olduğunca düşük tutulmasında fayda bulunmaktadır. İnce malzemenin artırılması ancak patlatma esnasında mümkündür çünkü kırıcılar fazla miktarda ince malzeme yaratmamaktadır. Patlatma sonucunda ise ince malzemenin arttırılması ve aynı zamanda parçalanmanın iyileştirilmesi üç şekilde mümkün olabilir:

- Özgül şarjın arttırılması,
- Yüksek infilak hızına ve daha fazla şok enerjisine sahip patlayıcı madde tipinin kullanılması,
- Çok düşük gecikme zamanları ile delikler arasında hızlı patlatma gerçekleştirilmesi.

Ancak, özgül şarjın yükseltilmesi, Mazıdağı gibi karmaşık cevherleşme yapılarında cevher kaybı riskini arttırmaktadır. Bunun yerine enerjinin uygun bir şekilde dağıtılıp yüksek infilak basıncına sahip patlayıcı kullanımı uygun olacaktır. Üçüncü parametre olan Delikler arası çok düşük gecikme zamanları ile hızlı patlatma uygulamaları, delikler arası oluşan şok dalgalarının birbiri ile etkileşime girerek istenilen tane boyutunun elde edilmesine olanak vermektedir. Şekil 4'de görüldüğü üzere elektriksiz ateşleme sistemi ile 9, 17, 25 ms'lik gecikme aralıklarında, şok dalgaları etkileşime girmeyerek birbirini takip etme eğilimindedir. Şok dalgalarının etkileşime girebilmeleri için 1-3 ms gibi kısa zaman aralıkları gerekmektedir. Bu zaman aralıkları günümüz teknolojilerinden elektronik ateşleme sistemi ile gerçekleştirilebilmektedir. Bu yöntemde delikler arasında kaya özelliklerine bağlı olarak 1-3 ms kullanılırken, sıralar arasında 15-20 ms yükün ötelenmesini (burden relief) sağlayacak gecikme zamanı verilir.



Şekil 4. Nonel ve elektronik kapsüllerin kaya içerisindeki stres etkileşimi açısından karşılaştırılması

Kırıcı ve öğütücü performansını arttırmak için gerçekleştirilecek bu çalışma, mevcut çalışma kapsamının II. aşamasında gerçekleştirilecektir.

GERÇEKLEŞTİRİLEN DELME & PATLAMA UYGULAMALARI

Gerçekleştirilen patlatma uygulamaları iki şekilde sınıflamak mümkündür. Bunlardan ilki şemikan cevher yapısı boyunca 5,5 metrelik kısımda cevher-pasa karışımını en aza indirgeyerek gerçekleştirilen 3 adet 5 metrelik patlatmalar, diğeri ise sadece cevher üstünde bulunan 1,5 metrelik kalker tabakasını

kırmaya yönelik gerçekleştirilen 1 adet 1,5 metrelik patlatmalar olarak adlandırılabilir. Her iki uygulamada da ateşleme sistemi olarak elektriksiz ateşleme sistemi kullanılmış, 5,5 metrelik patlatmalarda yemleyici olarak 50x220 (500gr) kapsüle duyarlı emülsiyon patlayıcı, ana şarj olarak Anfo kullanılmıştır. 1,5 metrelik uygulamalarda ise yemleyici ve ana şarj olarak 65x255 (1 kg) kapsüle duyarlı patlayıcı kullanılmıştır.

Bu doğrultuda tasarımlar, cevher pasa karışımını minimuma indirgemek, cevher üstü ve altı sert kalker ile çörtü kazılabilir, optimum boyutta elde etmek için hazırlanmıştır.

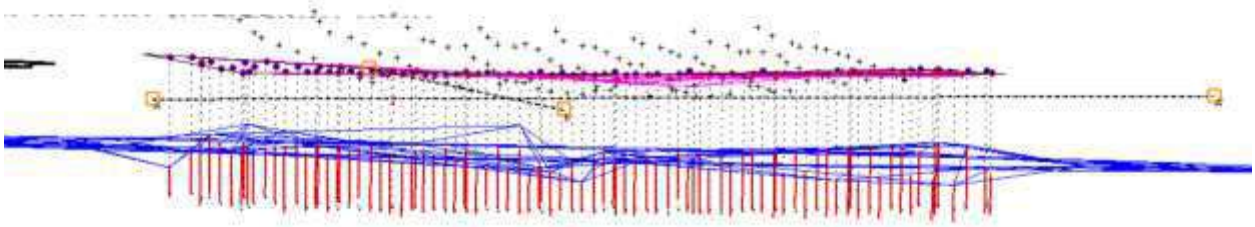
5,5 m'lik Patlatma Uygulamaları

Şemikan cevher yapısı gereği hazırlanan 5,5'er metrelik delik boyuna sahip 3 adet patlatma gerçekleştirilmiştir. Her patlama yazılım programı ile tasarlanmış ve tasarlanan delik düzeni, maden tarafından delik koordinatları işaretlenerek delinmiştir. Şekil 5'de görüldüğü üzere delgi işlemi sırasında grup içerisinde belirlenen deliklerden cevher, cört, kalker sokulumu ve tabakalanma boyları ölçülmüştür.

Şekil 6'da görüldüğü üzere elde edilen tabaka metrajları bir yazılım programı vasıtası ile modellenerek tasarım modelleri oluşturulmuş ve tasarım modellerine göre şarj sıkılıma ve gecikme süresi parametreleri belirlenmiştir.

				DELİK AĞIZINDAN DELİK DİBİNE FORMASYON VE YAN KAYAÇ METRAJLARI (M)																
ID	Design length	Actual length	comments	Kayaç	Cevher	Kayaç	Cevher	Kayaç	Cevher	Kayaç	Cevher	Kayaç	Cevher	Kayaç	Cevher	Kayaç	Cevher	Kayaç	Cevher	Kayaç
1	5.5	5.50		0.7	0.4	0.6	0.2	0.3	0.2	0.4	1.2	1.5								
5	5.5	5.60		0.75	0.45	0.4	0.2	0.3	0.2	0.3	0.9	0.3	0.1	0.4	0.6	0.1	0.6			
8	5.5	4.90		0.4	0.3	1	0.4	0.6	0.2	2										
10	5.5	5.45		0.7	0.7	1.3	0.8	1.95												
13	5.5	5.50		0.6	0.4	0.5	0.2	0.6	0.9	0.2	0.3	0.6	0.3	0.4	0.5					
17	5.5	4.90		1.7	0.5	0.3	0.2	2.2												
18	5.5	5.00		1.2	0.2	0.2	0.2	0.9	0.8	0.2	0.2	0.8	0.3							
21	5.5	5.50		1	0.3	0.3	0.2	0.5	0.7	0.3	0.1	1	0.3	0.8						
25	5.5	5.10		1.8	0.3	0.2	0.3	2.5												
26	5.5	5.70		0.9	0.4	0.2	0.2	0.8	0.1	0.1	0.7	0.1	0.2	0.1	0.6	0.3	0.3	0.7		
29	5.5	5.25		0.8	0.9	0.5	0.6	0.2	0.3	0.3	0.1	1.2	0.2	0.15						
33	5.5	5.60		0.7	0.8	0.6	0.5	0.1	0.3	1.8	0.1	0.2	0.1	0.4						
34	5.5	5.60		1	0.2	0.4	0.1	0.9	1	1.2	0.3	0.5								
37	5.5	5.30		0.75	0.1	0.75	0.1	0.8	0.7	0.2	0.2	1.7								
41	5.5	5.30		0.7	0.2	1.5	0.4	0.2	0.3	2										
42	5.5	5.30		0.8	0.2	0.7	0.1	0.9	0.5	2.1										
46	5.5	5.50		1	0.3	1.2	0.8	1.5	0.2	0.5										
49	5.5	5.50		0.8	0.2	0.6	0.2	0.7	0.4	0.1	0.4	0.2	0.1	1.3	0.5					
50	5.5	5.10		1	0.2	1.5	0.7	1.3	0.4											
53	5.5	5.40		0.7	0.3	1.7	0.6	1.2	0.1	0.2	0.3	0.3								
56	5.5	5.20		2.4	0.9	1.9														
			Average	1.0	0.4	0.8	0.4	0.9	0.4	0.7	0.4	0.7	0.2	0.5	0.6	0.2	0.5	0.7		
			Min	0.4	0.1	0.2	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.5	0.1	0.3	0.7		
			Max	2.4	0.9	1.9	0.8	2.5	1.0	2.1	0.7	1.7	0.3	1.3	0.6	0.3	0.5	0.7		

Şekil 5. Ölçülen tabaka kalınlıkları

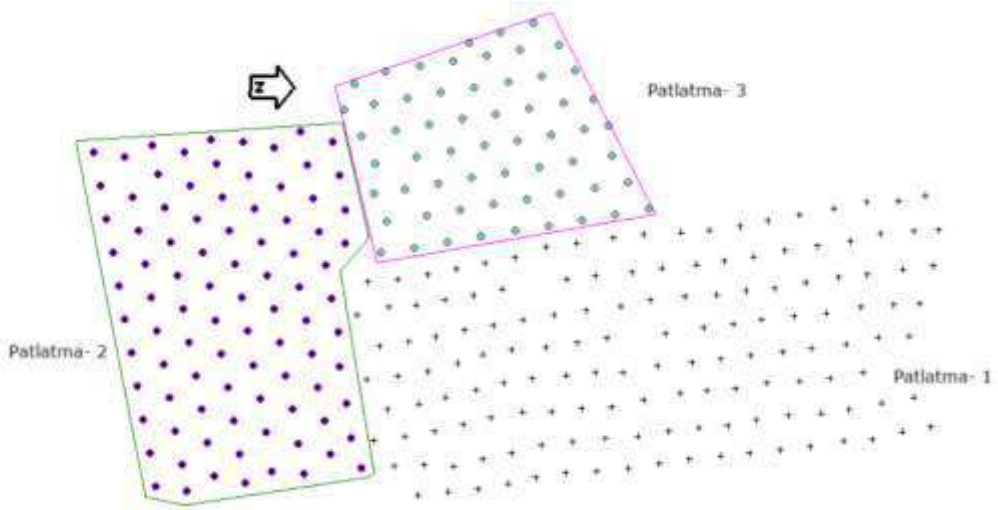


Şekil 6. Tabakalanma modeli

Elde edilen veriler doğrultusunda hedef tabaka olarak üst kalker tabakası belirlenmiş, hazırlanan tasarımlar bir önceki patlatma sonucuna göre olası cevher pasa karışımını minimize ederek optimum kazılabilir boyutta pasa elde etmeyi amaçlayarak hazırlanmıştır. Tablo 1'de her 3 patlatmaya ait delgi ve şarj parametreleri görülmektedir. Ayrıca; Tablo 1'de görünen I. Patlatmaya ait parametreler maden genel cevher patlatma parametreleri olup bir sonraki patlatmalara referans oluşturması için yapılmıştır. Şekil 7'de bu üç patlatmanın konumları görülmektedir.

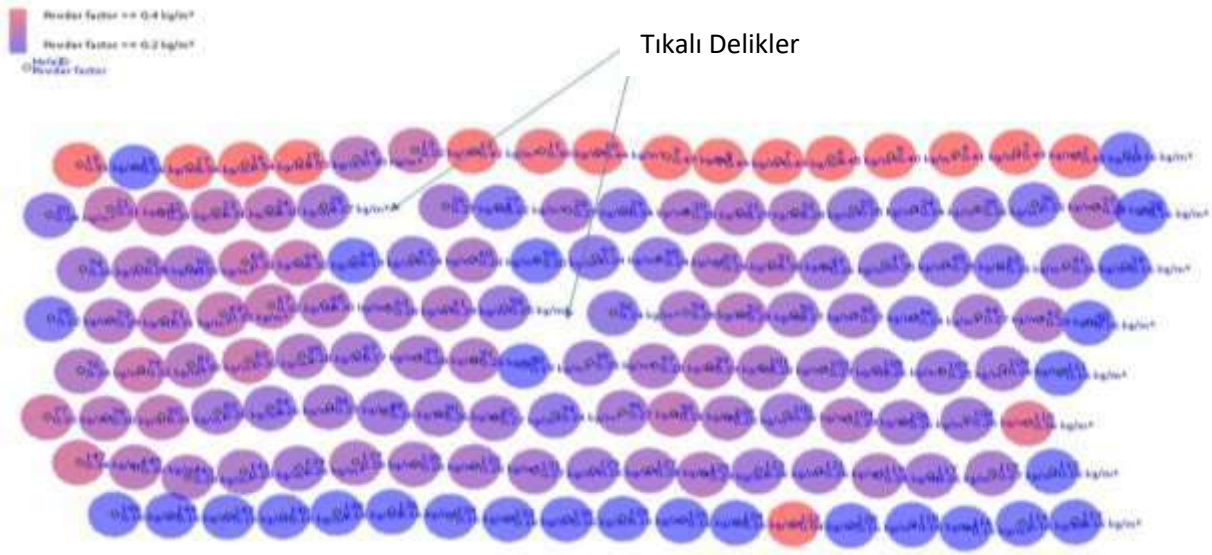
Tablo 1. Tasarım parametreleri

Tasarım Parametreleri	Patlatma I	Patlatma II	Patlatma III
Delik Çapı, mm	89	89	89
Dilim Kalınlığı, m	3,0	2,7	2,7
Delikler Arası Mesafe, m	3,0	3,1	3,1
Sıkılama, m	3,0	3,0	2,7
Delik Boyu, m	5,5	5,5	5,5
Deliler Arası Gecikme ms	25	17	17
Sıralar Arası Gecikme ms	42	42	42
Toplam Delik Sayısı	147	91	59
Patlatma Hacmi, m^3	6.117	3.557	2.466
Dizayn Özgül Şarj, kg/m^3	0,25	0,30	0,33
Sıkılama Malzemesi (Kırma Taş) mm	5-12	5-12	5-12



Şekil 7. Patlatma bölgesi planı

I. patlatmada tıkalı delik varlığı ve delikler arası mesafelerin tasarımdan farklılık göstermesi delik içi enerji dağılımının orantılı olmamasına sebep olmaktadır. Olması gerekenden fazla açılmış delik mesafeleri ve tıkalı delikler grup içerisinde kırmızı bölgelerde özgül şarjı 0,4 kg/m^3 çıkartırken, mavi bölgelerde 0,2 kg/m^3 kadar düşürmüştür. Bu enerji dağılımdaki değişiklik yüksek özgül şarja sahip bölgelerde cevher pasa karışımının artmasına düşük olan bölgelerde ise tane boyutunu ve kazıla bilirliği olumsuz etkilemesine neden olmaktadır. Şekil 8'de gruba ait özgül şarj dağılımı açıkça görülmektedir.



Şekil 8. Gruba içi özgül şarj dağılımı

II. ve III. Patlatmalarda tasarlanan parametrelere uygun deliklerin delinmesi konusunda daha fazla özen gösterilmiştir.

Sonuçların Değerlendirilmesi

II. ve III. atım sonrası yığın formu, cevher paşa karışımı ve tane boyutu analizi için ölçekli resimler çekilerek analiz yapılmıştır. Şekil 9'da görüldüğü üzere III. Patlatmaya ait patlatma sonrası kazı işleminde, cevher pasa ayırımı açık bir şekilde görülebilmektedir. En kritik bölge olan üst tabaka kalker ile cevherin karışmaması, patlatma sonrası yığının çok fazla ötelenmeyerek yerinde kaldığı ve kalker tabakası tane formunun homojen yapısı, enerji dağılımın parçalanmaya olan etkisinin yeterli olduğunu açıkça göstermektedir.

Şekil 9. Patlatma sonucu cevher pasa ayırımı

Şekil 10'da görüldüğü üzere parçalanmayı sayısallaştırmak adına ölçekli fotoğraflar çekilmiş ve II. İle III. patlatma arasındaki tane boyutu dağılım analizi yapılmıştır.

Şekil 10. Tane boyutu ölçekli fotoğraf analizi

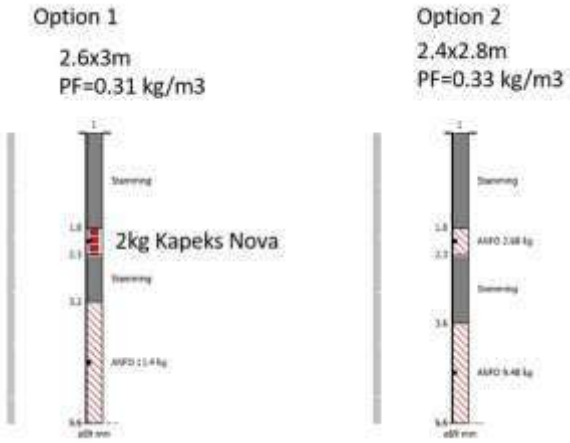
Yapılan fotoğraf analizlerine ait sonuçlar Tablo 2'de karşılaştırmalı olarak F50, F80, F100 değerleri ile verilmiştir.

Tablo 2 Tane boyuu analizi

		F_{50}, mm	F_{80}, mm	F_{100}, mm
Patlatma-II	Cevher	174	293	452
	Kalker	196	376	628
Patlatma-III	Cevher	154	294	518
	Kalker	141	295	732

Gerçekleştirilen analiz sonrası cevher ve kalker F50, F80 ve F100 değerlerine baktığımızda max F50 II. Patlatma Kalkerde 196 mm, Max F80 376 mm II. Patlatma kalkerde görülmektedir. Patlatma performansını en iyi temsil eden değer F80 değeridir. Sıkılama boyunun etkisi Patlatma III deki F80 tane boyutu değerinin II. Patlamaya göre daha az olması ile açıkca görülebilmektedir. Bu değerler kaya ve cevher mekanik verileri temin edinildiğinde en uygun tane boyutuna göre delgi, şarj ve gecikme süresi parametreleri tasarlanabilmektedir.

5.5m'lik deliklerde ileride aynı delikte cok sayıda paylayıcı/sıkılama kademelerinin yapilmasi ile patlatma enerjisinin sert katmanlar arasinda dagitilarak patlatma dizayn'ları yapılması hedeflenmektedir (Sekil 11). Sert kayada ve cevherde hem parcalanmanin iyilestirilmesi hem de cevherin yerinden fazla hareket etmemesi icin bu teknik onerilmis olup ilerdeki calisma kapsaminda bu patlatmalar denenecektir.



Şekil 11. Tane boyutu ölçekli fotoğraf analizi

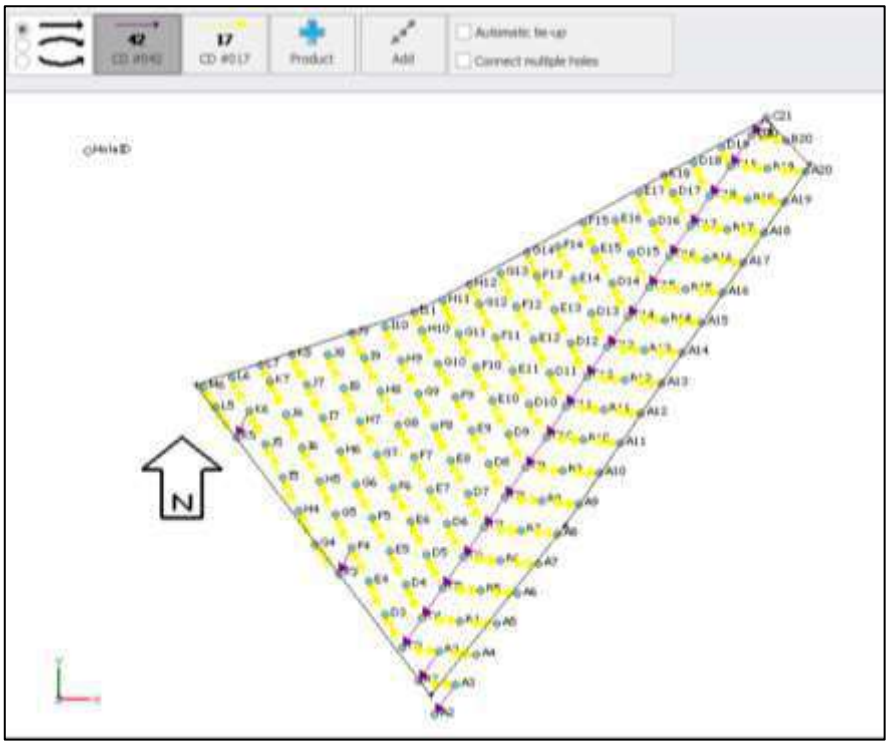
1,5 m'lik Patlatma Uygulaması

Şemikan II de cevher üstünde bulunan 1,30 metrelik kalker ve 20 cm'lik cevher tabakasını kırmaya yönelik gerçekleştirilen patlatmada amaç cevher ve pasa karışımı yaşanmadan kazılabilir bir kalker formu elde etmektir. Gerçekleştirilen çalışmada yemleyici ve ana şarj olarak 65x255 ebatlarında 1 kg'lık kapsüle duyarlı emülsiyon patlayıcı kullanılmıştır. Burada patlayıcı seçimi büyük önem arz etmektedir. Kayaç yapısının sert olması ve delik boyunun 1,5 metre olması patlatma sırasında oluşan enerjinin kontrol altına alınmasını zorlaştırmaktadır. Kullanılacak patlayıcının RBS ve VOD değerlerinin yüksek olması, delik çapına yakın bir çapta olması ve kırma performansını arttıracak homojen bir şekilde şarjlanabilir olması, en önemli parametre olan sıkılama boyunun kontrol edilmesini sağlayacaktır. Tablo 3'de bu amaçta gerçekleştirilen delik ve şarj parametreleri görülmektedir.

Tablo 3. Tasarım parametreleri

Tasarım Parametresi	Değer	Tasarım Parametresi	Değer
Delik Çapı, mm	76	Sıralar Arası Gecikme ms	42
Dilim Kalınlığı, m	1.6	Toplam Delik Sayısı	142
Delikler Arası Mesafe, m	1.8	Patlatma Hacmi, m^3	613
Sıkılama, m	1.0	Dizayn Özgül Şarj, kg/m^3	0.44
Delik Boyu, m	1.5	Sıkılama Malzemesi (Kırma Taş) mm	5-12
Deliler Arası Gecikme ms	17	Gecikme Başına Patlayıcı Miktar Kg	2.0

Gerçekleştirilen patlatmada ateşleme sistemi olarak elektriksiz ateşleme sistemi kullanılmıştır. Şekil 11'de bağlantı şekli görülmektedir.



Şekil 11. Patlatmaya ait ateşleme tasarımı

Sonuçların Değerlendirilmesi

Patlatma sonrası yığın fotoğrafları çekilmiş ve ekskavatör yükleme performansları gözlemlenmiştir. Maalesef ölçekli fotoğraf çekilemediğinden tane boyutu analizi gerçekleştirilememiştir. Lakin Şekil 12'de patlatma öncesi ve patlatma sonrası fotoğrafta da görüldüğü üzere yığın formunun ve tane boyutunun homojen yapıda olduğu açıkça görülmektedir.

Şekil 12. Patlatma öncesi ve sonrası fotoğraf

SONUÇ

Çalışma boyunca 3 adet 5,5 metrelik 1 adet ise 1,5 metrelik olmak üzere toplamda 4 adet patlatma gerçekleştirilmiştir. Gerçekleştirilen 5,5 metrelik patlatmalarda cevher pasa karışımının büyük ölçüde azaldığı maden yetkilileri tarafından sözlü beyan edilmiştir. Ancak sayısal veri edinebilmek adına cevher tenör ve pasa tenör dağılımı ilişkisi içerisinde karışım miktarının sayısallaştırılması gerekmektedir. 1,5 metrelik ve 5,5 metrelik patlatmalarda, cevher üstü sert kalker tabakası parçalanma ve yüklene bilirliğinin artışında istenilen sonuca ulaşıldığı söylenebilmektedir. Maden tarafından gerçekleştirilen önceki patlatmalara ait sayısal veriler elde edilemediğinden, yapılan çalışmaların hedeflenen kazıla bilirliğe ne kadar yaklaşıldığının sayısal karşılığı hesaplanamamıştır. Ancak; Tablo 1'deki tasarım parametrelerine bakıldığında II. Ve III. Patlatmaların I. Patlatmaya göre daha iyi sonuç vereceği açıkça görülebilmektedir. Esas olarak madene ait patlatma ile üretim verimi arasındaki ilişki, kırıcı ve otojen değirmen verimini arttırmak için yapılacak çalışma ile gerçekleştirilmesi planlanmaktadır.

KAYNAKLAR

Esen, S., LaRosa, D., Dance, A., Valery, W., Jankovic, A., 2007. Integration and Optimisation of Blasting and Comminution Processes. EXPLO 2007. Australia. pp 95-103.

Esen S. 2013. Fragmentation Modelling and the Effects of ROM Fragmentation on Comminution Circuits. 23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey. pp 252-260.

ETİ SODA A.Ş. TRONA SAHASINDA KAVERNA HEDEF DAMARI DEĞİŞTİRME UYGULAMALARI

APPLICATIONS OF CAVERN TARGET LAYER CHANGING IN ETİ SODA INC. TRONA FIELD

S.Kafadar[1], E.Yalçın[1], G. Yavuz[1]*

*(*Sorumlu yazar: g.yavuz@etisoda.com)*
[1]Eti Soda A.Ş. Ankara

ÖZET

ABD'de bulunan Green River havzası ve Ankara Kazan havzasından sonra dünyanın en büyük üçüncü rezervine sahip olan Beypazarı Eti Soda A.Ş. Trona sahasında yerinde liçleme (çözelti madenciliği) yöntemi ile ağır soda külü ve sodyum bikarbonat üretimi yapılmaktadır. Saha genelinde 250m-500m derinlikte yer alan toplam 12 adet işletilebilir trona damarı bulunmaktadır. Çözelti madenciliği gereklilikleri ve ekonomik açıdan elverişliliği değerlendirildikten sonra dik ve yatay üretim kuyularından oluşan kaverna sistemleri bahsi geçen 12 damardan en uygun olanına inşa edilip madencilik faaliyetleri sürdürülmektedir. Bu bildiride, belirli bir süre üretim yapıldıktan sonra kalite ve miktar açısından işletme gereksinimlerini sağlayamayacak duruma gelen üretim kuyularında bulunan üretim muhafaza borularının öğütülüp, yeni hedef damarının belirlenmesi ve bu damarda yeni bir kaverna ile üretime hazır hale getirilmesi çalışmaları sahadaki uygulamalarıyla beraber anlatılmıştır. Türkiye' de sınırlı sayıda uygulaması yapılan boru öğütme tekniği, yapılan işlemler sonucu borunun doğru seviyeye getirildiğinin kontrolü ve yeni kavernanın üretim performansının sonuçları ile ilgili gözlemleri içermektedir.

Anahtar Sözcükler: Trona, çözelti madenciliği, boru öğütme

ABSTRACT

Dense soda ash and sodium bicarbonate are produced by in-situ leaching (solution mining) method in Beypazarı Eti Soda Inc. Trona Field, which has the third largest reserve in the World after Green River basin in the USA and Ankara Kazan basin. There are 12 operable trona seams at the depth of 250m – 500m. After evaluating in terms of solution mining requirements and economical issues, cavern systems consisting of vertical and horizontal production wells are constructed to the most suitable one of the 12 seams and the mining activites are carried out. In this article, millling production casings, determining new target layer and making a cavern ready to be operated in this target layer works are described with field applications for production wells which are not satisfying for both quantity and quality in terms of operating requirements after a certain period of time. This paper includes the limited number of applications of pipe milling technique in Turkey, controlling correct level of the pipe outlet after milling operation and observation of the performance of new cavern.

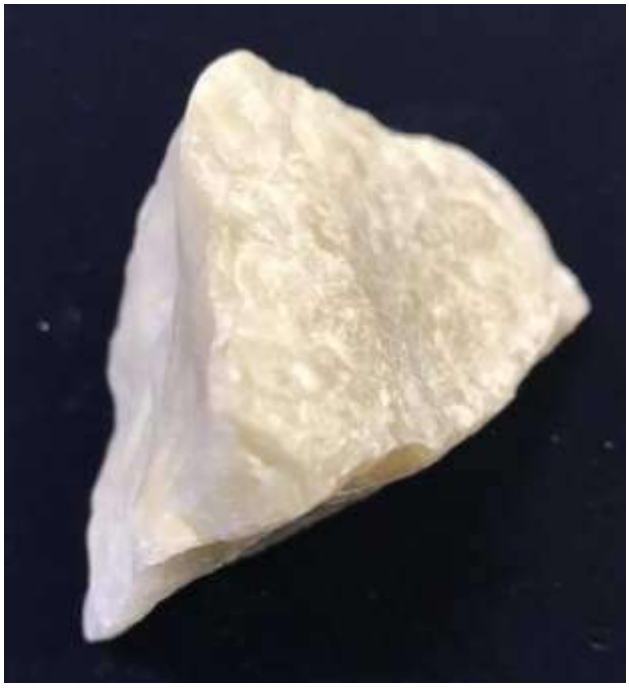
Keywords: Trona, solution mining, casing milling

GİRİŞ

Eti Soda A.Ş. Ankara ili Beypazarı ilçesinde doğal soda üreticisidir. 1979 yılında MTA tarafından yapılan kömür arama sondajları sırasında bulunmuş olan Beypazarı Trona Yatağı yaklaşık 7 $km^{2,}$ lik bir alana yayılmıştır.Saha, Beypazarı ilçesinin 10 km kuzeybatısında yer almaktadır. Maden sahası genelinde 250-500 metre derinlikte yer alan toplam 12 adet işletilebilir damar kaynağı oluşturmaktadır. Doğal sodanın kaynağı bu havzada bulunan trona mineralinden gelmektedir. Cevherin işlenerek doğal soda külüne (Na_2CO_3) dönüştürülmesi sırasında komplikasyona yol açacak türde klor, sülfat veya fosfat kökleri

içeren diğer soda ya da evaporit türü mineraller sahada mevcut değildir. Bu durum Beypazarı trona cevherinin dünyadaki diğer örneklerine göre daha kaliteli olduğunun göstergesidir.

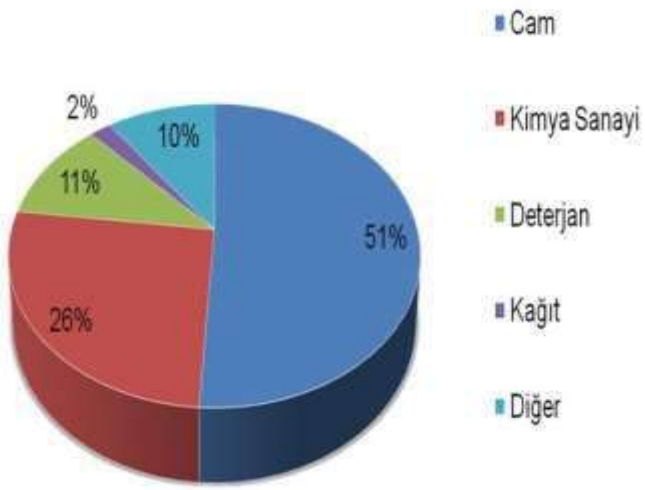
Dünyada en yaygın olarak bulunan soda minerali trona ($Na_2CO_3.NaHCO_3.2H_2O$) mineralidir (Şekil 1). Kimyasal adı sodyum seskikarbonattır ve yapısında sodyum karbonat ve bikarbonat bulunmakta olup Beypazarı trona sahasında yer altından çözelti halinde çıkarılmaktadır. Tronanın yoğunluğu 2,10 gr/cm^3' tür, suda çözünür, asitle köpürür, zararlı olmayan ve yanmayan minerallerden biridir. (Beşir, 2018)



Şekil 1. Trona Cevheri

Soda külü günümüzde doğal soda cevherlerinden veya kaya tuzu ve kireçtaşı ana hammadde olmak üzere sentetik olarak üretilmektedir. Üretim kökenine bağlı olarak, doğal veya sentetik soda külü adını almaktadır. Eti Soda A.Ş. sahip olduğu doğal soda külü minerali olan trona cevherinin çıkarılması ve işlenmesi ile beraber sentetik soda külü üreticilerinden daha avantajlı ve verimli bir şekilde doğal soda külü ve bikarbonat üretimini gerçekleştirmektedir.

Cam endüstrisi, dünya soda külü tüketiminde % 51'lik bir pay ile en önemli kullanım alanı durumundadır. Bunu % 26 gibi bir pay ile kimya sanayi takip etmektedir.
Üretilen soda külünün başlıca kullanım alanları ise şunlardır;



Şekil 1. Soda Külü Kullanım Alanları

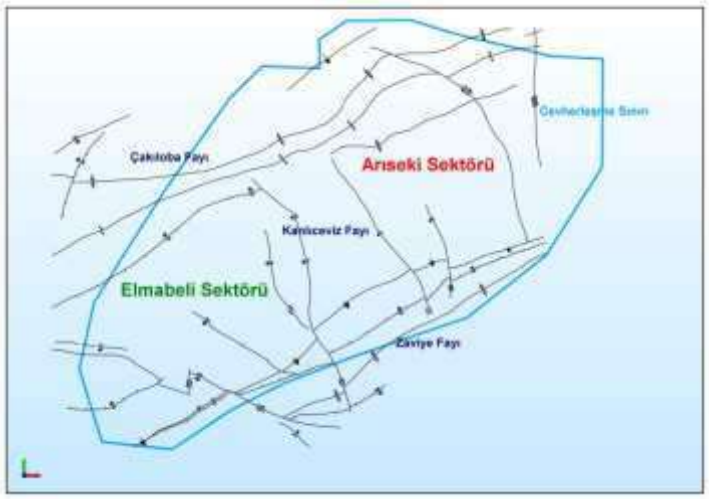
Eti Soda A.Ş. tarafından üretilen diğer bir ürün olan sodyum bikarbonat ise eczacılık, yem ve gıda sanayinde yoğun olarak kullanılmakta ve evsel tüketimlerde de kabartma tozu olarak bilinmektedir.

TRONA OLUŞUMU VE SAHANIN JEOLOJİSİ

Trona sahası, yaklaşık 2 km eninde, 4,9 km boyunda 6,4 $km^{2,}$ lik bir yataklanma alanına sahiptir. Oluşum koşulları olarak;

1. Kapalı göl havzalarında, volkanik faaliyetlerden direk olarak gelen sodyumca zengin küller ve göl civarında volkanik faaliyetler esnasında oluşan sıcak su kaynaklarının göle boşalması ve bol sodyum iyonu taşıması,
2. Göl toplanma havzasına yayılan volkanizma ürünlerinden gelen yerüstü sularının sodyumca zengin birimlerden geçerken iyon alışverişi türünden meydana getirdikleri kimyasal tepkimeler,
3. Bütün bu olaylar esnasında ortamdaki iklimin yarı kurak olması,
4. Gölün içinde trona yataklanmasını sağlayacak fay ve kıvrımla oluşan, setlerin sağladığı paleocoğrafik çukurluğun olması,
5. Tronanın çökelmesi ve kristallenebilmesi için gerekli jeokimyasal şartların oluşması gerekir. Söz konusu gerekli şartlar suyun pH'nın 12'den büyük olması, su derinliğinin az olması, su sıcaklığının ılık olması gibi durumlardır.

Jeolojik yapı olarak kısaca özetlenecek olursa; havzanın orta miyosen geç miyosen zamanında oluşmuş olduğu bilinmektedir. Kuzeybatısında Sekli Bindirmesi, güneyde Zaviye Fayıyla, batıda kıvrım kanadının kırılmasıyla oluşan Çakıloba fayıyla sınırlıdır. Havza, Kanlıceviz fayıyla Elmabeli ve Arıseki olarak 2 sektöre ayrılmaktadır. (Helvacı & Onargan, 2001)



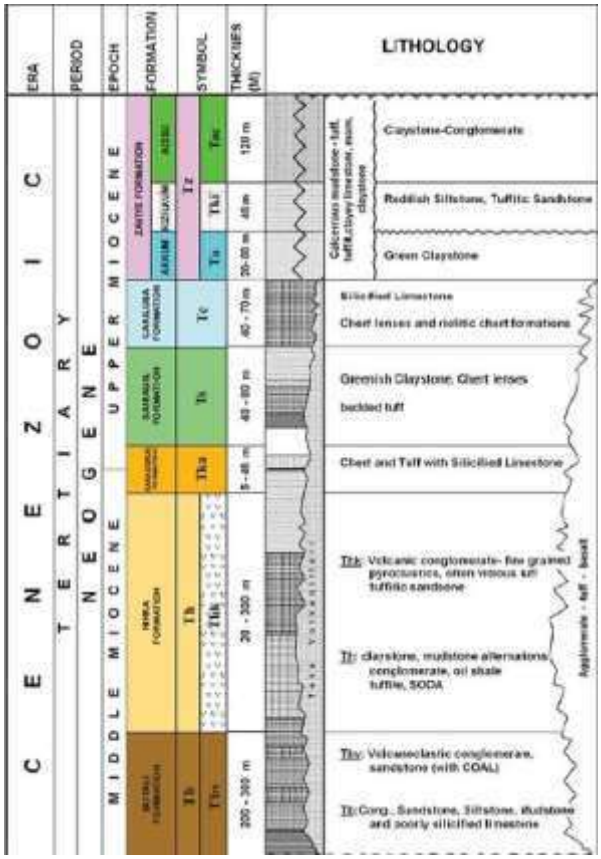
Şekil 3. Trona Sahası Cevherleşme Sınırı ve Sektörler

MTA' nın yaptığı çalışmalar sonucunda havzada 7 farklı formasyon içinde 33 adet trona damarı tespit edilmiştir. Bu damarlardan 12 tanesi ekonomik yeterliliğe sahip ve çıkarılabilir durumdadır. Üst trona zonu (U) 6 adet , alt trona zonu (L) 6 adet olmak üzere iki ana cevher zonu bulunmaktadır. Bu iki zon arasında yaklaşık 25-40 metre kalınlıkta ara kesme tabakası yer alır. Cevherleşmenin üst seviyelerinde yer yer basınçlı yer yer serbest akifer özelliği gösteren Çakıloba ve Karadoruk formasyonları bulunmaktadır.

Formasyonlara ait dominant kayaç tipleri ise şu şekildedir:

1. Zaviye Formasyonu*:* Kiltaşı, tüfitik kireçtaşı, yeşil kiltaşı
2. Çakıloba Formasyonu: Silis bakımından zengin kireçtaşı, kiltaşı (akifer seviyesi)
3. Sarıağıl Formasyonu: Yeşil renk kiltaşı, çört
4. Karadoruk formasyonu: Çört mercekleri, tüfler, silis bakımından zengin kiltaşı, kireçtaşı (akifer seviyesi)
5. Hırka Formasyonu: Bitümlü şeyl, dolomitik kireçtaşı, tüf, kiltaşı, trona

Saha litolojisini gösterir kesit aşağıdaki gibidir:



Şekil 4. Litolojik Kesit

TRONA CEVHERİ ÜRETİM YÖNTEMLERİ

Dünyada trona cevheri üretim metotlarına bakıldığı zaman, yeryüzüne yakın olmayan derin cevherleşmelerin olduğu yataklarda genellikle konvansiyonel yöntemlerle ve mekanik olarak yeraltı madenciliği uygulamaları ile üretilmektedir. Bir diğer yöntem ise özellikle ülkemizde de hem Eti Soda A.Ş. hem de Kazan Soda A.Ş.' nin uygulamakta olduğu çözelti madenciliği yöntemi ile üretimdir.

1938 yılında A.B.D.' nin Wyoming eyaletinde bulunan trona yatakları klasik yeraltı madenciliği uygulamaları ile işletilmeye başlanmıştır. Günümüzde konvansiyonel madencilik uygulamaları devam etmektedir. Oda-topuk ve uzunayak yöntemi ile bahsi geçen yeraltı madencilik faaliyetleri Wyoming' de halen uygulanmaktadır.

Başta kaya tuzu ve potaş cevherleri olmak üzere uranyum ve oksitli bakır mineralleri gibi çeşitli cevherlerin çıkarılmasında kullanılan çözelti madenciliği yöntemi trona yatakları için 1900' lü yılların sonlarına doğru uygulanmaya başlanmıştır. A.B.D. Colorado eyaletinde nakolit üretimi yapan American Soda firması ile Çin'deki doğal soda yataklarında başarıyla uygulanmaktadır.

Temel mantık olarak bakıldığında, çözelti madenciliği; çıkarım için uygun özelliklerde üretim kuyuları ile yatağa ulaşarak, yeraltına sıcak ya da soğuk su veya çözücü niteliğindeki bir solüsyon ile cevherin çözünmesini sağlamaktır. Damar bölgesine pompalanarak burada doygunlaşan çözücü, çözelti ürünü halinde yerüstüne çıkar ve tesise gönderilir. Mineralin çözünme karakteristiğine bağlı olarak çeşitli sıcaklıklar ve içeriklere sahip değişik çözücüler kullanılmaktadır. Tronada uygulanan çözelti madenciliğinde çözücü olarak genelde, 50-80^{o}C seyreltik sodyum karbonat veya sodyum hidroksit (kostik soda) çözeltileridir. (Şenkal, Çakmakçı, Akdaş, 2005)

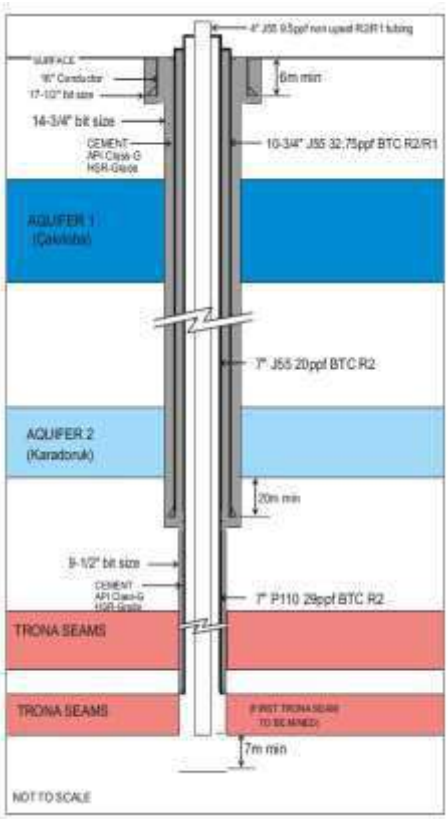
Çözelti sistemleri tek kuyulu sistemlerden oluşabilir veya birden fazla irtibatlı kuyulardan meydana gelen sistemler de kullanılabilir. Trona gibi ince ve orta kalınlıkta yataklanma gösteren geometrilerde ise üretim verimini artırmak amacıyla iki veya daha fazla kuyulu sistemler uygulanmaktadır. Birden fazla üretim kuyusu ile yapılan faaliyetlerde kuyuların bazılarından çözücü enjeksiyonu yapılıp diğer kuyulardan çözelti alınmaktadır. Çoklu üretim kuyularının, birbiri ile bağlanmasında değişik uygulamalar mevcuttur ancak bunlardan en efektif olanı yön kontrollü sondaj tekniği ile iki kuyunun tabandan birleştirilmesidir. Eti Soda A.Ş. trona madeninde de yatay kuyu ile birleştirilmiş çok kuyulu çözelti madenciliği yöntemi kullanılmaktadır.

ETİ SODA A.Ş. ÇÖZELTİ MADENCİLİĞİ UYGULAMALARI

Beypazarı Trona yatağında en az 1 dik ve 1 yatay kuyudan oluşan üretim üniteleriyle çözelti madenciliği yapılmaktadır. Sondaj tekniğinin ve saha jeolojisinin getirdiği şartların sonucu olarak dik kuyular arası ve yatay kuyu ağızlarının arasındaki mesafe oluşturulan bir kaverna için 75-120m aralığındadır. Yatay kuyu ile en yakın dik kuyunun kuyu başları arası yatay mesafesi ise 250-300m arasında değişmektedir. Liçleme yapılan alan olarak bakıldığında her bir kuyunun etkin mesafesi 35-45m kabul edilmiş olup iki kaverna arasında ise toplam 20 metre kadar topuk mesafesi bırakılmıştır. Oluşturulan kavernalar ise yeryüzünden 300-450m aşağıda bulunmaktadır.

Üretim Kuyu Dizaynları

Eti Soda AŞ' de açılan kuyuların sondaj ve teçhiz detaylarını gösterir kolon kesiti Şekil 4' te verilmiştir.



Şekil 4. Üretim Kuyusu Kolon Kesiti

Bu şemadaki genel yaklaşım hem dik hem de yatay (yön kontrollü) kuyular için geçerlidir. Dik bir üretim kuyusu için ana muhafaza boruları en tabanda bulunan trona damarının en üst seviyelerine

inilmekte ve API-G Class çimento ile formasyona sabitlenmektedir. Üretim (tubing) boruları ise aynı hedef damarın en alt seviyelerine indirilerek askıda bırakılmaktadır. Yatay kuyular için aynı prosedür uygulanmakta olup kuyunun tam yataya döndüğü noktaya kadar üretim muhafaza boruları sürülüp, damar içinde gidilen kısımda üretim muhafaza borusunun bittiği yerin yaklaşık 2 metre dışında tubing boruları askıya alınmaktadır. Sondaj ve inşa işi tamamlanan kuyuların boru hatları ile irtibatını sağlayan kuyu başları monte edilip enjeksiyon-dönüş ağına dahil edilmektedir. Bir üretim kuyusunun yerüstü teşkilatı Şekil 5' te görülmektedir.

Şekil 5. Üretim Kuyusu Yer Üstü Teşkilatı

Üretimde Yaşanan Aksaklıklar

Yatay kuyu delinerek dik kuyu tabanındaki kaverna ile birleşmesinden itibaren ünite tamamlanmış olur ve çözücü-çözelti sirkülasyonu en az iki kuyu arasında yapılmaya başlanır. Devreye alınan üretim ünitesinden elde edilen çözeltinin belirli ve kabul edilebilir bir doygunluğa ulaşması ve aynı zamanda yeterli debiyi sağlaması gerekmektedir. Ancak gerek jeolojik kondisyonlardan gerekse işletme koşullarından dolayı verimli çözelti alınamayan kavernalarda iyileştirici çalışmalar yapılması gerekmektedir. Temel olarak bir üretim kavernasında meydana gelebilecek aksaklıklar aşağıda sıralanmıştır:

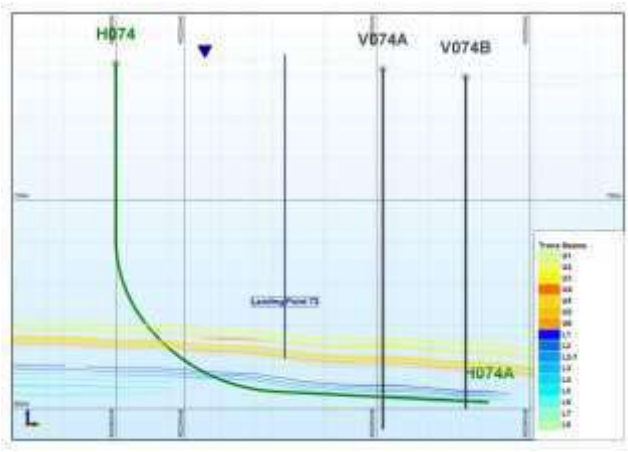
1. Üretim kuyusu borularında tıkanmalar
2. Kaverna liçleme koridorunda tıkanmalar
3. Üretim damarı değişimi esnasında tıkanmalar
4. Yeterli nicelik ve niteliğe sahip olmayan çözelti
5. Kuyu muhafaza borularında meydana gelen fiziksel deformasyonlar

Bu bildiride, yukarıda sıralanan aksaklıklardan yeterli nicelik ve niteliğe sahip olmayan çözelti sınıfına giren ve belirli bir süre üretim yapıldıktan sonra kalite ve miktar açısından işletme gereksinimlerini sağlayamayacak durumda olduğu tespit edilen P074 ünitesinin muhafaza borularının öğütülüp, yeni hedef damarının belirlenmesi ve bu damarda yeni bir kaverna ile üretime hazır hale getirilmesi çalışmaları sahadaki uygulamalarıyla beraber anlatılmıştır.

P074 ÜNİTESİ

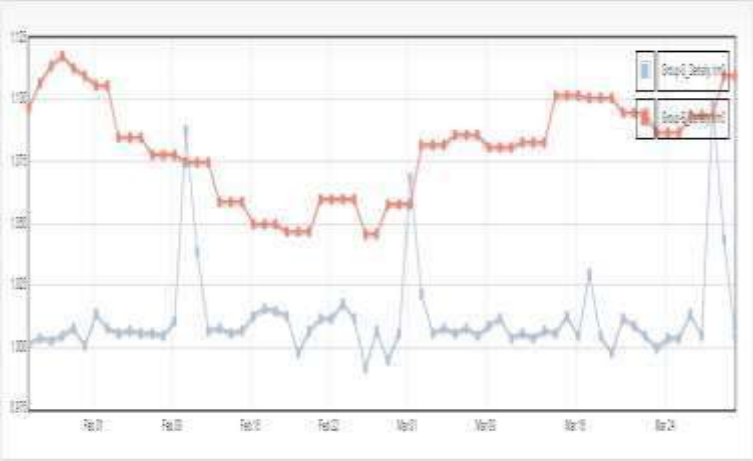
Ünite Dizaynı ve Devreye Alınması

P074 ünitesi U (üst) ve L (alt) trona seviyeleri olarak adlandırılan damarlardan L3 seviyesinde inşa edilmiştir (Şekil 6).



Şekil 6. P074 Ünitesi (L3 Damarı)

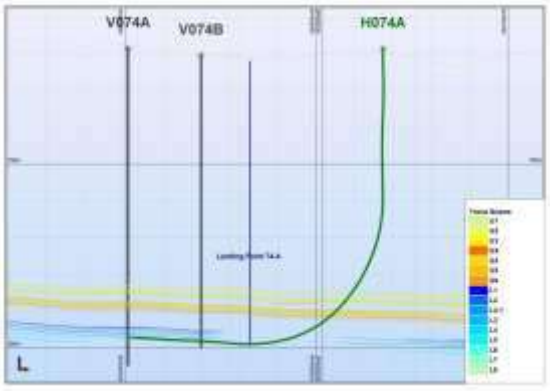
2 dik 1 yatay kuyudan oluşan bu ünitede normal üretim kuyusu açma prosedürlerine uygun bir şekilde tamamlandıktan sonra sisteme dahil edilmiş ancak kuyulardan elde edilen çözeltinin kalitesi istenilen seviyeye gelememiştir (Şekil 7).



Şekil 7. P074 Çözelti Yoğunluk-Zaman Grafiği

Grafikten anlaşılacağı üzere yaklaşık 3 aylık bir periyotta dönüş çözeltisi yoğunluğu 1,05 – 1,10 g/cm3 aralığında dalgalanmaktadır. Bu durum istenilen çözelti niteliğinin oldukça altında kalmaktadır.

Kavernayı trona seviyesinde birleştiren yatay kuyuda karşılaşılması muhtemel olumsuz durumlara istinaden, kaverna aksının 180 derece tersinden yeni bir yatay kuyu açılmış ve tekrar çözelti kalitesi gözlemlenmeye başlanmıştır (Şekil 8).



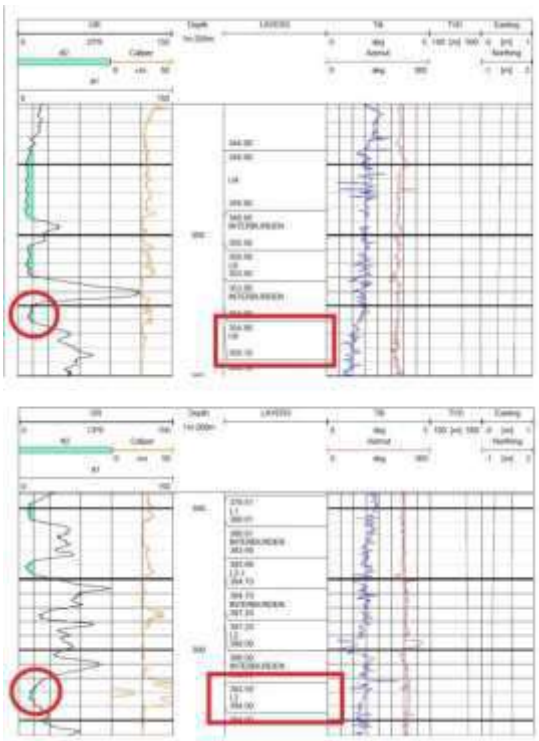
Şekil 8. Yeni Yatay Kuyu Sonrası P074 Ünitesi

Bu denemede de gerekli yoğunluğa sahip çözelti elde edilemediğinden başarıya ulaşılamayıp durumun sebebi araştırılmıştır. Yapılan incelemeler sonucu kaverna hedef damarının kuyu içi jeofizik loglarında trona karakteristiğiyle aynı değerleri veren ancak çözünmeyen başka bir kayaç olduğu tespit edilmiştir.

Kaverna Hedef Damar Değiştirme ve Boru Öğütme İşlemleri

Boru öğütme işlemi sondaj sektöründe sık kullanılan bir yöntem olup, prensip olarak kuyu içerisine indirilen kesici bir aparat ile borunun mekanik olarak kesilip/öğütülüp tabana düşürülmesi işlemidir.

P074 ünitesinin dik 2 kuyusunda boru öğütme işlemine karar verilmesine müteakip kuyu içi jeofizik logları da incelenerek L3 damarında olan ünitenin boru öğütme işleminden sonra U6 damarına yeniden kurgulanması uygun görülmüştür. Örnek olarak aşağıdaki şekilde V074A kuyusunun jeofizik logu verilmiştir; U6 damarı L3 damarının 36,4 metre üzerinde yer almaktadır (Şekil 9).



Şekil 9. V074A Kuyusu Log Sonucu

Boru öğütme ile ilgili teknik tüm hazırlıkların tamamlanmasının ardından dik kuyuların tubing boruları sökülerek muhafaza borularında damar seviyelerine kadar herhangi bir fiziksel engel olmadığı teyit edilmiştir. Sırasıyla önce V074B sonra da V074A kuyusunda öğütme işlemi başarı ile gerçekleştirilmiştir. Bahsi geçen kuyularda API-P110 standartlarında muhafaza borusu kullanılmıştır. Dış çapı 177,80 mm et kalınlığı 10,36 mm olan bu muhafaza borusu 3,50 metre öğütülerek her bir kuyu için işlem yaklaşık 10 saat sürmüştür.

Öğütme işlemine ait görseller Şekil 10-11-12 ve 13'te verilmiştir:

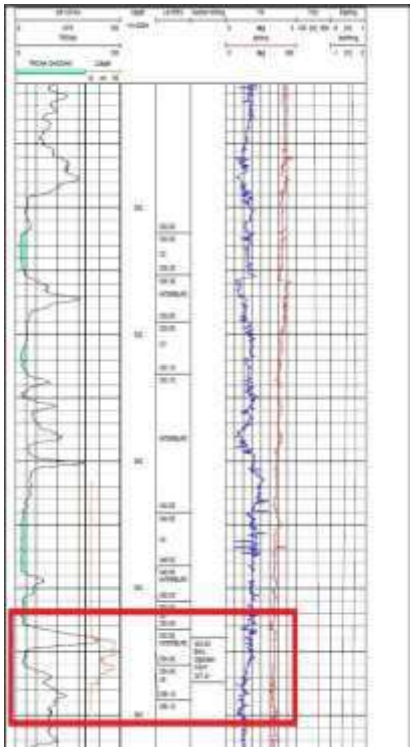
Şekil 10. Operasyon Öncesi Öğütücü Aparatın Kuyuya İndirilmesi

Şekil 11. Öğütme İşlemi Sırasında Kuyu Ağzından Gelen Metal Talaşlar

Şekil 12. Öğütücü Bıçaklar

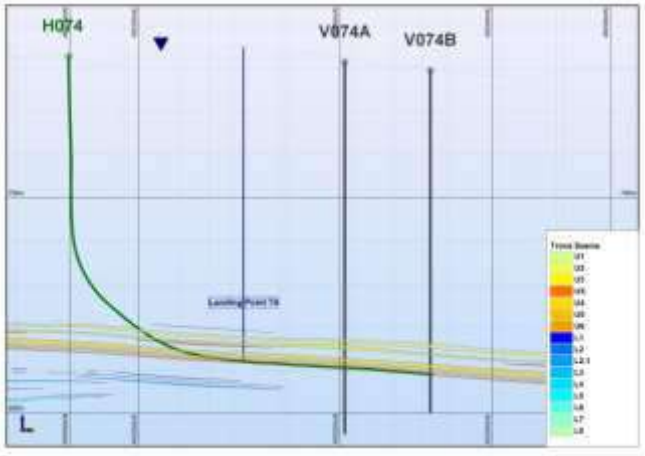
Şekil 13. Operasyon Sonrası Öğütücü Aparat

Operasyonun ardından kuyu çapı verilerinin değerlendirildiği kuyu içi log aparatı ile beraber öğütme işlemi kontrol edilmiştir ve başarılı olunduğu görülmüştür.



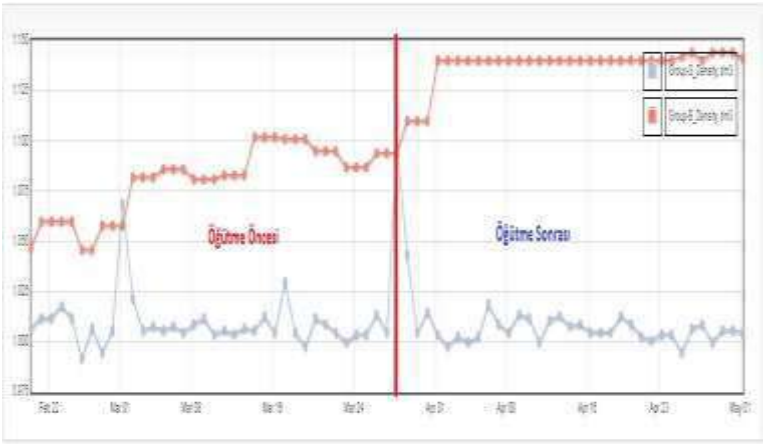
Şekil 14. Operasyon Sonrası Boru Çapı Kontrolü

Öğütme işlemlerinin başarı ile tamamlanmasının ardından yeni hedef damara çekilen dik kuyuları trona damarı içinde birleştirecek olan yatay kuyu tekrar delinip kaverna işletmeye hazır hale getirilmiştir. U6 damarına çekilmiş P074 kavernasının işletmeye uygun hale getirildikten sonra ki kesit görüntüsü ise Şekil 15' te gösterilmiştir.



Şekil 15. P074 Ünitesi (U6 Damarı)

U6 seviyesinde yeniden kurgulanan P074 kavernası tekrar sisteme kazandırılıp çözelti üretimine başlanmıştır. Şekil 17'de gösterildiği üzere dönüş çözeltisinin yoğunluğu operasyon sonrasında istenilen seviyeler olan 1.13 – 1.15 g/cm^3 aralığına yükselmiştir.



Şekil 16. Operasyon Sonrası P074 Çözelti Yoğunluk-Zaman Grafiği

SONUÇ

Dünya'nın en büyük 3. rezervine sahip olan Beypazarı Trona sahasında iki dik ve bir yatay kuyudan oluşan üniteler ile çözelti madenciliği metodu sürdürülmekte olup, zamanla karşılaşılan üretim aksaklıkları sınıflandırılarak müdahale edilmektedir.

Çözelti madenciliğinin doğal bir sonucu olarak bazı kavernalar ya da kuyular randımanlı bir şekilde çalıştırılamamakta, istenilen çözelti miktarı ve kalitesi bu kuyulardan elde edilememekte ya da deformasyon sonucu kavernanın yeryüzü ile bağlantısı kesilebilmektedir. Bu çalışmada anlatıldığı üzere P074 ünitesi gibi verim alınamayan bazı kavernalarda hedef damar değişikliği işlemi gerekebilir.

Böyle durumlarda sondaj sektöründe sıkça tercih edilen boru öğütme işlemi uygulanıp, klasik bir şekilde mekanik öğütme kuyu içine indirilen öğütücü ile yapılmaktadır.

Beypazarı trona sahasında yapılan çalışmalar, kavernalarda oluşan çözeltileri yeryüzüne getiren üretim kuyularında tecrübe edilen öğütme operasyonu ile herhangi bir fiziksel olumsuzluk durumunda yeniden işletmeye uygun hale getirilebileceğini göstermiştir.

Bu makalede maden işletmeciliği açısından gerekli nicelik ve niteliğe sahip olmayan çözelti üretimi yapılan P074 kavernasında, üretim muhafaza borularının öğütülüp, yeni hedef damarda inşa edilerek üretime tekrar kazandırılması, öğütme öncesi ve sonrası üretim performanslarının karşılaştırılması sahadaki tecrübeler ile beraber anlatılmıştır.

Kaynaklar

Onargan, T., Helvacı, C., 2001. Ankara-Beypazarı Doğal Soda (Trona) Sahasının Önemi ve İşletme Parametrelerinin İrdelenmesi. *4.Endüstriyel Hammaddeler Sempozyumu*. Ekim, İzmir.

Beşir, T., 2018. Developments in Planning and Production Steps of Solution Mining in Beypazarı Trona Field. *16th International Mineral Processing Symposium*. Ekim, Antalya.

Şenkal, S.S., Çakmakçı, G., Akdaş, H., 2005. Beypazarı Trona Sahasında Çözelti Madenciliği Uygulamaları, *Türkiye 19. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Fuarı*. Haziran, İzmir.

Eti Soda A.Ş., 2018. *İşletme verileri*. Ankara

Agapito Associates Inc., 2013. Independent Review and Resource Evaluation For Eti Soda A.Ş. , Beypazarı Trona Solution Mine. Ankara

GENETIC ALGORITHM TO OPTIMISE ROCK FRAGMENTATION IN SELECTIVE BLASTING FOR GRADE ENGINEERING

K. Usami, E. F. Salmi*, E. J. Sellers

CSIRO and Mining3, Hard Rock Mining, QCAT, 1 Technology Ct, Pullenvale, QLD, 4069
*(*Corresponding author: efathisalmi@mining3.com)*

ABSTRACT

In recent times the grades of unexploited ores are tending to decrease. Simultaneously, the growth of the world's population creates a continuous increase in demand for different minerals. The lower grades require larger plants for higher throughput and increased energy for grinding larger proportions of waste material at a time when capital and energy are constrained. Selective blasting is one of the main levers of Grade Engineering to improve mining productivity by increasing the feed quality for processing plants. Selective blasting (also known as differential blasting) of suitable ores enables the segregation of ore into the fines part of the distribution of broken materials so the coarser waste may be segregated by sieving. Early removal of waste is a novel strategy for the efficient extraction of ores, especially in low grade deposits, and increases the potential throughput and decreases the total energy required for extracting the metal in the blast block. To implement the concept of selective blasting, a precise understanding of the distribution of grade and the rock mass geo-mechanical characteristics is needed. The spatial distribution of the rock's geotechnical characteristics controls the responses of rocks against the dynamic blast loads and subsequently governs the mechanisms of fragmentation. The term "blastability" is normally used to describe the effects of rock mass mechanical characteristics on the fragmentation outcomes. The distribution of grade is also needed to apply the concepts of Grade Engineering, especially the preferential grade by size. This study, therefore, aims at developing an innovative approach for the design of selective blasting based on the spatial distribution of the grade and the rock mass blastability in a blast block. The modified Kuz-Ram model proposed by Onederra et al. (2004) is used as the main engine to predict the Particle Size Distribution (PSD) in the blast design for Grade Engineering using a Genetic Algorithm (GA) approach. Outcomes of this study indicate that integrating the conventional drill and blast operation with Mine to Mill (M2M) and GE can effectively Run Of Mine (ROM). The rock mass blastability is also computed according to the method proposed by Scott and Onederra (2015). Python programming was then used to develop scripts in order to optimise the help to reduce the overall costs associated with the entire process of mining and mineral processing.

Keywords: Selective Blasting, Mine to Mill, Grade Engineering, Modified Kuz-Ram, Blastability, Genetic Algorithm, Python

INTRODUCTION

The main aim of blast design is to use explosive energy to break rock masses to sizes and shapes that can facilitate the subsequent operations (e.g., loading and hauling, crushing, and milling). Rock fragmentation by blasting is also a technique to reduce the overall cost of comminution and excavation in both surface and underground mining operations (Latham et al. 2006).

Even though considerable efforts have been devoted to accurately predicting the rock fragmentation by blasting, this subject is still a challenging issue in rock engineering. One of the main reasons is that there are numerous factors affecting the outcomes of rock blasting. In particular, the in-situ characteristics of a rock mass plays a dominant role in the mechanisms of fragmentation. Precise

characterisation of rock masses prior to blasting operation is, however, hardly conducted in practice (Da Gama 1983; Hamdi and du Mouza 2005; Konya and Walter 1990). De Gama (1995) classified the effective factors as follows (see Table 1).

Table 1. Effective parameters in rock blasting design (Da Gama 1995)

No	Parameters	Description
1	Explosive parameters	Detonation pressure, available energy, gas volume and density
2	Charge loading parameters	Charge dimensions (diameter and length), type and point of initiation, stemming, de-coupling, and timing
3	Rock mass characteristics	Density, propagation velocities, compression and tensile strength, energy absorption, variability and structures
4	Site related factors	The number of free faces, and the existence of water

Table 1 shows that there are several effective parameters in rock fragmentation. There is still a high level of uncertainty associated with the role of a few of these parameters. Further fundamental research is, therefore, needed to reduce the excessive empiricism that exists in rock blast engineering (Da Gama 1996; Hamdi and du Mouza 2005; Hamdi et al. 2010).

Blasting may also be considered as the first stage of rock fragmentation and comminution in mining operation. It is usually followed by the mechanical crushing and grinding of minerals that further reduce the dimensions of rock particles. Blasting outcomes, therefore, directly influence the costs of subsequent stages such as loading, haulage and other mechanical comminutions (Da Gama 1996).

There is normally an upper size limit for the particles generated by blasting that should be considered when a blast pattern is designed to feed rock particles into the crushers. If the sizes of broken rocks exceed this limit of crushers, secondary blasting should be undertaken to reduce the sizes of particles. However, secondary blasting is normally expensive, and time consuming. Secondary blasting may also have some undesirable consequences. It can especially cause some environmental issues (e.g., air blast, and flyrock). In practice, the absence of secondary blasting may be considered as a measure of blast efficiency (Da Gama 1995). With grade engineering sieving may reduce the crusher demand by removing coarse waste.

Mining engineers need to use reliable techniques to equate the outcomes of blasting operations with their attributes (e.g., explosive type, rock mass characteristics and drilling patterns). Developing models that can be used for the prediction of rock fragmentation in general cases (e.g., diverse rock mass and design conditions) is, therefore, highly desirable for mining and process engineers. Empirical/semi-empirical models are widely used in practice to predict the blast fragmentation (Cunningham 2005; Ouchterlony 2005). However, when empirical rock fragmentation models are used, normally, several adjustments are needed to comply with reality. Such adjustments should be applied based on precise field observations and monitoring to achieve reliable outcomes. The results of rock fragmentation models also highly depend on the input parameters. It is, therefore, necessary to assure the accuracy of the collected data which are used as input parameters. It is also noted that conventional fragmentation models consider the entire blast block as a uniform material and so do not properly account the distribution of the geotechnical and geological parameters of rocks. Therefore, considering the importance of blast fragmentation in mining, the main scope of this research is to develop a more comprehensive approach to optimise the design of blast patterns according to the spatial distribution of

the grade and the geotechnical parameters in a blast block (or bench). Python programming is used to implement the Genetic Algorithm, GA, for the optimisation of the blast patterns. The conventional rock blast theories are combined with a metaheuristic approach to optimise the design of blast patterns according to the distribution of the grade and rock mechanical parameters. Details of this approach are explained in this paper.

THEORIES OF ROCK FRAGMENTATION BY BLASTING

When a cylindrical charge is fired in a blasthole, detonation quickly travels in the charge column from the primer. This generates an extremely high stress wave transfer into the surrounding rock mass (Jimeno et al. 1995). Figure 1 shows the schematic cross sections of a rock mass surrounding a cylindrical charge. The surrounding rock mass is fractured due to the propagation of shock waves. The degree of fracturing decreases as a function of distance from the charge centre. Generally, the area around a blasthole may be divided into five different zones including 1: Crushed zone, 2: Severely fractured zone, 3: Moderately fractured zone, 4: Least fractured zone, and, 5: Undamaged Rock (See Figure 1).

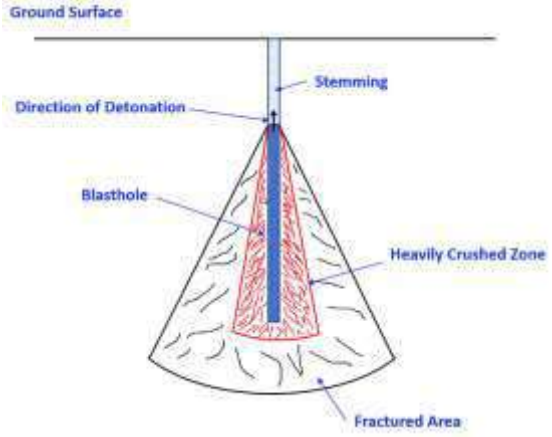


Figure 1. The breakage of rock mass around a blasthole

When a charge is detonated in a blasthole, the generated shock wave, with extremely high pressure, propagates through the surrounding rock mass. The pressure and temperature are high enough to crush and pulverise a part of the rock around the blasthole (see **Figure 2**). As the shock wave propagate, its energy is quickly attenuated due to the plastic deformation of rock materials and the existence of discontinuities. The propagation of shock wave produces a number of cracks in the area outside the crushed zone (Rathore and Bhandari 2007).

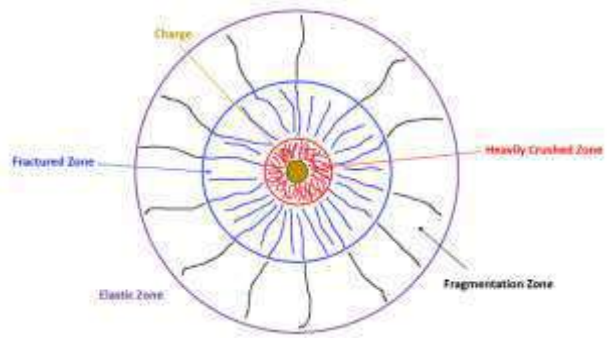


Figure 2. Rock fragmentation zones (adopted and modified from Esen et al, 2003)

When the compressive stress waves reach a free surface in the bench face, they are reflected and returned into the burden in the form of tensile waves. Since, normally, rocks are weaker in tension than compression, the reflected tensile waves extensively fracture the burden. Reflected waves also result in spalling of the rock in the free surface. As the reflected waves travel through the jointed and damaged burden, their energy is sharply dissipated (Jimeno et al. 1995; Konya and Walter 1990).

To achieve a proper degree of fragmentation, it is required to accurately design the burden. Relevant research has shown that a minor part of the explosive compression wave energy is used for the development of cracks (approximately 3%) (Hamdi et al. 2007). Stress waves also results in very fine materials around the blasthole and coarse fragments far from the charge, especially if the burden is large and the energy of the reflected waves is not enough to break the rocks. Therefore, a non-uniform fragmentation may be achieved which is not desirable for the downstream operations (e.g. mechanical crushing and milling). The main role of compression waves is to generate and/or enlarge the pre-existing cracks. Then, gas products of explosives then penetrate these cracks. This process together with the reflected tensile waves lead to the fragmentation of rocks. In other words, the stress wave propagation is subsequently followed by the rapid expansion of the gaseous products of explosives in the blasthole. These gases lead to the flexural or bending of burden. Gases also penetrate the radial cracks formed in the previous stage and complete the procedure of fragmentation.

ROCK FRAGMENTATION PREDICTION MODELS

Various models have been proposed to predict the Particle Size Distribution, PSD, of fragments achieved from blasting. A good review of the available models for predicting the PSD in rock blasting can be found in the relevant literature (Latham et al. 2006; Ouchterlony 2003). Such models may be classified into two broad camps (Cunningham 2005):

Empirical models: These models infer finer fragmentation from higher energy input.

Mechanistic modelling: The physics of detonation and the procedure of energy propagation into the surrounding rocks are considered in these models.

Although mechanistic models have resulted in a better understanding of the procedure of rock fragmentation, it is still challenging to use such approaches for everyday blast design. Therefore, there is still a tendency to use refined empirical approaches in the prediction of rock fragmentation (Cunningham 2005). In this study we use the Modified Kuz-Ram model for predicting the fragmentation of rocks. This model is briefly explained in this section.

Kuz-Ram Model

Cunningham (1983) combined Kuznetsova's empirical equation (Kuznetsov 1973) and the Rosin-Rammler distribution model (Rosin and Rammler 1933) to develop an approach for predicting the PSD achieved in rock fragmentation. This approach, which is known as the Kuz-Ram model, is indeed one of the most widely used techniques for predicting the PSDs in rock fragmentation. The basic strength of the model is that the input data can easily be gathered. It also directly relates the blast design parameters to the outcomes of the rock fragmentation (Cunningham 2005). The adopted Rosin-Rammler equation is shown by (Cunningham 2005):

$$R(x) = \exp[-0.693\left(\frac{x}{x_m}\right)^n] \quad (1)$$

where x_m is the mean particle size in the muckpile and is computed as (Cunningham 1983):

$$x_m = A(q)^{-0.8} Q_e^{\frac{1}{6}} (\frac{115}{RWS})^{\frac{19}{30}} \quad (2)$$

where Q_e is the mass of charge being used and *RWS* is the Relative Weight Strength of the explosive (ANFO = 100), as the relative weight strength of TNT = 115. *q* is the powder factor (kg) and is defined as the explosive required to break 1 m^3 of the rock mass.

Cunningham (2005) stated that the rock factor, *A*, varies between 0.8 to 22 depending on the hardness and the structures of the rock mass. In this study, we used the approach proposed by Scott and Onederra (2015) to estimate the Kuz-Ram rock factor, *A*.

A = 11.5 × (Strength Factor × Structure Factor × Density Factor)-1 (3)

The strength factor, f_s, density factor, f_d, and rock structure factor, f_{st}, can be estimated by:

$$f_s = 0.0549 \times \sigma_c^{0.5315} \quad (4)$$

$$f_d = 0.0371 \times \rho_r^2 - 0.0512\rho_r + 0.9172 \quad (5)$$

$$f_{st} = -0.064Ln(f_f) + 0.9819 \quad (6)$$

where σ_c is the rock strength (MPa), ρ_r is the density of rock in ton/m^3, and f_f is the fracture frequency in the rock mass. The diagrams of strength factor, density factor and structure factor are shown in Figure 3.

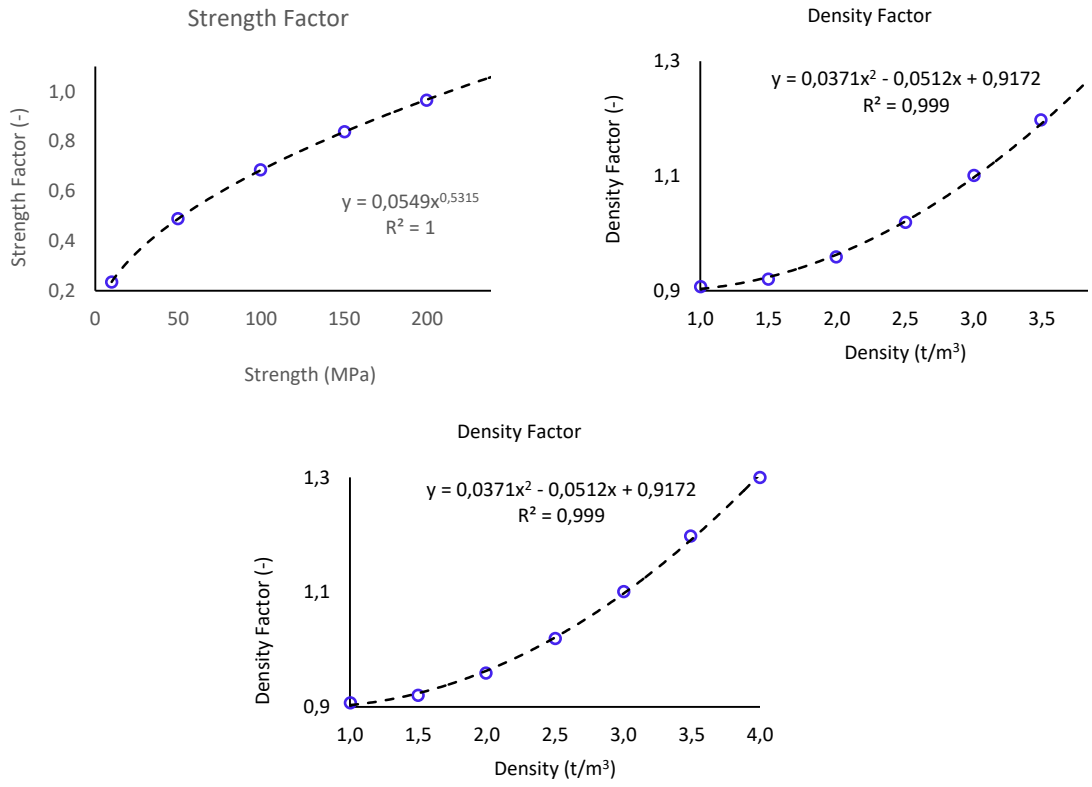


Figure 3. Diagrams of strength, density, and structure factors (Courtesy of Scott and Onederra, 2015)

Relevant studies have also shown that the parameter uniformity index '*n*' of the particle size distribution plays a critical role on the shape of PSD curves (Cunningham 1996). Cunningham (1996) stated that '*n*' usually varies between 0.75 and 1.5. *n*-values less than 0.75 attribute to muckpiles consisting of dust and boulders while in excess of 2.0 the sizing is very uniform. Cunningham (2005) also proposed an empirical equation to approximate the value of *n* based on blast design parameters:

$$n = (2.2 - 14\frac{B}{D_b}) \times (1 - \frac{SD_{bh}}{B}) \times \left(1 + 0.5\frac{S}{B}\right)^{0.5} \times (\frac{|L_b - L_c|}{L_b + L_c} + 0.1)^{0.1} \times \frac{L}{H} \quad (7)$$

In this equation, B, and D_b are burden and borehole diameter (m), respectively. SD_{bh} is the standard deviation of drilling accuracy in (m). S/B is the spacing to burden ratio, L is the charge length (m), L_b and L_c are the bottom and column charge lengths in m, respectively. H also denotes the bench height (Cunningham 2005).

Modified Kuz-Ram Model

Previous studies showed that the original Kuz-Ram model fails to accurately predict the proportion of fines generated in blasting (Djordjevic 1999). In other words, it is assumed that the mechanisms of fragmentation in the heavily crushed zone and the fracture zone are different. Therefore, the heavily crushed zone is considered as the main source of fines in the muck pile. Since the milling efficiency increases significantly if the comminution is already performed in the blast, it is vital to be able to predict the percentage of fines. Djordjevic (1999) augmented the Kuz-Ram model to incorporate different mechanisms of fragmentation in the prediction of PSDs:

$$P = f_{cz}P_1 + (1 - f_{cz})P_2 = 100\left[1 - f_{cz}\exp\left[-0.693\left(\frac{x}{x_{c1}}\right)^{n1}\right] - (1 - f_{cz})\exp\left[-0.693\left(\frac{x}{x_{c2}}\right)^{n2}\right]\right] \quad (8)$$

where x_{c1} and x_{c2} are the characteristic sizes and n_1 and n_2 are the uniformity indexes. It may be assumed that the characteristic size and the uniformity index obtained by Cunningham's approach describe the particle size distribution in Djorjevic's model. Therefore, $x_{c1} = x_{c2} = x_m$ and $n_1 = n_2 = n$ (Djordjevic 1999). Additionally, parameter f_{cz} shows the proportion of fines in the muckpile and is defined as:

$$f_{cz} = \frac{V_{cz}}{V_t} \quad (9)$$

where V_{cz} is the volume of the crushed zone around blastholes and V_t is the total volume of the broken rocks.

Although Djorjevic's model improved the prediction of fines, the outcomes have not been satisfactory. Therefore, Onederra et al. (2004) proposed a new mathematical technique to more precisely estimate the volume of the crushed and highly fractured zones which are formed due to compressive and shear failure around a blasthole and radial cracks. This is done through the modification of the parameter f_{cz} :

$$f_{cz} = \frac{V_{cz} + V_{fz}}{V_t} \quad (10)$$

where V_{cz} shows the volume of the fines in the crushed zone and V_{fz} shows volume of the fines bounded in between the surfaces of the main fractures. The approach proposed by Esen et al. (2003) was used to approximate the radius of the crushed zone around the blastholes:

$$r_{cz} = 0.812r_b \times CZI^{0.219} \quad (11)$$

where CZI is the crushed zone index and can be estimated by:

$$CZI = \frac{P_b^3}{(2 \times G_d \times \sigma_c^2)} \quad (12)$$

$$G_d = \frac{E_d}{2(1 + \upsilon_d)} \quad (13)$$

where G_d and v_d are the dynamic shear modulus and the dynamic Poisson's ratio of the rock masses respectively. In addition, P_b is the borehole pressure. Persson et al. (1993) reported the following expression for the appraisal of the blasthole pressure:

$$P_b = \frac{\rho_e V_d^2}{8} \quad (14)$$

where ρ_e is the density of the charge and V_d is the detonation velocity of the charge.

If the rock dynamic Young's or shear modulus, E_d, or , G_d, are not available, the following relation can be used to estimate E_d based on the static Young's modulus of rocks, E_s (Esen et al. 2003):

$$Log\ (E_d) \approx 1.30(Log(E_s) - 0.77Log(\gamma) - 0.02) \quad (15)$$

Dynamic Poisson's ratio may also be estimated based on the velocities of p- and s-waves in a rock (Jimeno et al. 1995):

$$\upsilon_d = \left(\left(\frac{c_p}{c_s}\right)^2 - 2\right) \Big/ \left(2\left(\frac{c_p}{c_s}\right)^2 - 1\right) \quad (16)$$

The volume of the crushed zone around the blasthole is, therefore, computed as:

$$V_{cz} = \pi(r_{cz}^2 - r_b^2) \times H_b \quad (17)$$

where r_b and r_{cz} are the radius of the blasthole and the crushed zone, respectively. H_b also denotes the bench height.

To estimate the volume contribution to fines from breakage (major radial cracks), V_{fz}, Onederra et al. (2004) assumed that V_{fz} is proportional to the volume of the fine materials bounded by major fissures around the blasthole (see
Figure 4).

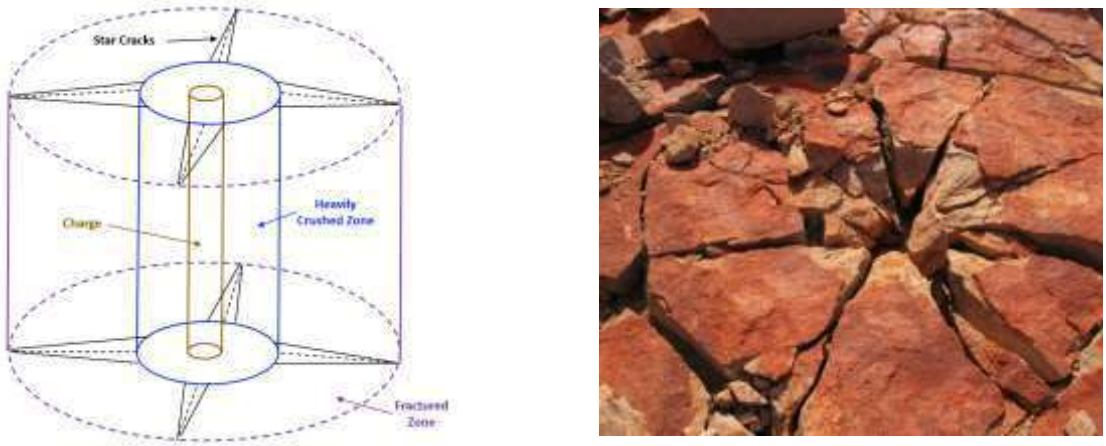


Figure 4. a – Schematic view of crushed zone around a blasthole (adopted and modified from Onederra et al., 2004) and b - typical rock breakage by blasting (Image Courtesy of Blast Management International www.blastmanagement.com.au)

The modified uniformity index, n_1, may also be estimated as (Onederra et al. 2004):

$$n_1 = \frac{Ln(Ln(1 - f_{cz})/-0.693)}{Ln(1/x_{50})} \quad (18)$$

The number of major fractures around a blasthole, n_{mf}, is also computed as (Onederra et al. 2004):

$$n_{mf} = \varepsilon_b\left(\frac{P_b}{\sigma_{td}}\right) \quad (19)$$

where ε_b is the strain in the borehole and σ_{td} is the dynamic tensile strength and is normally 3 to 8 times the static value (Onederra et al. 2004; Silva et al. 2018).

$$\varepsilon_b = \frac{(1-\upsilon_d)P_b}{2(1-2\upsilon_d)\rho_r c_p^2 + 3(1-\upsilon_d)\gamma P_b} \quad (20)$$

where c_p is the speed of p-waves in the rock, υ_d is the dynamic Poisson's ratio and P_b is the blasthole pressure, ρ_r also shows the rock density and γ is the adiabatic constant of the explosion products (γ = 1.5).

The length of cracks outside of the crushed zone is, therefore, estimated as (Onederra et al. 2004):

$$l_f = r_{fz} - r_{cz} \quad (21)$$

$$l_f = r_b(\sigma_{td}/P_{b-eq})^{1/\theta} - r_{cz} \quad (22)$$

where Pb-eq is known as the equilibrium pressure and is the pressure experienced at the end of the crushed zone. Pb-eq may be computed by:

$$P_{b-eq} = P_b\left(\frac{r_{cz}}{r_b}\right)^{\theta} \quad (23)$$

In Eq. 23, θ is the pressure decay factor and can be estimated by:

$$\theta = -(0.0085E_d + 0.9955) \times \left(c_p/V_d\right)^{-0.33} \quad (24)$$

The volume of the crushed materials associated with the fracture zone is, therefore, approximated as:

$$V_{fz} \cong n_{mf} \times \left(\frac{2\pi \times r_{cz}}{n_{mf}}\right)\frac{l_f}{2} \times H = \pi \times r_{cz} \times l_f \times H \quad (25)$$

where n_{mf} is the number of radial cracks.

Bearing in mind the magnitudes of V_{cz} and V_{fz}, the parameters f_{cz} can be approximated by

$$f_{cz} = \frac{\pi\left(r_{cz}l_f + (r_{cz}^2 - r_b^2)\right)}{B \times S} \quad (26)$$

Alternatively, a crack tip angle of 2° may be considered and the area bounded in each arm of the star crack pattern around the blasthole can be computed based on trigonometric relations (La Rosa 2017).

All the above-mentioned equations were programmed in Python to prepare the engine required for predicting the PSD achieved by each individual blasthole.

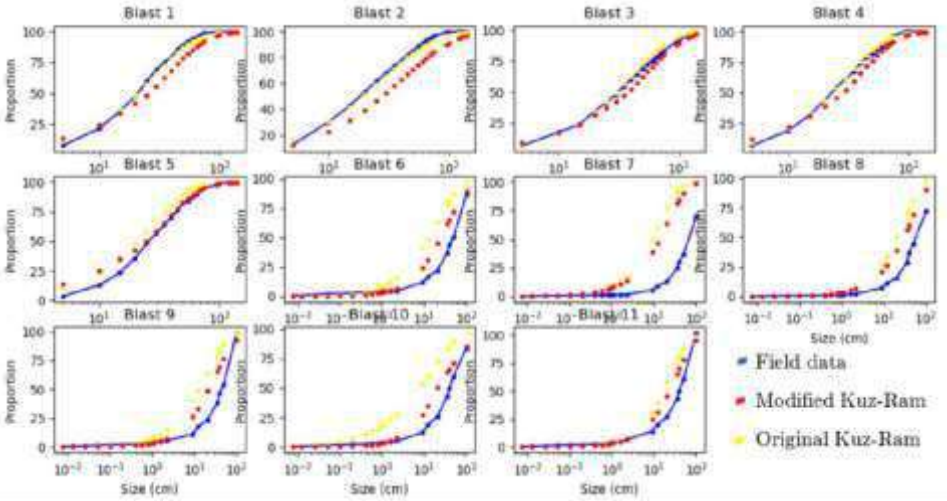
INTEGRATING BLASTING WITH MINE TO MILL AND GRADE ENGINEERING

Having finer fragmentation is normally desirable for mines. The reason is increased fines improves the productivity of the mine and reduces the energy requirement at crushers and mills. In other words, blasting outcomes noticeably influence the efficiency of the downstream operations, like loading, hauling, mechanical crushing and milling. Several investigations have been undertaken to show the importance of rock fragmentation in terms of the overall economy of mining operations (Kanchibotla 2003; Katsabanis et al. 2005; Orlandi and McKenzie 2006). Considerable efforts have, in particular, been devoted by Nielsen and co-workers to show the effects of rock fragmentation on the entire mining process (Nielsen 1983; Nielsen 1999; Nielsen and Lownds 1997).

Based on the current industry perception, declining feed grade is an inevitable consequence of ore deposit geology as well as mass mining technologies for mature mining operation (Walters 2016). Grade Engineering, GE, is a strategy to effectively deal with such problems. GE is one of the headline solutions proposed by CRC ORE (Cooperative Research Centre for Optimising Resource Extraction) to extract metals more efficiently by separating ore from waste before it goes to the energy and time consuming and costly comminution process (Keeney 2015; Walters 2016). The earlier the coarse separation occurs in the conventional dig and deliver mining cycle the higher the potential net value of removing uneconomic material (Keeney 2015). Differential blasting for grade by size and the natural preferential grade deportment by size are among the main GE levers developed by CRC ORE to deliver effective solutions for efficient open-pit mining. These techniques are used in this study and combined with the theories of conventional Drill and Blasting, D&B, and Mine to Mill, M2M, concepts to develop an innovative approach for efficient rock fragmentation.

SIMULATING BLAST OUTCOMES

The first step that was taken in the study was to build a Python program to simulate blasting outcomes of a given grid blast pattern in the form of a resultant PSD for a given set of input parameters, such as spacing, burden, explosive type, hole diameter and rock characteristics.



R^2 factor showing the performance of prediction

	Original	Modified
Blast 1 :	0.998	0.964
Blast 2 :	0.998	0.967
Blast 3 :	0.997	0.990
Blast 4 :	0.998	0.983
Blast 5 :	0.998	0.996
Blast 6 :	0.843	0.916
Blast 7 :	0.701	0.780
Blast 8 :	0.903	0.945
Blast 9 :	0.818	0.891
Blast 10 :	0.836	0.933
Blast 11 :	0.885	0.933
Average:	0.906	0.936

Figure 5. Verifying the fragmentation prediction engine against field data presented at Zagreba, 2003 and Svahn, 2003

Simulations of both the original and modified models were tested against experimental blasting data extracted from literature: full-scale blasts from (Zagreba 2003) and half-scale blasts from (Svahn 2003). These preliminary simulations (see Figure 5), confirmed that the modified Kuz-Ram model should be used, as it outperformed its original counterpart and had improved fines prediction. After

establishing a method of simulating blast outcomes for an open pit mine in the form of PSDs, the next step was to start the development of the differential blasting pattern.

Blast Zone Area Optimisation Using Genetic Algorithms

A genetic algorithm (GA) (Gen and Cheng 2000) was used to optimise the differential blast pattern, which optimises a population of individuals by creating offspring according to their fitness. An individual in this investigation is defined as a set of coordinates, representing blast hole positions. The fitness function takes these coordinates as the seeds of a Voronoi tessellation: the Voronoi tessellation is applied to the surface area and each resulting cell is defined as a discrete blast zone (which traditionally is defined by Burden ×Spacing). The required algorithm related to the Voronoi tessellation was extracted from the relevant references (Marbate and Gupta 2013; Velić et al. 2009).

To ensure that the running time of the GA remained within several hours, the discrete Voronoi chain (DVC) algorithm (Velić et al. 2009) was used instead of the standard Voronoi tessellation. While some level of accuracy was lost as a result, the time complexity reductions achieved made up for this disadvantage. The value extracted from each of these blast zones was modelled using the simple value function outline below.

$$Value\ (BZ) = M_r \times Passing_{\%} \times [V(M_u \times Grade_{100\%}) - Cost(M_u \times Grade_{100\%})] \quad (27)$$

The form of the value function is as above in Equation 27, where *Value*(*BZ*) is the value, in financial units, gained by processing the material accepted into the stream from a given blast zone *BZ*, M_r is the mass of rock blasted in kg, $Passing_{\%}$ is the percentage of rock passing the sieve, M_u is the metal upgrade, $Grade_{100\%}$ is the pre-separation grade of the blast zone, *V*(*Grade*) outputs a financial unit (e.g. dollar) value per kg of rock for the input *Grade* value, and *Cost*(*Grade*) outputs a financial unit cost of processing per kg of rock for the input *Grade* value. The value function shown in Eq. 27 was used for the optimisation of the blast patterns.

It is also noted that the metal upgrade, M_u, was expressed as in Equation 28. A Response Ranking, RR, characterising how the metal reports to finer particle sizes of 2 was chosen according to the relevant references for the purpose of this investigation (Carrasco et al. 2016). Metal upgrade is computed by:

$$Mu = RR/[1 + W \times (RR - 1)] \quad (28)$$

To calculate $Passing_{\%}$, an adapted version of the modified Kuz-Ram PSD simulator, as discussed earlier, was used as a companion program. The input parameter data required for the simulator, such as rock strength, rock density, and fracture frequency were synthesised for each 1 m by 1 m block. The distribution of the grade was also synthesised and a block model containing the distribution of the grade and the geotechnical parameters of rocks was provided as the input for the blast optimiser.

However, it is important to note that the *V*(*Grade*) and *Cost*(*Grade*) functions were modelled simplistically: the use of a more detailed and accurate model would require an investigation into the values gained and costs incurred at different stages of the downstream processes. The value and cost functions are as below in Equations 29 and 30. Function for value gained by processing 1 kg of rock with grade "***Grade***"

$$V(Grade) = Grade \quad (29)$$

Function for cost incurred by processing 1 kg of rock with grade "***Grade***"

$$If\ 0 \leq \text{Grade} \leq 0.25: \quad \text{cost(Grade)} = 0.5 \quad (30)$$

If 0.25 < Grade ≤ 1: cost(Grade) = -0.6 * Grade + 0.65

For both Equations 29 and 30, the domain is $0 \leq \text{Grade} \leq 1$. For Equation 29, the value gained per 1 kg of rock was equivalent to its ore grade value. For Equation 30, the cost incurred per 1 kg of rock was constant for waste and linearly decreasing for any valuable ore (with a grade value greater than 0.25). The values of these parameters, such as the rate of decreasing processing costs for high grade ore and the constant cost of processing waste, were chosen according to the relevant literature (Kanchibotla 2003; Katsabanis et al. 2005; Orlandi and McKenzie 2006). This simplification, in obtaining the cost data, is a limitation, but it is implemented to remain within the scope of this investigation and show a proof of concept.

Furthermore, the GA was implemented as a multi-objective optimisation such that the shape complexities of the blast zone polygons were minimised, as defined by the Fractal Dimension Index (FRAC) in Eq. 32 below; FRAC is a value between 1 and 2, where a value closer to 1 indicates a polygon with a simple perimeter, such as a square. This was to ensure that the blast zones produced by the GA better resembled real-life blast zones (such as the squares that model a grid blast pattern in conventional D&B operations), rather than jagged and complex blast zones. This was implemented by minimising the mean absolute error between the FRAC value of each polygon and 1, the desired FRAC value representing the simplest polygon, a square. Fractal Dimension Index is achived by:

$$FRAC = \frac{2\ln(0.25 perimeter_{polygon})}{\ln(area_{polygon})} \tag{32}$$

Due to data limitation, in this study, the proposed approach was implemented for the optimisation of blasting in a synthesised two-dimensional (2D) blast block, just to show the proof of concept. Note that the synthesised grade and geotechnical parameters were checked against real data to ensure that they are in reasonable ranges. The colours scheme for the visualisation was such that waste was a constant brown colour, while any valuable ore ranged from orange to yellow as the ore grade increased. Below in

Figure 6 is a typical results output by the optimisation program using the new objective function, along with the particle size distributions, PSD. The blue and red distributions correspond to high grade ore and waste rock respectively. It is clear that the pattern produced by the program has been optimised to allocate less area per hole to blast zones over high grade areas while allocating more area to holes in low grade and waste areas. As shown in

Figure 6 the high-grade PSDs are finer (shifted to the left), while the waste PSDs were generally coarser (shifted to the right). This enables sieving to remove the coarser waste and send a smaller percentage of rock to the plant.

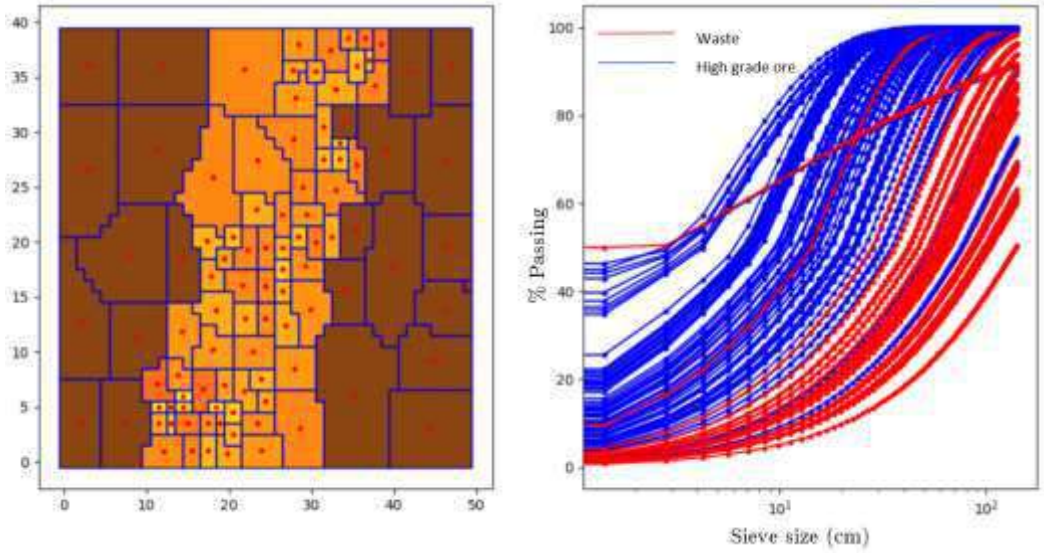


Figure 6. Differential blast pattern optimised using value function

However, it is also clear that there is some irregular behaviour. Firstly, there is a small 1m by 1m blast zone in the waste area to the right of the blast round, as is reflected by the single red PSD with a high percentage passing at a screen size of 1 cm; the shape of this PSD itself is irregular. This is clearly suboptimal and is likely the result of inaccurate modelling of the value and cost functions, and the arbitrary choice of Response Ranking.

Furthermore, the fines uniformity index, calculated as a part of the modified Kuz-Ram model, reaches negative values for blast zones with dimensions which are too small, such as 1 m by 1 m; this was worked around by setting a hard limit of 0 to the fines uniformity index, which likely further contributed to the inaccuracies of this optimisation process. It should also be noted that a limitation to this approach is that, despite the theoretical optimality of the solution according to the modelling methods chosen, the blast pattern may be infeasible to implement in practice. This is because it may be more difficult to drill an irregular pattern, as opposed to the traditional grid or staggered grid patterns with constant burden and spacing.

There are indeed numerous relevant parameters in rock fragmentation. Detailed investigation is required to understand the role of each factor on the outcomes of blast operations. The effects of rock mass characteristics and design parameters should particularly be identified to improve the rock fragmentation procedure.

CONCLUSION

An innovative approach based on the combination of the theories of conventional Drill and Blasting, D&B, Mine to Mill, M2M, and Grade Engineering, GE, was used in this study to optimise the selective blasting of rocks. Genetic Algorithm, GA, through Python programming was used for the optimisation process. The modified Kuz-Ram model proposed by Onederra et al. (2004) was implemented as a Python script to work as the main engine of the program and to predict the Particle Size Distribution, PSD, achieved by the firing of each individual blasthole. The blastability technique developed by Scott and Onederra (2015) was also utilised for computing the rock factor, *A*, needed in the Kuz-Ram model. Outcomes of this study showed that the integration of the conventional D&B, M2M and GE concepts can be an efficient approach for improving the performance of selective basting. It is, however, noted that a proper value model, which includes the effects of fragmentation on the downstream processes, is needed for the optimisation. The next stages of this study would be to

develop a precise value model for a better optimisation, to extend the model to three-dimensions (3D), and then to implement it for the optimisation of a real case study of bench blasting.

Acknowledgements

The authors gratefully acknowledge financial support from CSIRO and Mining3.

References

Carrasco C, Keeney L, Walters SG (2016) Development of a novel methodology to characterise preferential grade by size deportment and its operational significance Minerals Engineering 91:100-107

Cunningham C (1983) The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. Paper presented at the The First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, Sweden,

Cunningham C (1996) Lessons from the Compaphoto technique of fragmentation measurement. Paper presented at the Measurement of Blast Fragmentation, Montreal, Quebec, Canada,

Cunningham CVB (2005) The Kuz-Ram fragmentation model - 20 years on. Paper presented at the Brighton Conference Proceedings,

Da Gama CD (1995) A model for rock mass fragmentation by blasting. Paper presented at the The 8th ISRM Congress, Tokyo, Japan, 1995/1/1/

Da Gama CD (1996) The concept of rock mass fragmentability. Paper presented at the Proceedings of the Fragblast- 5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation, Montreal, Quebec, Canada,

Da Gama D Use of comminution theory to predict fragmentation of jointed rock masses subjected to blasting. In: Rustan A, Holmberg R (eds) Proceedings of the First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, Sweden, 1983. Lulea University of Technology, pp 565-579

Djordjevic N (1999) A two-component model of blast fragmentation. Paper presented at the Fragblast 6 - The 6th International Conference of Rock Fragmentation by Blasting, Johannesburg, South Africa,

Esen S, Onederra I, Bilgin HA (2003) Modelling the size of the crushed zone around a blasthole International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 40:485-495 doi:https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00018-2

Gen M, Cheng R (2000) Genetic algorithms and engineering optimization vol 7. John Wiley & Sons,

Hamdi E, du Mouza J (2005) The in situ rock mass characterization and its contribution to the blast comminution control. Paper presented at the Brighton Conference Proceedings 2005,

Hamdi E, Gasmi H, Romdhane NB (2010) Influence of rock mass discontinuity networks on the seismic response parameters. Paper presented at the Rock Fragmentation by Blasting, Madrid, Spain,

Hamdi E, Romdhane NB, du Mouza J, Le Cleach JM (2007) Fragmentation energy in rock blasting Geotech Geol Eng

Jimeno CL, Jimeno EL, Carcedo FJA (1995) Drilling and blasting of rock. A. A. Balkema, Rotterdam, The Netherlands

Kanchibotla SS (2003) Optimum blasting? Is it minimum cost per broken rock or maximum value per broken rock? International Journal of Rock Fragmentation by Blasting - Fragblast 7:35-48

Katsabanis PD, Gregersen S, Kunzel G, Pollanen M, Pelley C, Kelebek S (2005) Effects of blasting on damage and grindability of impacted rock CIM BULLETIN 1091:91

Keeney L (2015) Grade Engineering. CRCORE - Optimising Resource Extraction.

Konya CJ, Walter EJ (1990) Surface blasting design. Prentice Hall, Englewood Cliffs

Kuznetsov VM (1973) The mean diameter of the fragments formed by blasting rock Soviet Mining 9:144-148 doi:10.1007/bf02506177

La Rosa D (2017) The development of a new geometrical blast fragmentation model and its application to Grade Engineering. Paper presented at the The 2017 European Federation of Explosives Engineers, Stockholm, Sweden,

Latham JP, Van Meulen J, Dupray S (2006) Prediction of fragmentation and yield curves with reference to armourstone production Engineering Geology 87:60-74

Marbate P, Gupta R (2013) ortune's Method: An Efficient Method For Voronoi Diagram Construction International Journal of Advanced Research in Computer and Communication Engineering 2:4808-4814

Nielsen K Optimisation of open pit bench blasting. In: Proceedings first international symposium on rock fragmentation by blasting, 1983. pp 653-664

Nielsen K (1999) Economic effects of blasting on the crushing and grinding of ores Fragblast:251-256

Nielsen K, Lownds CM (1997) Enhancement of taconite crushing and grinding through primary blasting International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 34:226. e221-226. e214

Onederra I, Esen S, Jankovic A (2004) Estimation of fines generated by blasting–applications for the mining and quarrying industries Mining Technology 113:237-247

Orlandi C, McKenzie C The impact of blasting on the business of mining. In: Proceedings of eighth international symposium on rock fragmentation by blasting, Santiago, Chile, 2006. pp 20-26

Ouchterlony F (2003) Influence of blasting on the size distribution and properties of muckpile fragments, a state-of-the-art review. Swebrec, Luleå University of Technology, Lulea, Sweden

Ouchterlony F (2005) The Swebrec© function: linking fragmentation by blasting and crushing Mining Technology (Trans Inst Min Metall A) 114:A29-A44

Persson P-A, Holmberg R, Lee J (1993) Rock blasting and explosives engineering. CRC press, Roca Raton, London, New York, Washington DC

Rathore SS, Bhandari S (2007) Controlled fracture growth by blasting while protecting damages to remaining rock Rock Mech Rock Engng 40:317 - 326

Rosin P, Rammler E (1933) The laws governing the fineness of powdered coal Journal of the Institute of Fuel 7:29-36

Scott A, Onederra IA (2015) Characterising rock mass properties for fragmentation modelling. Paper presented at the The 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Sydney, NSW,

Silva J, Worsey T, Lusk B (2018) Practical assessment of rock damage due to blasting International Journal of Mining Science and Technology doi:https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.11.003

Svahn V (2003) Generation of fines in bench blasting. Department of Geology, Chalmers University of Technology,

Velić M, May D, Moresi L (2009) A fast robust algorithm for computing discrete voronoi diagrams Journal of Mathematical Modelling and Algorithms 8:343-355

Walters SG (2016) Driving Productivity by Increasing Feed Quality Through Application of Innovative Grade Engineering® Technologies. Paper presented at the International Mine Management 2016,

Zagreba SV (2003) Fragm: A blasting fragmentation model of rocks. West Virginia University

HİBRİT SİSTEM İSTİNAT YAPILARININ MADEN SAHALARINDA KULLANILMASI

USING OF HYBRID SYSTEM RETAINING WALLS IN MINING SITES

S. Kaymakcı [1,] *, D. Gundoğdu [1], C. Demirel [1]

[1] *Maccaferri Çevreci Mühendislik Çözümleri San. ve Tic. A.Ş., İstanbul*
*(*Sorumlu yazar: s.kaymakci@maccaferri.com)*

ÖZET

Teknolojinin gelişmesi ile birlikte tüm sektörlerde olduğu gibi inşaat sektöründe de inovatif malzemelerin kullanım alanları artmış; değişen ve gelişen yapılar nedeniyle klasik yöntemlerin haricinde çözümler üretilmeye başlanmıştır. Pek çok mühendislik yapısının tasarımında kullanılan esnek yapılar olan hibrit sistemler, son yıllarda maden sahalarındaki kırıcı duvar üniteleri olarak kullanılmaya başlanmıştır. Bu sistemlerin esnek yapıda olmaları, özellikle deprem kuvvetlerine karşı performanslarını ve tekrarlı yüklemeler karşısında yapıların servis ömrünü artırmaktadır. Bu bildiri kapsamında maden sahalarındaki hibrit sistem istinat yapıları ve bu yapıların çalışma prensipleri üzerinde durulmuş; hibrit sistemlerin tasarım detayları ve bu sistemlerin bağlı bulundukları standartlar irdelenmiştir. Uygulaması yapılmış olan sistemler, bildiri kapsamında vaka analizi olarak sunulmuştur.

Anahtar Sözcükler: Hibrit sistem, istinat duvarı, esnek sistemler, kırıcı duvarı, maden sahaları

ABSTRACT

With the development of technology, the usage areas of innovative materials have increased in civil engineering sector as in all sectors. Because of the changing and developing structures, solutions have been started to be produced besides classical methods. Hybrid systems, which are the flexible structures used in the design of many engineering structures, have started to be used as crushing wall units in mining areas in recent years. The flexibility of these systems increases their performance and the service life of the buildings against earthquake forces and the repeated loads. In this paper, hybrid system retaining structures in mining sites and working principles of these structures are emphasized; design details of hybrid systems and the standards in which these systems are connected are examined. Applied systems are presented as case studies within the scope of the paper.

Key words: Hybrid system, retaining wall, flexible systems, crusher wall, mining sites

GİRİŞ

Dünya üzerinde hızlı bir şekilde gelişen inovasyon süreci, pek çok sektörde kendine yer edinebildiği gibi inşaat mühendisliğinin alt yapı sektöründe de bu gelişim sürecine girmiştir. İnovasyon denilince akla ilk gelen tanımlar; yenilenmek, yenilik ve ihtiyaca cevap vermek olarak tanımlanabilmektedir. Sektörlerde teknolojinin gelişimiyle ortaya çıkan yeni ürünlerin gelişim süreci de ihtiyaca cevap verebilmek ve bunun yanında çevre korunmasına katkı sağlayabilmektir. Her ne kadar inovatif malzemeler olarak görülseler de geosentetik ürünlerin (geogrid, geotekstil, geomembran, drenaj kompoziti, geomat) inşaat sektöründe kullanımı uzun yıllara dayanmaktadır. 1960' lı yıllardan beri dünya çapında olmakla birlikte 1980' li yıllardan beri de yaygın olarak ülkemizde bu ürünler kendilerine kullanım alanları bulmaktadırlar (Özçelik, H., Gamberini, D., Pezzano, P. and Rimoldi. P., 2014).

Sektörde hibrit sistemler olarak isimlendirilen geosentetik donatılı istinat duvarlarının en yaygın kullanıldığı alanların başında karayolları ve demiryolları gelmekle birlikte son 5-10 yıldır maden sahalarında da bu sistemler yaygın olarak kullanılmaya başlanmıştır. Özellikle maden sahalarındaki servis yollarının yapımında, tesis ünitelerinin rampalarının yapımında ve yükleme ünitelerinin platformlarında klasik yöntemlere göre (betonarme duvar, dolgu platformlar) daha ekonomik ve hızlı çözümler üretilebilmektedir. Açık ocak maden sahalarındaki belki de en önemli problemlerin başında olan açılan yarmalardaki şev stabilitesi problemlerinde de yine bu sistemlerle hızlı bir çözüm üretilebilmektedir.

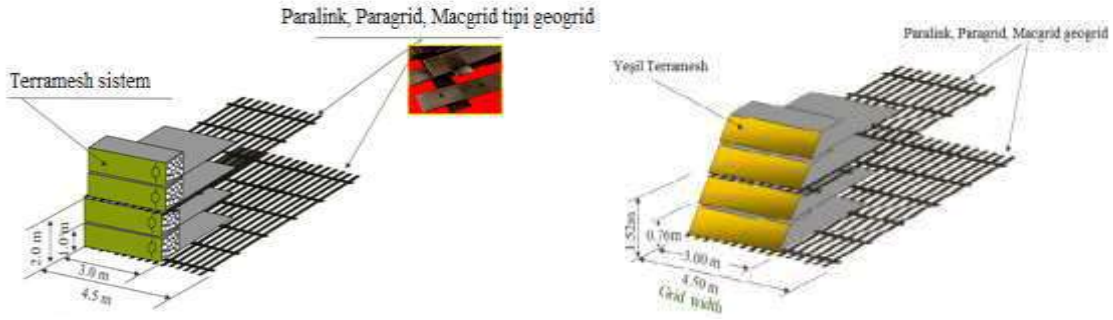
HİBRİT SİSTEM İSTİNAT YAPILARI VE ÖZELLİKLERİ

Esnek sistem istinat yapıları olarak da tanımlanan geosentetik donatılı istinat yapıları, 1960' lı yıllardan itibaren dünya genelinde kullanılmaya başlanmış; Kobe depremi olarak da bilinen Büyük Hanşin Depremi'nden (1995) sonra özellikle kullanım alanları artmıştır. Klasik yöntemlere göre deprem anındaki performansları daha yüksek olduğu için betonarme duvarlarda karşılaşılan çatlama, kırılma ve hatta göçme olayları bu duvar sistemlerinde yaşanmamaktadır. Yapılan imalatların servis ömrü düşünüldüğünde bu sistemlerin tercih edilmelerindeki en etkili etmen olmaktadır.

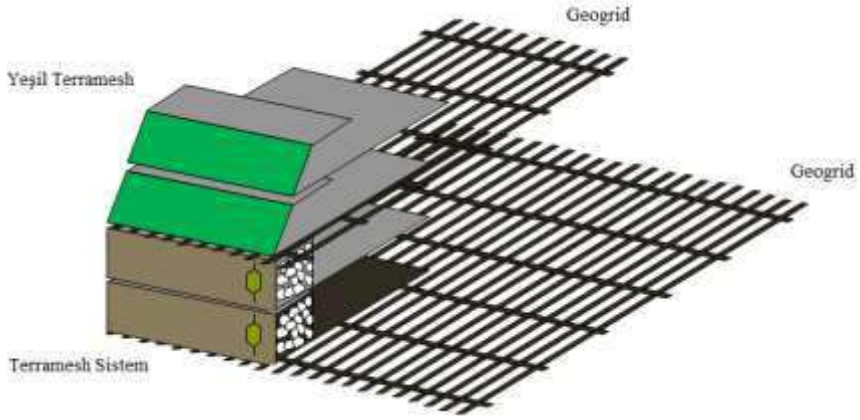
Hibrit sistem olarak tasarımlandırılan ve uygulamaları yapılan istinat duvarlarında ön yüz elemanları çeşitlilik arz etmekle birlikte, sahadaki koşullara göre de seçilebilmektedir. Son yıllarda mühendislik yapılarındaki tasarımlarda mimari görünümler de önem kazandığından, bu yapılarla birlikte mimari kaygılar da giderilmiş olmaktadır. Hibrit sistem istinat yapılarında klasik yöntem beton görünümünden ziyade taş görünümlü (Terramesh Sistem) ve yeşil görünümlü (Yeşil Terramesh) yapılar da yapılabilmekte, böylelikle özellikle işletmesi tamamlanmış olan maden sahalarındaki rehabilitasyon sürecine de ayak uydurabilen sistemler en başından yapılabilmektedir.

Terramesh Sistem ve Yeşil Terramesh Duvarlar

Terramesh Sistem ve Yeşil Terramesh duvarlar, ön yüzü taş ve yeşil görünümlü olan modüler sistemler olup; sektörde dikey alın yapısı ve eğimli alın yapısı bilinen sistemlerdir (Şekil 1). Baz malzemeleri aynı olan sistemler, gerekmesi durumunda birlikte kullanılabilirler (Şekil 2).



Şekil 1. Terramesh sistem ve Yeşil Terramesh modül yapıları



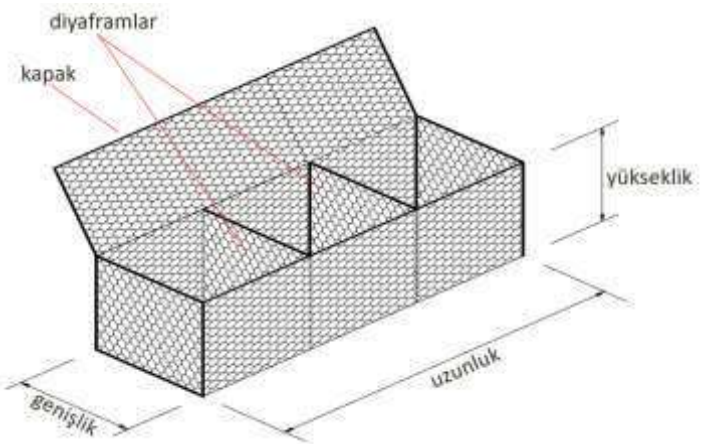
Şekil 2. İki sistemi birlikte kullanılması

Yüksek şevlerde ve/veya önem derecesi yüksek yapılarda Terramesh sistem ve Yeşil Terramesh modülleri ile çekmeye çalışan yüksek performanslı geogridler (Paralink, Paragrid, Macgrid) birlikte kullanılarak yüksek performanslı yapılar tasarlanıp uygulanabilmektedir. Fabrikada hazırlanıp balyalar halinde sahaya nakliyeleri yapılan bu modüler sistem üniteleri, çift bükümlü çelik tel ağ ünitelerden oluşurlar. Bu hegzagonal yapıdan oluşan Terramesh sistem ve Yeşil Terramesh modülleri, ara bölmeler ile (diyafram) bölümlere ayrılıp; daha stabil bir hal alırlar.

Üniteler, üretim sırasında kapak kısımlarından ikincil donatı görevi de gören kuyruk kısımlarına kadar yekpare olarak imal edilirler. Terramesh sistem ve Yeşil Terramesh üniteleri, TS EN 10223:3:2014 standardına göre üretilip, standart uzunluklarda tedarik edilirler ve sahada ayrıca kesme ve bükme işlemine gerek duymazlar. Sahada modüllerin montajının ardından, ön yüzdeki kafes kısmı uygun nitelikteki gabion taş dolgusu (Terramesh Sistem) veya bitkisel toprak (Yeşil Terramesh) ile doldurulur ve projesine göre uygun mukavemetlerdeki ve uzunluklardaki geogridler ile kombine edilerek uygulanırlar. Bu sistemler geogridler ile geri dolgu malzemesi arasındaki aderansa göre çalışırlar. Terramesh Sistem ve Yeşil Terramesh modülleri, uzun dönem servis ömrüne sahip malzemeler olduğundan 120 yıla varan tasarımları yapılabilmektedir.

Gabion Duvarlar

Ağırlık tipi istinat yapıları sınıfına giren gabion duvarlar, çift bükümlü çelik tel ağ malzemesinden oluşturulan modüler sistemlerdir (Şekil 3).



Şekil 3. Gabion duvar modülü

Terramesh sistem duvarlarda olduğu gibi ön yüzü taş görünümlü olan bu duvar sistemlerinde geogrid malzemesi kullanılmamakta, doğrudan kendi ağırlığı ile bir yeri destekleme üzerine çalışan sistemlerdir. TS EN 10223-3:2014 standardına göre üretimleri yapılan gabion duvarlar; ön yüzüne barbakan yapılmasına gerek olmadan kendinden drenajlı sistemlerdir. Bu özellikleri sayesinde hem yer altı suyu olan alanlarda klasik sistemlere göre avantaj sağlamakta hem de servis ömürleri daha uzun olmaktadır.

MADEN SAHALARINDA İSTİNAT DUVARLARININ YERİ

Pek çok sektörde olduğu gibi maden sahalarında da hibrit sistem istinat duvarlarının kullanım alanları artmıştır. Özellikle açık ocak madenlerinde şev stabilitesi problemlerinin yaşandığı alanlarda topuk yapısı olarak, saha içi servis yollarında dolgu duvarları olarak, yapılması düşünülen tesislerin rampa duvarlarında ve tesis ünite duvarları (Şekil 4) olarak sıklıkla kullanılmaktadırlar (Isola, M., Loux, T.A. and Scotto, M., 2016).

Şekil 4. Kırıcı ünitesi duvarı (Maccaferri Marikana, Platin Madeni)

Tesis duvarları olarak kullanılan esnek sistem istinat duvarları ile betonarme duvar ile çıkılamayacak yüksekliklerde duvarların tasarımı ve uygulamaları yapılabilir. 10.00m yüksekliklerden sonra hem maliyet hem de tasarımsal olarak feasible olmayan betonarme duvarlar yerine esnek sistem istinat duvarları ile istenilen yüksekliklerde ve mimarilerde tasarım ve uygulamalar yapılabilmektedir. Özellikle deprem kuşağında yer alan ülkemizde deprem koşullarında tam performans sergileyen esnek sistem istinat duvarları ile servis ömrü uzun yapılar imal edilebilmektedir (Şekil 5).

Şekil 5. Kırıcı ünitesi duvarı (Dyer Quarry, Birdsboro, Pensilvanya)

Özellikle yükleme rampası tasarımlarında, tekrarlı yüklemelerde ve üniteye malzeme boşaltma kısmında araç darbesine karşı tasarımları gerçekleştirilen bu yapılar ile klasik yöntemlere göre daha hızlı ve ekonomik yapılar yapılabilmektedir. Bu yapıların imalatında kullanılacak olan geogrid malzemeler tasarım standardına uygun olan her tür dolgu ile imal edilebilmektedirler. Özellikle sahadan hafredilen bir kazı malzemesi varsa ve bu kazı malzemesi istenilen dolgu kriterlerini sağlıyorsa, malzemenin döküm sahasına atılması da önlenmiş olduğundan ayrıca ekonomik sonuçlar oluşmasına katkı sağlamaktadır.

Maden sahalarında ilk yapılan imalatların başında gelen saha içi servis yolları; saha alanının verimli kullanılması, kamulaştırma alanı sorunları, ağır şantiye araç yükleri ve ekonomik malzeme kullanımı açısından her daim sorun teşkil eden kısımlardır. Klasik yöntemler olan betonarme ya da şevli dolgu servis yolları platform yüksekliği arttıkça tasarımsal sorunlar çıkarmakta ve ekonomik bir tasarımdan uzaklaşmaktadır. Hibrit sistem istinat duvarları ile yapılan servis yollarında dik ya da eğimli duvarlar yapılarak kamulaştırma sorunlarına çözüm bulunabilmektedir (Şekil 6).

Şekil 6. Terramesh sistem ile yapılmış servis yolu (Mina Yauricocha, İtalya)

MADEN SAHALARINDA UYGULANAN PROJELERDEN VAKA ANALİZLERİ

Dünya genelinde ve Türkiye içerisindeki açık ocak maden sahalarında tahmin edildiğinden daha fazla hibrit sistemler ile çalışmalar yapılmaktadır. Özellikle saha kullanım alanlarının kısıtlı olduğu durumlar, birden fazla amaca yönelik çalışması gereken sistemlere ihtiyaç duyulduğunda ve imalat hızı ve kolaylığı düşünüldüğünde sahada farklı alanlarda hibrit sistemler ile imalatlar yapılabilmektedir.

Özellikle dünya çapında maden sahalarında bu sistemlerin tercih edilebilirliği çok daha yaygın olmakta ve saha içerisinde pek çok alanda kullanımları olmaktadır. Depolama alanlarındaki sedde imalatlarında, özellikle problemli ve taban genişliği kısıtlı olan alanlarda hibrit sistemler sıklıkla kullanılmaktadır (Şekil 7).

Şekil 7. Depolama sahası şev topuk yapısı (Officine Maccaferri Mina Goldex Peru)

Saha servis içi yollardaki kullanım alanları her türlü çevre şartlarına uyum sağlayacak şekilde dizayn edilebilmektedir. Özellikle su ile doğrudan temas edecek olan yapılarda kullanılacak malzemeler %95 Zn - %5 Al alaşım üzeri PVC ve/veya %90 Zn - %10 Al alaşım üzeri PVC kaplama ile korozyona karşı koruma altına alınmaktadır. Bu şekilde yapının da servis ömrü 100 yıl üzeri olarak tasarlanabilmektedir. Şekil 8' de bu şekilde tasarlanmış ve uygulaması yapılmış olan bir vaka analizi görülebilmektedir.

Şekil 8. Saha içi servis yolu (Mina Yauricocha –Peru)

Sadece maden sahalarının servis içi yolları değil, maden sahalarına ulaşım yollarında da bu sistemler tercih edilebilmektedir (Şekil 9).

Şekil 9. Geçiş yolları (Yanacocha Madeni, Peru)

Dünya çapında olduğu gibi Türkiye içerisindeki maden sahalarında da son 5 yıl içerisinde bu tip sistemlerin kullanılabilirliği artmış, özellikle yapı servis ömrü ve deprem performansları ile öne çıkmaktadırlar. Şekil 10' da Erzincan ilinde yapılmış olan altın madenindeki kırıcı ünite duvarı imalatı görülebilmektedir.

Şekil 10. Terramesh sistem ile kırıcı ünitesi duvarı (Maccaferri Türkiye – Anagold Erzincan Çöpler Altın Madeni)

İzmir bölgesinde imalatları yapılan altın madenindeki şev alanında hem tesise alan kazandırmak hem de şeve topuk yapısı olma amaçlı Terramesh sistem istinat duvarı imalatı yapılmıştır (Şekil 11). Bu

imalat ile istenilen şekilde kademeli duvarlar yapılabilir, kademeler arasında istenilen peyzaj alanları da oluşturulabilmektedir.

Şekil 11. Tesis alanı duvar imalatı (Maccaferri Türkiye– Tüprag Efemçukuru Altın Madeni)

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Teknolojinin gelişmesi ile birlikte inovatif malzemelerin kullanım alanlarındaki artış; ihtiyaç duyulan sektörlerde klasik yöntemlere alternatif yöntemler doğurmuş ve performans, iş süresi, ekonomiklik ve kolay uygulanabilirlik bu sistemlerin kullanım alanlarını artırmıştır. Günümüzde hibrit sistemler olarak da bilinen geosentetik donatılı duvarların kullanımları maden sahalarında da artış göstermekte ve klasik yöntemlere göre daha iyi performanslar alınabilmektedir. Bu bildiri kapsamında hibrit sistemlerin maden sahalarındaki kullanım alanları, hibrit sistem avantajları ve dünya genelindeki ve ülkemiz içerisindeki uygulamalardan örnekler verilerek örneklemeye çalışılmıştır.

KAYNAKLAR

Özçelik, H., Gamberini, D., Pezzano, P. and Rimoldi. P. (2014) Geogrid and double twist steel mesh reinforced soil walls subjected to high loads in a seismic area. 10ICG, 10th International Conference on Geosynthetics, 21-25 September 2014, Berlin Germany, Paper No:10

Isola, M., Loux, T.A. and Scotto, M. (2016). Case study of a MSE crusher wall in Pennsylvania, GeoAmericas 2016, 3rd Pan-American Conference on Geosynthetics, Miami, USA.

HIGHER PRODUCTIVITY THROUGH DRILL TO MILL PLANT OPTIMISATION

S. Esen [1, *]

[1]*Esen Mining Consulting Pty Ltd, Australia*
(sedat@esenmining.com)

ABSTRACT

Most mining operations continue to function with the mine and processing plant working in isolation. Both have separate objectives, separate cost centers and Key Performance Indicators (KPIs) that do not consider the total mining cost and effects on upstream and downstream operations. Using these KPIs alone, the two entities appear to operate efficiently, however, considering the whole operation, they often operate well below maximum efficiency. In order to improve the productivity and reduce the total mining cost, all unit operations at mines should be streamlined by using a structured Drill to Mill methodology which includes ore characterisation, drill&blast and crushing/grinding circuit modelling and optimisation. Excavator productivity, total waste mining cost reduction, wall-control improvements, minimising ore loss/dilution are some of the important aspects of these Drill to Mill projects. We have worked with operations around the world to significantly increase their production: generating typically 5 to 40% increased mill throughput, reduced specific energy consumption and reduced total mining cost. Case studies are presented in this paper to demonstrate the gains achieved in the Drill to Mill value chain.

Keywords: Drill to Mill, plant optimisation, total mining cost, ore characterisation, drilling&blasting, crushing, grinding, excavator productivity, wall-control, dilution, mill throughput

INTRODUCTION

Most mines still continue to function with the mine and processing plant working in isolation. Both have separate objectives, separate cost centres and key performance indicators (KPIs) that do not reflect the customer/supplier relationships that inherently exist. Using these KPIs alone, the two entities appear to operate efficiently; however, considering the whole operation, they often operate well below maximum efficiency and sometimes they may fail to achieve required crusher/mill throughput due to the issues of experiencing harder ore or fluctuations in the feed size distribution (Dance et al, 2006).

Figures 1-2 shows the ore hardness and blasting size distributions measured at a mine site. Figure 1 shows that almost all areas of the pit at this mine exhibit the same average strength but also have a wide range of possible strengths. This indicates that the metallurgical domain convention being used may not clearly determine sources of hard or soft material. Figure 2 shows that F80 (80% passing size) of the blasted ore types vary between 200mm and 800mm at a major gold mine (Esen, 2017). Certainly, this site was not achieving a consistent fragmentation. They achieved target F80 of 400mm in 57% of the blasts. The study found that even target F80 was too coarse. This target was set before the Drill to Mill study. These two figures show the fluctuations in ore hardness and fragmentation and present the challenges faced by many mine sites.

Fluctuations in ore hardness and feed size distribution can have a significant influence on crusher and mill performance. For some operations, where feed size to this equipment is not well controlled, this can create significant problems with mill stability. The manipulation of the ROM feed size creates opportunities to improve crushing and milling equipment performance and efficiency.

How should the mines manage the variabilities in hardness and fragmentation? How can the mines run the plant more efficiently (more throughput, less power consumption and less wear)? How do the ore properties affect mill production? How can you increase the mill throughput? This paper addresses these questions and presents some case studies demonstrating the benefits of the Drill-to-Mill plant optimisation approach.

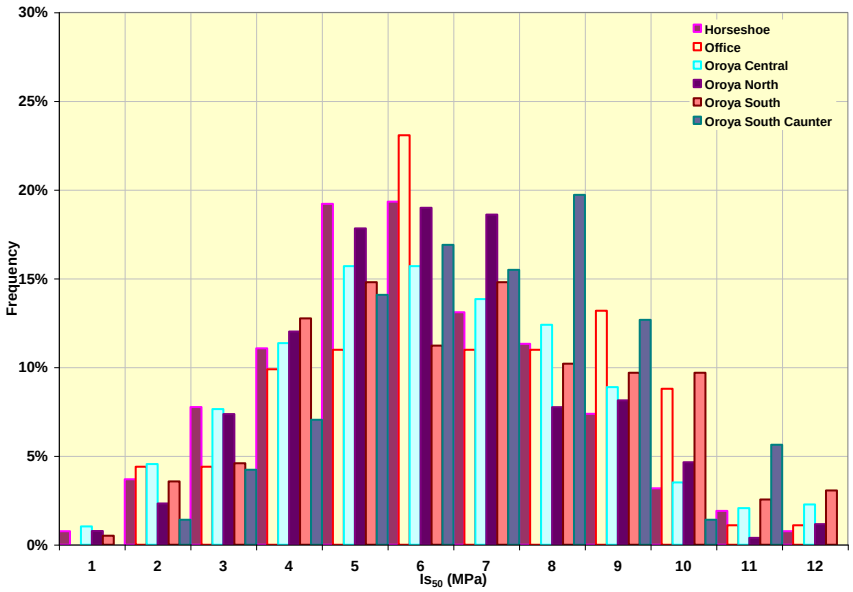


Figure 1. Ore hardness as measured by point load strength, IS_{50} by metallurgical domain

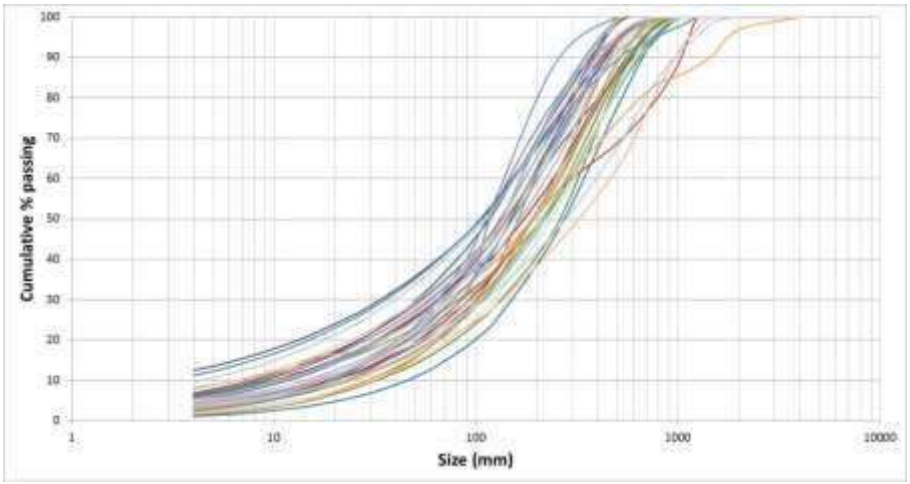


Figure 2. Measured fragmentation data at a gold mine

DRILL TO MILL METHODOLOGY

Drill to Mill can be best defined as the development of integrated operating and control strategies from the mine to the plant that maximise throughput, minimise the overall cost per tonne and maximise profitability. The methodology involves a number of important steps: benchmarking, ore characterisation, measurements, modelling/simulation, implementation and monitoring of the defined integrated operating strategies. Ore characterisation is a key step in this methodology as ore properties are used in drill&blast fragmentation model, crusher and grinding circuit model (Figure 3).

Investigations by several consulting groups and researchers to date have shown that all the processes in the Drill to Mill value chain are inter-dependent and the results of the upstream mining processes (especially blast results) have a significant impact on the efficiency of downstream milling processes such as crushing and grinding. Numerous Drill-to-mill projects to date resulted in mill throughput increases of between 5 and 30 % depending on the ore strength and comminution properties (Dance et al., 2006; Esen et al., 2007; Kanchibotla and Valery, 2010; Esen, 2013; La Rosa et al., 2015).

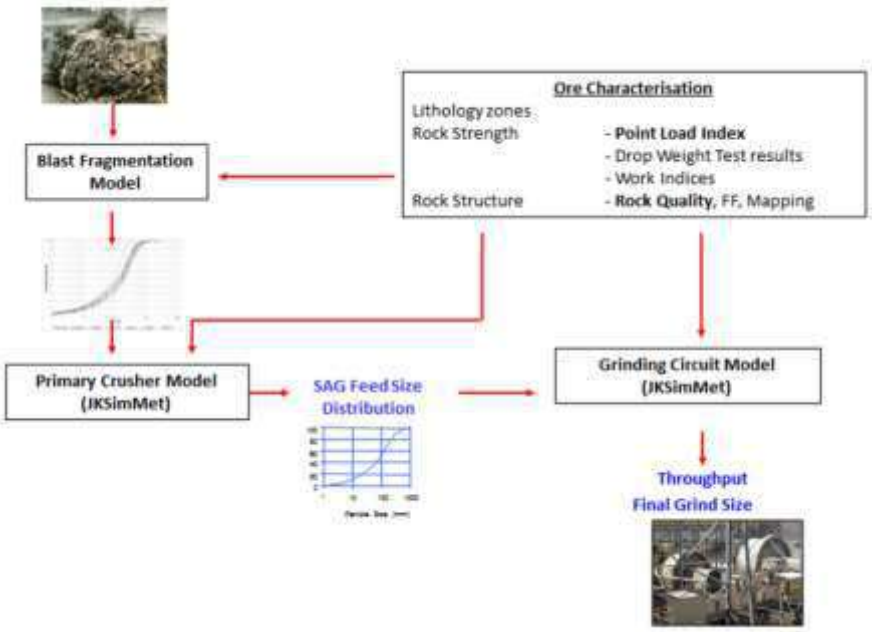


Figure 3. Drill to Mill methodology (Esen, 2010)

Benchmarking

The first step of the Drill to Mill is to benchmark the current practices by auditing the operation and control of the drill&blast, load&haul, crushing and grinding processes.

The quality of blast pattern implementation is assessed and the resulting ROM fragmentation is measured using image analysis. The crushing and grinding circuits are surveyed and process control strategies reviewed. All of these measurements allow mathematical models to be developed for the complete process chain. These models are later used to simulate the impact of operational changes in the mine or concentrator on the entire process.

Ore Characterisation

Our Drill to Mill methodology utilises simple and inexpensive measurements that can be performed by trained site personnel. Quite often, the measurements are already being collected by the operation. The advantage of simple measurements is the amount of data that can be collected in a very short timeframe, as the limited number of samples require shipping to an outside laboratory. When attempting to characterise an entire orebody, the density of data is very important.

For ore characterisation, we use measurements of rock strength (Point Load Index, PLI and/or UCS) and rock structure (Rock Quality Designation, RQD and/or fracture frequency). Both PLI and RQD measurements (Figure 4) can be taken on drill core and Point Load tests can also be performed on core (full/half) and/or irregular shaped samples of material. The PLI value can be correlated to Uniaxial

Compressive Strength (UCS) as well as the JKMRC Drop Weight test parameters *A* and *b* (Figure 5). The Drop Weight parameters are necessary in order to model the crushing and grinding circuits. Therefore, the use of the Point Load Index allows sites to characterise their rock properties quickly and easily while still making use of the sophisticated grinding models that are available.

The rock structure is represented by the RQD value that indicates the fracture frequency present in the drill core. This measurement is routinely taken at operations for geotechnical purposes but has been shown to be very useful in blast fragmentation modelling in the absence of detailed rock mass structure mapping. We also use the window mapping data collected by site personnel, scanline mapping data and/or digital photogrammetric techniques (if available).

Once the PLI and RQD (or fracture frequency) data are available, the range of rock properties are mapped out and blast domains are defined (Figure 6). Within each domain, the material will behave similarly in the blasting, crushing and grinding processes while all of the domains cover the complete range of rock properties that are present.

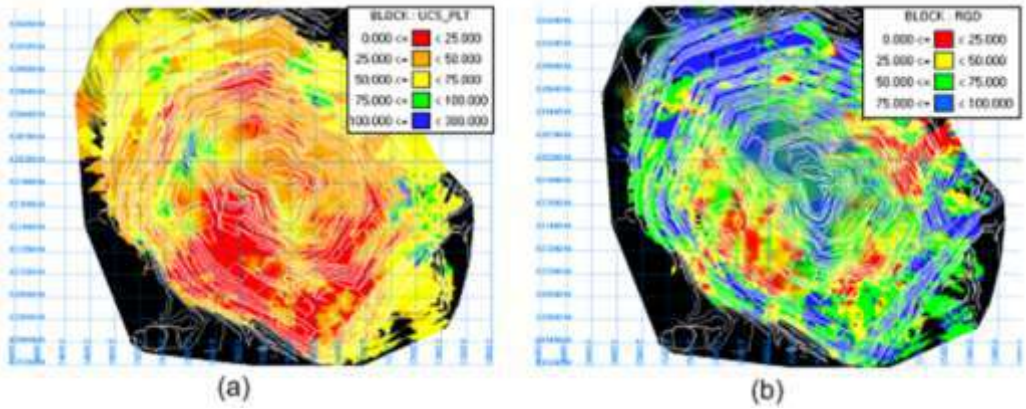


Figure 4. UCS (a) and RQD (b) data at a large open pit mine (Esen, 2010)

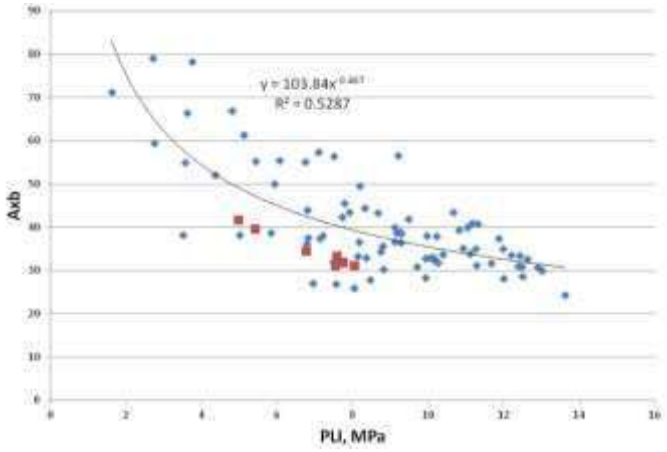


Figure 5. PLI vs JK Axb

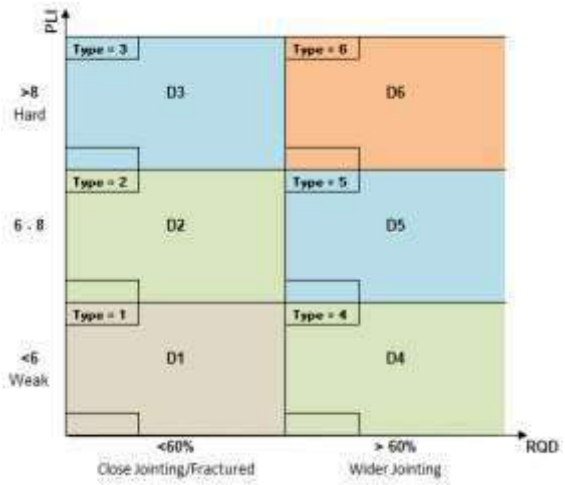


Figure 6. Blasting domains – example

Measurements

Another aspect of our Drill to Mill methodology is the heavy reliance on measurement. If material size is the quality parameter of interest, the first site visit is used to collect measurements of size: ROM fragmentation, primary crusher product and mill feed. In addition, attempts are made to measure the reduction in material size for different ore types or domains in order to calibrate the mathematical models over a wider range of conditions.

Image analysis is used to measure blast fragmentation by collecting numerous photographs of the muckpiles/stockpiles well as haul trucks dumping at the primary crusher. For measurements of crushing and grinding circuit performance, surveys are performed to collect data on all the process streams.

Modelling/Simulation

The measurements collected while at site are combined with the rock characterisation domains to model the complete blasting and comminution process. We use these data to develop site-specific models of blast fragmentation, crushing and grinding. This allows customised blast patterns to be developed that optimise both crushing and grinding performance. For each domain, blast designs are defined to generate the optimal fragmentation size for downstream processes. This may involve an increase or decrease in energy, depending on the rock characteristics of each domain.

The objective of any modified blast design is to minimise the overall cost for the entire process by distributing the energy required to fragment the rock mass, sensibly and effectively. In addition, the crushing and grinding models allow the impact of operational and control strategies to be investigated and optimised.

HANDLING MINING CONSTRAINTS IN THE DRILL TO MILL METHODOLOGY

Wall-control

Blasting near pit walls gets mixed reactions from different mining departments. It often represents a significant disruption to efficient work flow for many mines. However, it is a critical component for geotechnical engineers who are tasked in delivering safe and competent pit walls and being in compliance with pit slope design. During Drill-to-Mill studies, it is often questioned and should

be handled carefully by following a structured wall-control project which should be a critical component of the Drill to Mill Project. The wall-control program should include:

- Review current wall-control designs
- Benchmark crest loss/gain, toe loss/gain
- Identify the areas with significant crest loss/gain, toe loss/gain and propose design solutions
- Conduct single hole blasts to collect waveforms at the catch benches and data analysis
- Review delay times and tie-up
- Review presplit efficiency
- Evaluate the combined blasting technique and its delay timing
- Review the KPIs and revise the solutions if necessary

We delivered several wall-control projects globally with great success. Some recent examples are shown in Figures 7-8. If implemented correctly, it has even potential for wall-steepening which can deliver large savings to the mine.

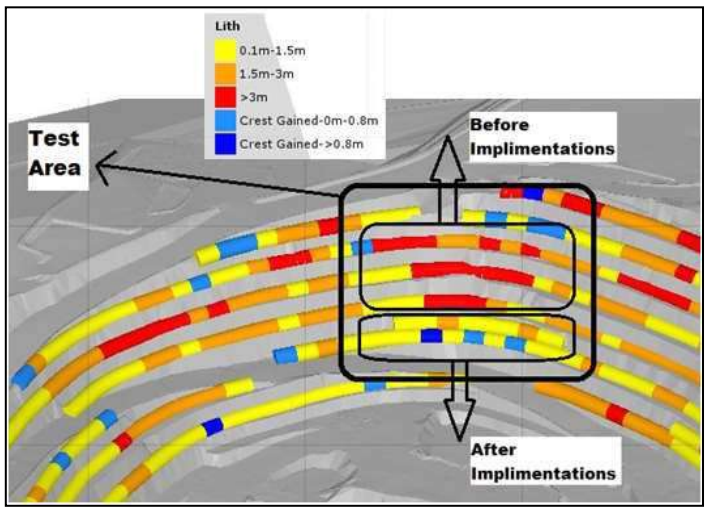


Figure 7. Wall-control results at a gold mine (Gungor et al, 2017). Crest loss and gain data are displayed. The project delivered less crest loss

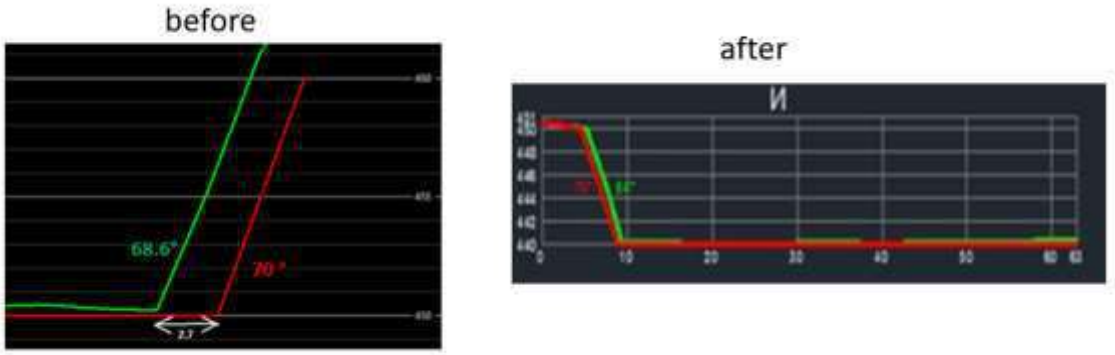


Figure 8. Wall-control results at a gold mine (Esen, 2018). Red and green lines show design and actual slope profiles, respectively. The project delivered good compliance results with the design wall profile

Ore loss and dilution

Blasting causes movement of the rock and can be detrimental to the accurate delineation of the ore and waste regions within the resulting muck pile. The consequences can be ore loss and dilution Most of the time, ore is mixed with waste and/or have several grades (high/low grade classifications). Figure 9 shows that blast moves significantly (Thornton, 2009) especially at powder factors above 0.50kg/m^3. If a mine has powder factor of 0.80kg/m^3, ore moves approximately 5-6m in horizontal direction. If the ore/waste boundaries are not changed after the blast, one should expect some levels of ore loss and dilution. In order to prevent this, mines may follow below two methodologies:

- Design the blast timing in such a way that ore moves to ore and waste moves to waste (Figure 10). This is called segregation or selective blasting. It is very effective if it is implemented appropriately by using design softwares. Usually, we implement this technique where the boundaries are not complex (see Figure 10).
- Use of polypipes or blast movement monitors (Thornton, 2009). Pipes have limitations in that it provides 2-D horizontal movement vectors, time consuming, labour-intensive, poor recovery etc. Blast movement monitoring by using advanced sensors has been widely accepted in the gold industry.

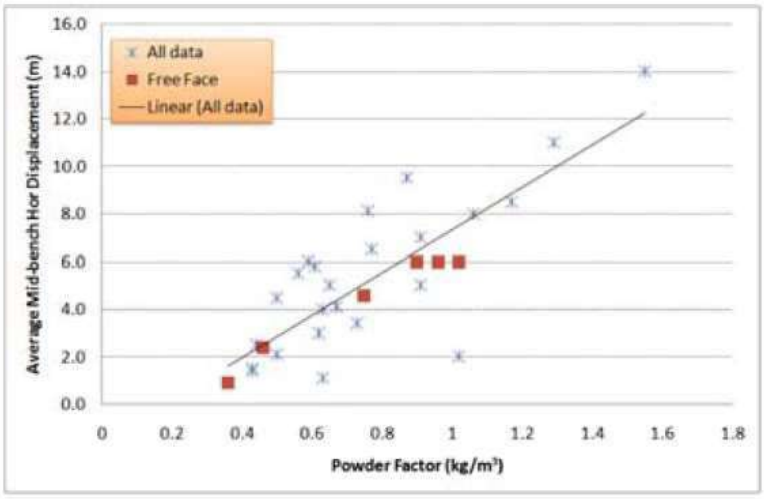


Figure 9. Powder factor vs average mid-bench horizontal blast movement (Thornton, 2009)

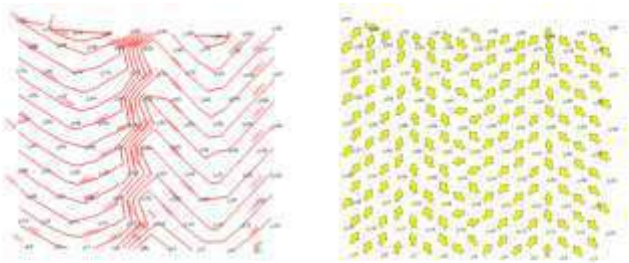


Figure 10. Ore/waste segregation at a gold mine (Esen, 2018)

Waste mining productivity

It is very important to understand the waste mining productivity during Drill to Mill studies as it affects overall total mining cost and ore access time. In our Drill to Mill methodology, we analyse the excavator performance and their downtime in detail to improve the dig rates and minimise the total waste mining cost. As an example, Table 1 shows that optimised blasts increased the excavator loading productivity at a gold mine by 25-30% which is the highest dig rate in any projects the author have been involved. In this project, optimised waste mining costs were lower than benchmark blasts. This paper was published in this conference (Bachramov et al, 2019). Please refer to this paper for more details.

Table 1. Excavator dig rates before and after Drill to Mill project (Bachramov et al, 2019)

	Dig rate before Drill to Mill, t/h	**Dig rate after Drill to Mill, t/h**	**% Increase**
EX 1900	845	1100	30.2
EX 1200*	638	798	25.1

* limited data for “after Drill to Mill”

CASE STUDIES

Table 2 shows some of the recent major Drill to Mill projects that the author has been involved. The results clearly show that these projects delivered significant throughput increases with mills and crushers. It demonstrates that the methodology can deliver significant values (up to 40% in mill throughput; 16% increase in crusher throughput) to the mines if the correct Drill to Mill methodology is applied. It is often a very minor investment in projects considering the value delivery at sites.

Table 2. Recent Drill to Mill project examples

Mine	**Country**	**Metal**	**Process**	**% increase in throughput**
Antamina	Peru	Cu/Zn	grinding	25-40%
Iduapriem	Ghana	Au	grinding	23%
Kisladag	Turkey	Au	crushing	11%
Candelaria	Chile	Cu	grinding	15%
Pustynnoye	Kazakhstan	Au	crushing	16%
Pustynnoye	Kazakhstan	Au	grinding	12%

Figure 11 shows the difference in fragmentation before and after a Drill to Mill project. There is a significant change in the fragmentation curve. Less F80 and more fines (-10mm) enabled process optimization as crusher/grinding operating parameters can be optimised better by feeding finer feed to the plant. Figure 12 shows the response of the SAG mill when very fine feed is sent. The mill tonnage increased from 3,500 to 4,000tph before to around 5,000tph for the modified blast material. With the stockpile depleted and normally blasted material sent to the concentrator, tonnage returned to below 4,000tph.

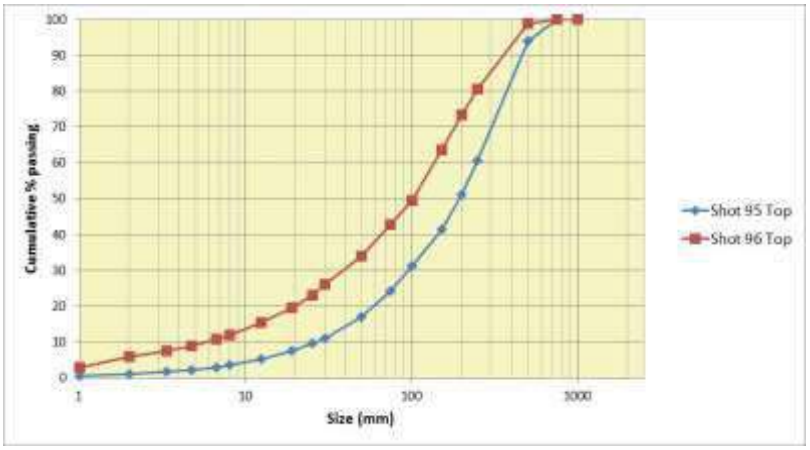


Figure 11. Fragmentation data before and after optimisation project (Esen, 2017)

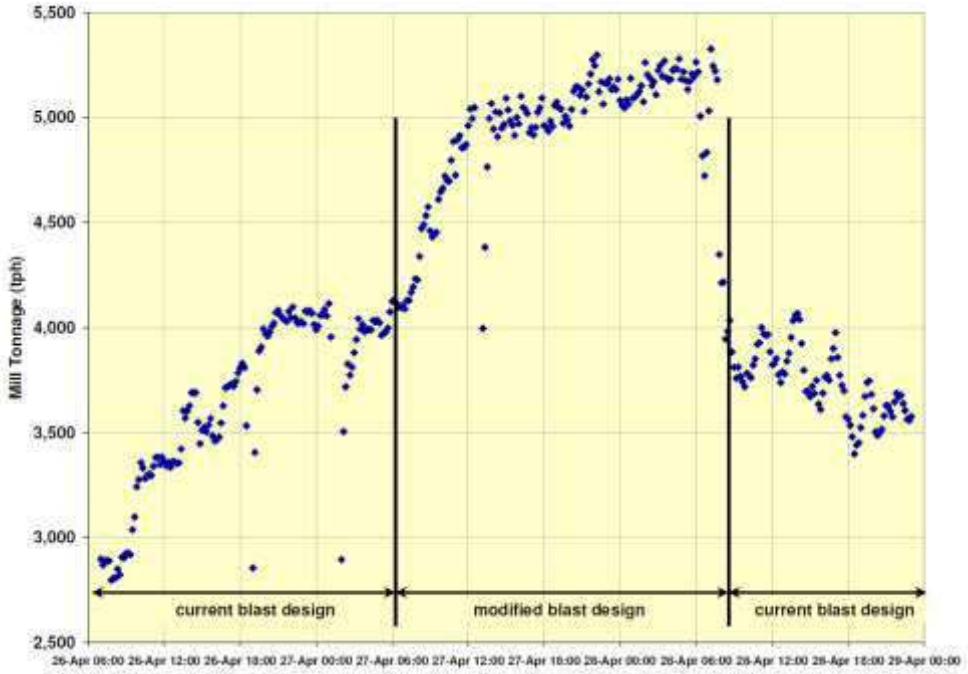


Figure 12. The response of the SAG mill to the fine feed (Dance et al, 2007).

CONCLUSIONS

Drill to Mill methodology was shown to deliver values to the mines if implemented appropriately by the right group of consultants. Successful implementation of the project relies on patience, team coordination and cooperation by all stakeholders at the mine. The results can be very rewarding: deliveries were including but not limited to 5-40% increased mill throughput, up to 16% primary crusher throughput increase, 10-15% reduction in SAG mill specific energy, reduced total mining cost, improved wall-control, reduced dilution/ore loss, improved excavator dig rates, etc.

It involves a structured approach and includes the following steps: benchmarking, ore characterisation, measurements, modelling/simulation, implementation and monitoring of the defined integrated operating strategies. A project is normally comprised of a number of site visits spaced over a few months and can be up to one year.

Based on the ore domain definitions, blasting, crushing and grinding models are used to determine specific operating and control strategies that optimise the efficiency of processing each domain. This methodology has been used in a wide range of applications from conventional circuit optimisation, throughput forecasting and greenfield operations. For existing operations, significant increases in performance have been realised through the application of the Drill to Mill methodology as demonstrated by the case studies.

REFERENCES

Bachramov, B., Myrzakasymov, B., Kalmatayev, A., Esen, S. (2019). Improving final wall and waste blasting results at Altynalmas Gold Mine. IMCET 2019, Turkey.

Dance, A., Valery Jnr., W., Jankovic, A., La Rosa, D. and Esen, S. (2006). Higher Productivity Through Cooperative Effort: A Method Of Revealing And Correcting Hidden Operating Inefficiencies. SAG2006 – HPGR, Geometallurgy, Testing. International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology, Volume 4, 375 – 390, Vancouver, Canada.

Dance, A., Valery, W., Jankovic, A., LaRosa, D., Esen, S., Colacioppo, J. (2007). Process Integration & Optimisation: A Case Study in Productivity Improvement. AUSIMM 6th Large Open Pit Mining Conference. Australia

Esen, S., LaRosa, D., Dance, A., Valery, W., Jankovic, A. (2007). Integration and Optimisation of Blasting and Comminution Processes. EXPLO 2007. Australia. pp 95-103.

Esen, S. (2010). Mine to Mill process integration and optimisation. Metso internal documents. Unpublished.

Esen S. (2013). Fragmentation Modelling and the Effects of ROM Fragmentation on Comminution Circuits. 23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey. pp 252-260.

Esen S. (2017). Evaluating the Fragmentation Data from Copper and Gold Mines. 43rd Annual Conference on Explosives & Blasting Technique, Florida, USA, January 2017.

Esen, S. (2018). Mine to Mill plant optimisation for Altynalmas Pustynnoye Gold Mine. Phase 2 progress report. Internal.

Gungor E.,Bayrak, E., Ergun S., Ozdemir B., Esen S. (2017). Wall Control Blasting Practices at Kısladag Gold Mine. 43rd Annual Conference on Explosives & Blasting Technique, Florida, USA, January 2017.

Kanchibotla S.S., Valery W. (2010). Mine-to-mill process integration and optimization – benefits and challenges. 36th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, International Society of Explosives Engineers, Orlando, USA. Cleveland: ISEE.

La Rosa, D., Caron, K., Valery, W., Diaz, R., Mamani, H. (2015). Blast fragmentation impacts on downstream processing at Goldfields Cerro Corona. 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Australia, pp. 333-341.

Thornton, D. (2009). The Application of Electronic Monitors to Understand Blast Movement Dynamics and Improve Blast Designs. Ninth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting.

IMPROVING FINAL WALL AND WASTE BLASTING RESULTS AT ALTYNALMAS PUSTYNNOYE GOLD MINE

B. Bachramov [1], B. Myrzakasymov [1], A. Kalmatayev [1], S. Esen [2,] *

[1] *JSC AK "Altynalmas", Republic of Kazakhstan*
[2] *Esen Mining Consulting Pty Ltd, Australia*
*(*Corresponding author: sedat@esenmining.com)*

ABSTRACT

This paper presents the recent improvements made in final wall blasting and waste blasting at Pustynnoye Gold Mine which is owned by JSC AK "Altynalmas" in Republic of Kazakhstan. The main goals of the study are to review both the final wall and waste blasting practices and improve the results. Wall-control designs were reviewed to provide blast design recommendations for achieving the desired bench face angles for the interim and final walls. A detailed benchmarking study was carried out which identified significant blast damage and shallow bench angles. Specific wall-control blast design templates were created for different rock types. Following the implementation of the templates, crest loss and toe gain issues were resolved and the desired bench face angles were achieved.

While working on final wall blast design improvements, we also reviewed the waste blast designs at Pustynnoye Mine. New blast design templates were created depending on the size of the excavation equipment and rock mass properties. Following the implementation of the design templates, excavator dig rates were found to improve significantly which resulted in lower total waste mining cost.

Keywords: Final wall blasting, face angle, waste blasting, excavator performance, total waste mining cost

INTRODUCTION

The Pustynnoye gold deposit is located in the southern part of Central Kazakhstan in the Aktogay District of the Karaganda Region. It is located 120 km east of Balkash town, the nearest settlement, to which it is connected by a graded dirt road (Figure 1). This major industrial town on the northern shores of Lake Balkash is home to the Balkash Smelter Complex, a major copper producer in Kazakhstan. As such, the region is very well serviced by road and rail links as well as good communications and power.

Figure 1. Pustynnoye gold deposit

The mine life ends in the last quarter of 2024. Total waste volume is approximately 91.3Mt (Figure 2) and the stripping ratio is about 6.0. Average gold grade is 1.61 g/t. Four cutbacks(CB) were planned to be mined (Figure 3) according to SRK study (McQueen, 2018). The cutback sequence targets the lower strip ratio, higher grade material (higher value) first under the current pit bottom, followed by a second cutback to the east (relatively lower strip ratio, higher value RoM). The third cutback expands the pit to the east, and the final cutback is to the west (higher strip ratio, lower value RoM). Predominantly waste from CB2 and CB3 are mined in 2018 and 2019.

The mining fleet includes two 171mm and one 216mm drills; 1x HITACHI EX1900, 1x HITACHI EX1200 excavator and 1x CAT992 front end loader.

Figure 2. Total waste movement at Pustynnoye Gold Mine

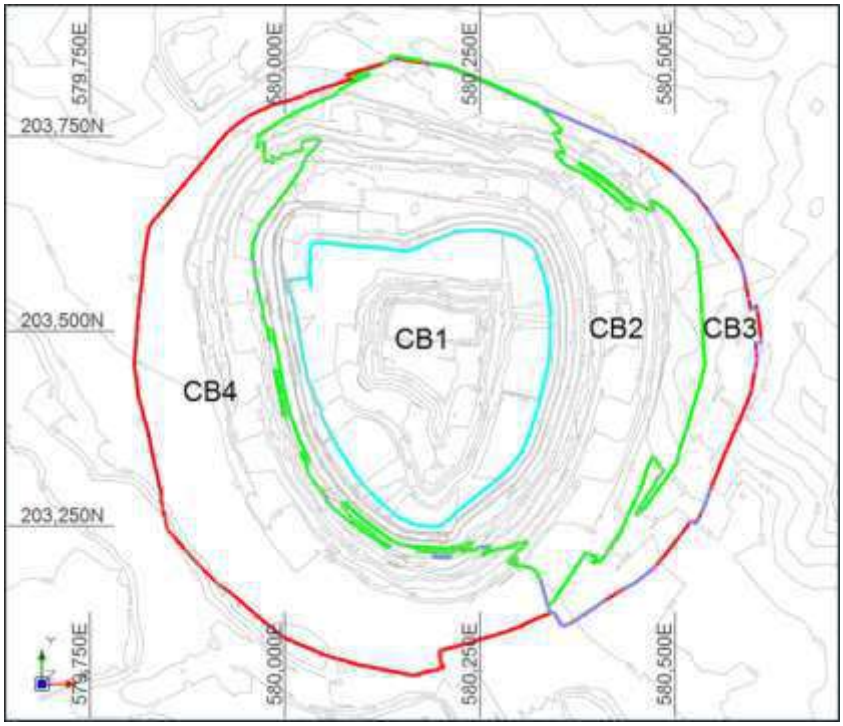


Figure 3. Cutback sequence

LITHOLOGIES AND ROCK PROPERTIES

The volumetrically significant lithological units present in the deposit are (Figure 4):

- interbedded sandstone and siltstone (st + sl);
- sandstone (st);
- siltstone (sl); and
- greenstone (serp).

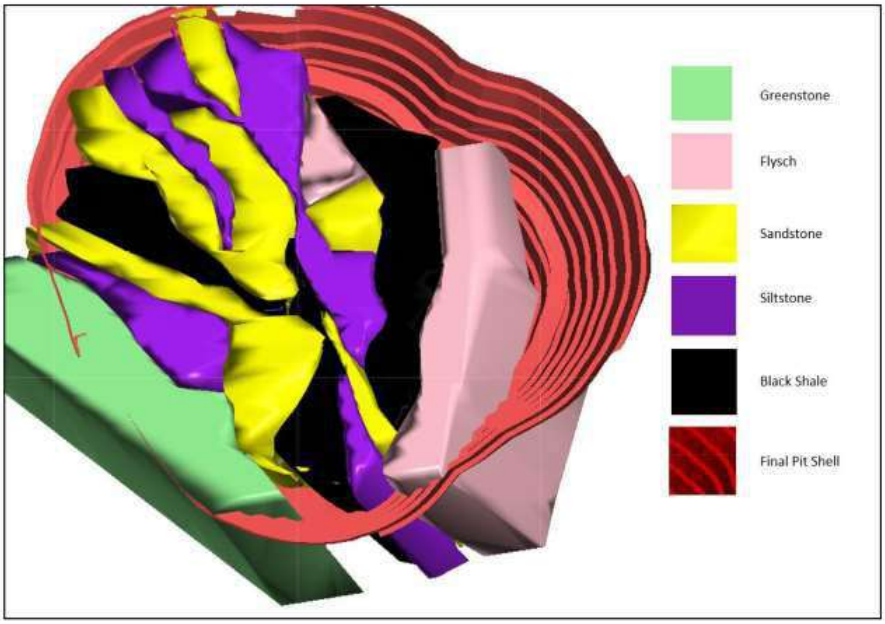


Figure 4. Lithological wireframes and final pit shell view to the north (Brown, 2017)

Uniaxial Compressive Strength (UCS) values are 48MPa for greenstone and approximately 49-99MPa for fresh rock domains (st, sl, st+sl). Therefore, two geotechnical domains were established by SRK (Brown, 2017): Greeenstone and fresh rock.

WALL-CONTROL BLASTING REVIEW

Review of the Blasting Designs

All drill and blast designs were carried out by Orica Mining Services as observed during the benchmarking study carried out by Esen Mining Consulting Pty Ltd. Two different hole diameters were used on-site: 171mm (Roc L8) and 216mm (DML). During the site visit by EMC, DML was working at the pit bottom and L8 was working at top benches. DML was preferred at the pit bottom due to the hole collapses in wet ground when 171mm holes were used. However, DML has been used as much as possible for wall-control blasting depending on the mine plans. In general, waste blasts are fired in 10m benches and ore benches are fired in 5 and 10m benches. Common drill patterns for 171mm diameter are 4.5*5.2, 5*5.8, 5.2*6m using 1.25g/cm3 bulk explosive product (pumped emulsion). Patterns with 216mm for 10m benches are mostly 5*5.8,5.8*6.7m and for 5m benches 4.7*5.4m.

Above designs result in powder factor range of 0.55-0.70 kg/m3. Softer overburden areas are blasted using ANFO with less powder factors of approximately 0.40 kg/m3.

The benchmarking study identified significant blast damage to interim and final walls resulting in poor wall profiles (shallow angles due to crest loss and toe gain). Shallow wall angles creates difficulties in meeting push-back designs, especially in achieving designed toe positions, which in turn can lead to issues with regards to maintaining production levels and safety standards.

The drill and blast design review showed that the causes of shallow wall angles are due to the following reasons:

- The use of production blasts. Wall-control blast techniques were not applied;
- Highly energetic (high density) bulk explosive product use near pit walls;
- Unfavourable initiation and large Maximum Instantaneous Charge (MIC);
- Incorrect toe offset distances;
- Inconsistent energy distribution near pit wall;
- Poor blast shape;
- Over confinement of the explosive energy;
- Designs not tailored to changing rock conditions. Drill patterns were not varied depending on the rock conditions.

According to Hoek (2012), for a 10m bench height, confined blast with little or no control may cause damage approximately 20-25m beyond the boundary of the blast. If wall-control techniques are used, then this damage zone can be less (3-12m) based on both Hoek's guidelines and numerical blast modelling. Therefore, specific wall-control designs should be implemented at Pustynnoye Mine to achieve design wall profile (or angle).

Recommendations and implementation of the blast designs

Esen Mining Consulting recommended wall-control design templates which were for overburden, weathered rock (top benches like siltstone) and fresh rock (Esen, 2018). Pustynnoye engineers were trained to be able to design the blasts. All designs were conducted by Pustynnoye engineers in the second half of 2018. The designs addressed above issues and provide designs for both bottom and top benches of 20m wall. Lower density explosive use for the half-spaced trim row, complete removal of stemming for the trim row, initiation from wall-side (Figures 5-6), two or three rows of 171mm holes close to the pit wall were some of the key changes with the designs. An example of a wall-control design template is shown in Figure 7.

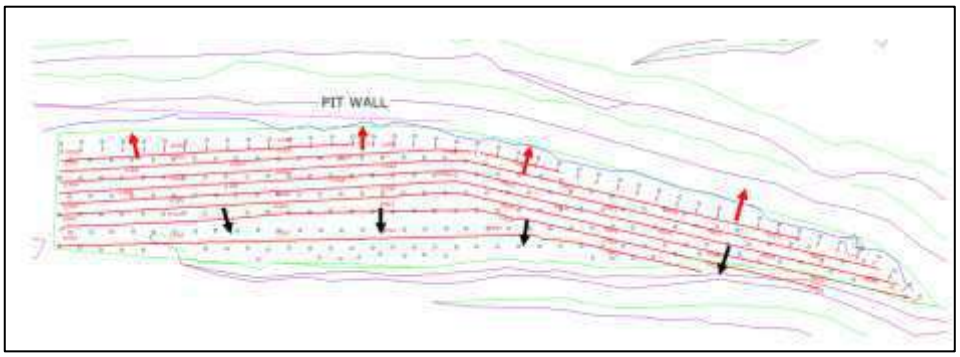


Figure 5. Unfavourable initiation design. Typical initiation timing and muckpile displacement for narrow blast patterns. Black arrows indicate direction of material movement, red arrows indicate reaction forces.

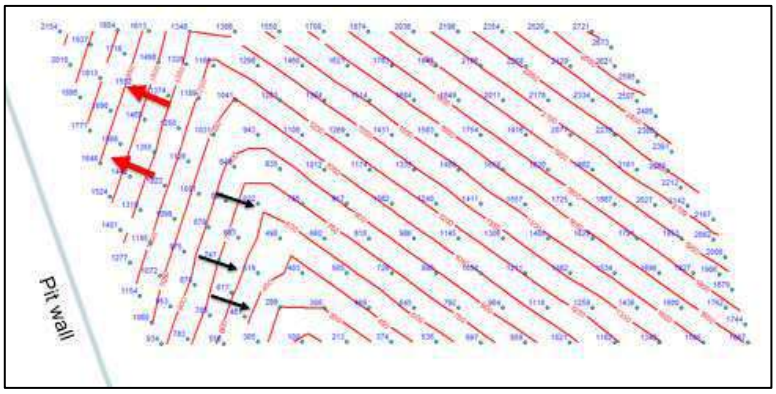


Figure 6. Favourable initiation design

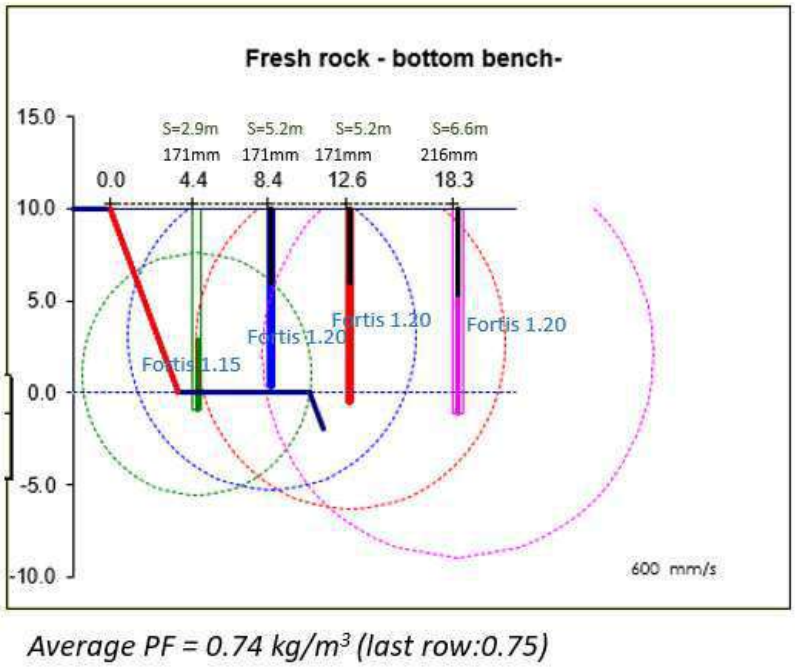


Figure 7. An example wall control template for lower 10m bench. Vibration contours are shown at 600mm/s.

The site has been implementing these designs. A separate template will be created for greenstone once the mining activity starts in that area. In these templates, above recommendations have been implemented. Various drill patterns were suggested for different lithologies by making sure that muckpile is reasonably fragmented and easy to dig. Presplitting was also recommended for fresh rock; however, it was decided to apply this technique after making these changes.

Following the implementation of the templates, crest loss and toe gain issues were resolved mostly. Figure 8 shows the results from RL440. It is shown that slope profiles are improved and the angles are closer to the design angle (70 degrees).

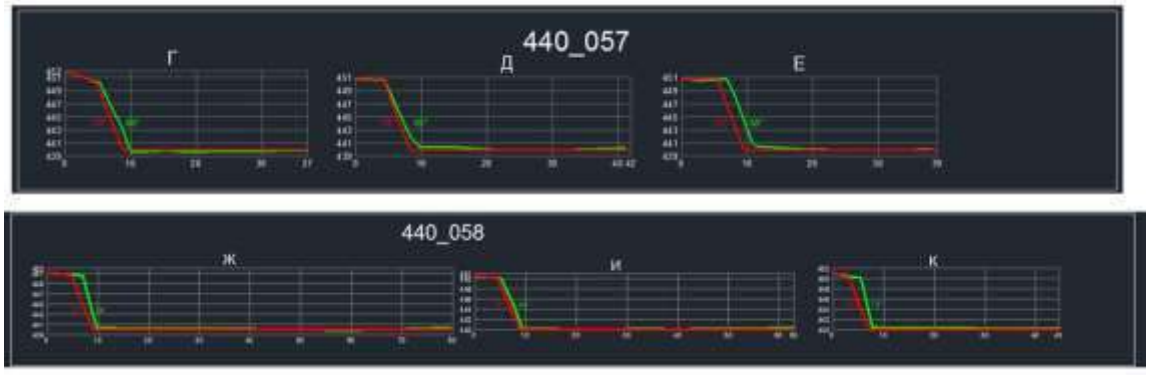


Figure 8. Wall-control blast results at RL440. Red and green lines show the design and actual slope profiles, respectively.

In order to achieve more stable/smooth walls and easier scaling, the mine started testing the presplits. The presplit areas were not mined currently. However, we believe that it will work in the fresh rock domains. Conventional presplit tests were carried out by using 130mm drills by using 12g detonating cord and 32mm emulsion cartridges. We also tested the bulk presplitting by using the existing 171mm drills by using two emulsion decks. The reason for testing the bulk presplit is that this technique is relatively cheaper than conventional presplit. If bulk presplit is reasonably successful, it may be considered due to its cost.

WASTE BLASTING REVIEW

A waste blast design template has been created for the mine. It was prepared for two hole diameters (171 mm, 216 mm). The designs were tailored to meet muckpile requirements of three excavator types used at Pustynnoye as well as rock types. Hitachi EX1200 (6.7 m3) and CAT 992 (10.7 m3) require finer fragmentation and loose muckpile when they are compared to larger excavator Hitachi EX1900 (12.0 m3). In general, the following powder factors were used:

- 0.75-0.83 kg/m3 for fresh rock
- 0.61-0.69 kg/m3 weathered rock and black shale
- 0.51-0.55 kg/m3 for overburden

Pustynnoye Mine has started implementing waste blasting design templates starting from last week of July 2018. Since then, the mine has been achieving rather high dig rates (Figures 9-10). Excavator dig rates are compared before Mine to Mill and after Mine to Mill as shown in Table 1. As it is shown below, there has been significant dig rate improvements: especially EX 1900's dig rate improved 30.2%. This was a major improvement which was obtained during this project. In addition, idle time during the loading of CAT777 dump trucks decreased by 17% which indicates more efficient digging.

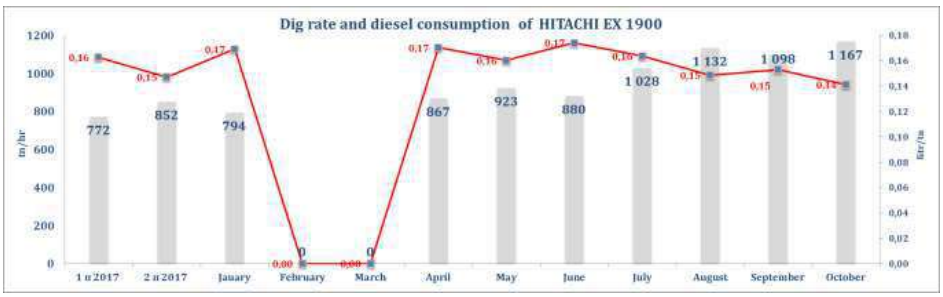


Figure 9. Dig rate and diesel consumption of HITACHI EX 1900

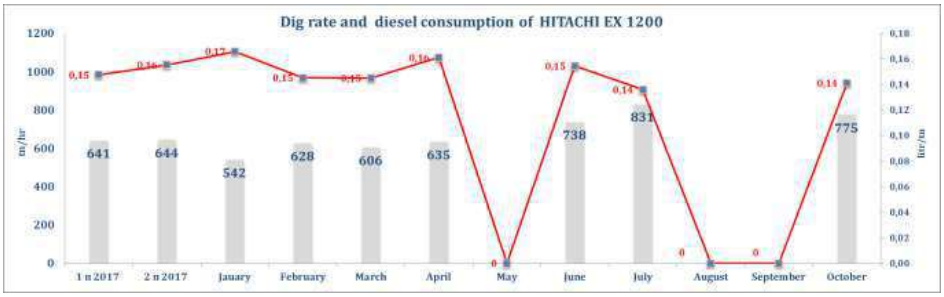


Figure 10. Dig rate and diesel consumption of HITACHI EX 1200

Table 1. Excavator dig rates before and after Mine to Mill project

	Dig rate before Mine to Mill, t/h	Dig rate after Mine to Mill, t/h	% Increase
EX 1900	845	1100	30.2
EX 1200*	638	798	25.1
CAT992**	n/a	n/a	

* limited data for "after Mine to Mill"

**CAT992 data is discarded as it is being used for both stockpile and production blasts

The increases in dig rates resulted in significant cost savings to the Mine: approximately 4.0M USD considering LOM waste amount of 91.3Mt (Table 2). More cost savings are possible through pattern expansion and more frequent use of 216mm drills in waste blasts.

Table 2. Waste mining cost and savings due to the optimisation project

Name	Unit	before optimisation	after optimisation	*Different*
Drilling & Blasting	$/tn	0,22	0,23	*-0,01*
Excavation	$/tn	0,19	0,15	*0,04*
CAT 777G Haulage	$/tn	0,274	0,265	*0,01*

Cost savings	$/tn	0,04
WASTE amount	Mt	91,00
Total cost savings	MUSD	4,05

CONCLUSIONS

JSC AK "Altynalmas" engaged Sedat Esen of Esen Mining Consulting Pty Ltd (EMC) to review the final wall blasting practices and provide blast design recommendations in order to achieve the desired bench face angles for the interim and final walls. A detailed benchmarking study was carried out which identified significant blast damage and shallow bench angles. Only around 50% of the current benches meet the production design criteria of 60° bench face angle (or steeper). Crest loss and toe gain were identified as the main causes of the shallow bench face angles. Specific wall-control blast design templates were created for different rock types. Following the implementation of the templates, crest loss and toe gain issues were resolved mostly. In order to achieve more stable walls and easier scaling, the mine has been currently conducting the presplit blasts.

While working on final wall blast design improvements, EMC also reviewed the waste blast designs at Pustynnoye Mine. New blast design templates were created depending on the size of the excavation equipment. Prior to the design changes, Pustynnoye was achieving 845tph and 638tph for EX1900 and EX1200 excavators, respectively. After the design changes, there was a significant change in dig rates (1100 tph for EX1900 and 798 tph for EX1200 excavators, respectively). The increases in dig rates resulted in significant cost savings to the Mine: approximately 4.0M USD considering LOM waste amount of 91.3Mt. More cost savings are possible through pattern expansion and more frequent use of 216mm drills in waste blasts.

REFERENCES

Brown, M, Marshall Neil, (2017). Pustynnoye Mine: Geotechnical verification and update report. SRK Consulting report.

Esen, S., Onederra, I. and Francis, D. (2006). Monitoring and analysis of production waste blasts at the Cadia Hill Gold Mine. Fragblast-8, Santiago, Chile, pp. 393-399.

Esen S. (2018). Final wall blasting review at Altynalmas Pustynnoye Gold Mine. Consulting report.

Hoek, E. (2012). Blast Damage Factor, D, Technical note for Rocscience.

McQueen F, Beare M, (2018). A mining study on the Pustynnoye gold mine, Kazakhstan. SRK Consulting report.

INITIAL CRACK DETECTION OF BRAZILIAN DISCS BY THERMAL CHANGE FOR DIFFERENT TYPES OF ROCK SPECIMENS

*A. Kırmacı[1,] *, M. Erkayaoğlu[1], C. Karpuz[1]*

[1] Middle East Technical University, Mining Engineering Department
*(*Corresponding author: kirmaci.alper@metu.edu.tr)*

ABSTRACT

Rock mechanics is an essential field of mining and civil engineering that has many application areas, such as opening drifts, tunneling activities, and slope stability. The understanding of rock behavior is of key importance for both underground and surface operations. Commonly utilized technology in rock mechanics laboratory testing has the capability to be enhanced by various systems such as imaging devices. The detection of the crack coalescence, especially in fracture mechanics, can be performed either manually or by using systems based on high-speed cameras, thermal imaging, or acoustic emission. This study focuses on the thermal imaging of different types of rock specimens under indirect tensile loading in a displacement-controlled testing environment. The heat dissipation during the initial crack formation is aimed to be captured by an uncooled LWIR (Longwave Infrared) thermal camera. The crack initiation points, crack propagation behavior, and fracture plane will be tracked with the thermal camera under varying displacement rates. As a result, it is expected that this study will provide a better understanding and detection of crack coalescence for different rock types by using thermal imaging techniques.

Keywords: Crack initiation, crack propagation, Brazilian test, thermal camera, failure of rocks

INTRODUCTION

Mining activities primarily aim the extraction of resources for energy generation and raw material requirement. There is a global trend of operating underground operations, as it is also the case in Turkey, due to the exploitation of shallow resources, decreasing grades. For this reason, exploration for new resources is proceeding consistently, aiming to meet the increasing demand of raw material of humankind. These exploration studies lead to the discovery of new resources and initiated underground mining activities that must be more efficient and safer. For these reasons, utilization of innovative technologies in the mining industry related to all stages of production including the engineering studies performed prior to operation is necessary.

Rock mechanics is a field of research that analyses the behavior of rocks under stress and tension conditions. It has an important role in tunneling activities, underground and surface mining and is commonly the basis of engineering studies such as design of underground openings, slope stability, tunneling activities, dam construction, or storing nuclear waste in rock settings. Theoretical studies of rock mechanics started at the beginning of the 1900s and it is known that there are still points that could be improved related to the integration of new technologies both on laboratory scale and in field studies. For example, today, researchers investigate the crack behavior by the help of current technologies such as high-speed cameras, infrared thermal cameras and acoustic emission systems. This study focuses on the thermal imaging of indirect tensile strength test in a displacement-controlled testing environment of different types of rock specimen. The objective of this study is to achieve more reliable and critical visual data at critical time intervals during the indirect tensile strength test. Regarding the problems mentioned before, in this study, crack initiation points and crack propagation

behavior will be analyzed by uncooled LWIR (Longwave Infrared) thermal camera in a displacement controlled testing environment with the MTS 815 test system. The heat dissipation during initial crack detection is also planned to be detected by utilizing the thermal camera, which is planned to be used in future studies related to other rock mechanics laboratory tests.

Available studies in the literature about this research field indicate that infrared thermal cameras have been used for different purposes by various researchers. One of the primary conclusions of these studies is that by increasing the stress on the sample, there will be a temperature rise in certain regions of the sample. At the failure moment, temperature peaks and then a slow cooling down behavior is observed.

Aydan et al. (2014) performed experimental studies on samples with different strengths to investigate their failure behaviour under uniaxial compressive loading conditions. Heat dissipation was observed from the failure region. Difference in the temperature rise and failure behaviour for mudstone and sandstone can be seen from Figure 1 and Figure 2.

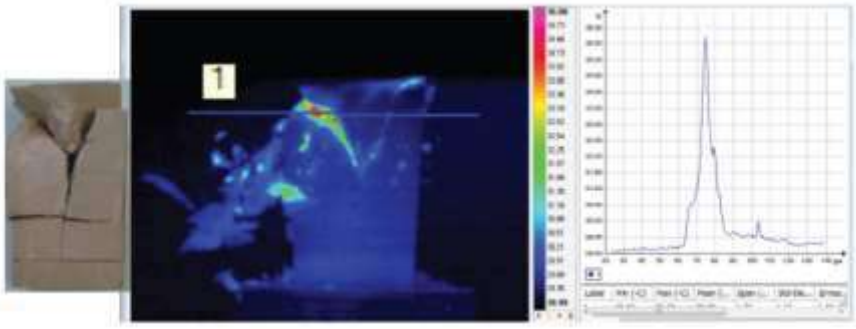


Figure 1. Actual view and infrared thermograph image of Seyitömer mudstone together with temperature distribution along the chosen line (Aydan et al., 2014).

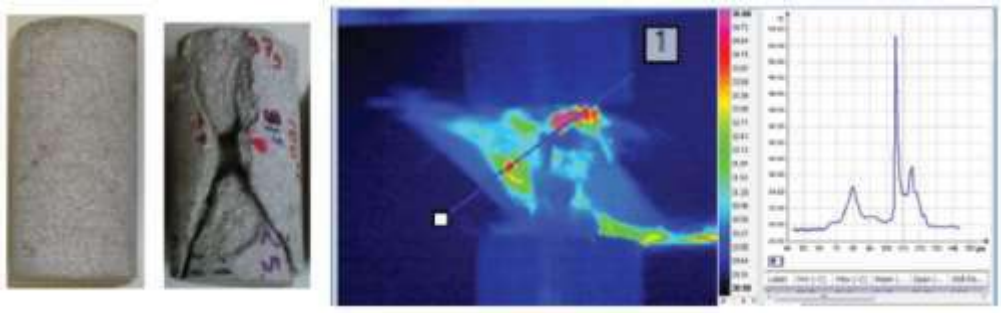


Figure 2. Actual view and infrared thermograph image of Ehime sandstone together with temperature distribution along the chosen line (Aydan et al., 2014).

As a result of the experiments, they concluded that temperature rise is higher if rock becomes harder and fail in a brittle matter.

Lou and He (2018) conducted uniaxial compressive strength tests on the concrete samples to investigate the crack formation points by considering temperature increasing regions with infrared thermal camera. Loading rate was increased by time and the temperature increase was observed at failure regions.

Geng, Cui and Deng (1993) used different types of rock samples to observe the temperature rise at certain regions. Uniaxial compressive strength tests were performed. As a result of their experiments, by increasing stress on the sample, temperature rise was observed, and failure of the sample was occurred at this region.

Luong (1990) used infrared thermography in order to detect the unstable crack propagation or crack coalescence. Crack initiation points and crack propagation were considered for the regions where temperature increased.

Infrared thermal cameras were also used to monitor the behavior of the tunnel boundary under stress. In order to investigate this, strata of the mining area were modeled in laboratory environment and stress around them was applied by using laboratory techniques. As a result of these experiments, temperature rise was seen at the stress concentration regions. Therefore, temperature rise is directly correlated with possible failure regions by different researchers (Gong et al., 2015; Wang et al., 2018; Sun et al., 2017; Gong et al., 2012).

As a result of the preliminary literature research in this field, former studies are mostly focused on using high speed cameras and digital image correlation (DIC) systems. Therefore, this research will be one of the current studies in rock mechanics literature and is expected to make a contribution in the field of implementing thermal cameras for laboratory testing of rocks. In this context, it will provide an opportunity to utilize available technology to improve the existing knowledge related to detection of crack initiation points, crack propagation and crack coalescence of rocks.

EXPERIMENTAL STUDY

This research follows a methodology that covers the preparation of the specimens, the indirect tensile strength (Brazilian) tests in a displacement-controlled environment, recording by a thermal camera, and the evaluation of the results. For the Brazilian test, three samples were prepared of which two andesite samples with different dimensions and one marble sample. The first andesite sample had dimensions of 33 mm thickness and 54 mm diameter and the second andesite sample had dimensions of 64 mm thickness 100 mm diameter. The marble sample had dimension of 53.5 mm thickness and 100 mm diameter. The second andesite sample had same diameter with marble to analyze the difference in the tensile strength and temperature rise at the crack initiation points. The experiments were conducted with MTS 815 system that provides displacement control loading. The testing procedure followed ISRM standards. Results were obtained from an uncooled long wavelength infrared (LWIR) thermal camera and a video camera. The video camera was used as a secondary recording as sometimes temperature rises can be low, and it cannot be tracked by the thermal camera visually. In these cases, crack initiation moment might be detected by the video camera and this setup is also planned to be improved by a DIC system in the future. The temperature changes on the sample can be followed by the software of the thermal camera. In this software, an average temperature curve on selected lines and a histogram plot can be visualized. Maximum and minimum temperature on selected lines can also be recorded. Average temperature curves can be misleading since the maximum and minimum values are displayed as average values for each interval. Therefore, taking maximum and minimum values during experiments provides correct results instead of taking the average. The graphical user interface of the software of the infrared thermal camera can be seen in Figure 3.

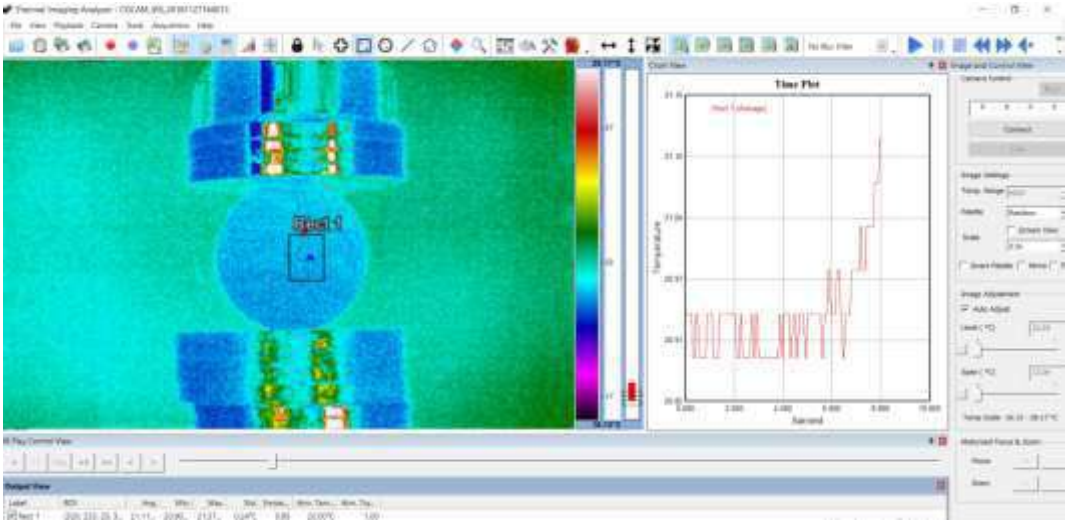


Figure 3. Interface of software program of the infrared thermal camera

As it can be seen from Figure 3, the software provides the capability to define areas of interest, which can be rectangular, line profiles, or points of interest. The camera recordings are based on the visible area that the sensor on the camera can capture so that the recording is not limited to the defined region. This enables the user to assess the recording by defining new profiles after the experiment is completed. The video camera can also provide additional visual information to confirm the crack propagation phenomena in case it captures crack formation. There are research questions related to the utilization of thermal cameras, such as the aim of using this equipment or the available technology. According to Fematek (2018), the reason of utilizing this equipment is that thermal energy is found at the range of infrared which cannot be seen with naked eye. Thermal cameras convert the heat to images and figures that can be interpreted easily. The long wavelength infrared thermal cameras work in 8-14-micron band, mid wavelength infrared thermal cameras work in 3-5-micron band, and short wavelength infrared thermal cameras work up to 1.5 micron. At room temperature, the wavelength emitted from an object is at most about 10 microns. At 300 ^{o}C, the wavelength emits about 5 microns.

The sun wavelength emits around 0.5 microns. Therefore, the most ideal thermal camera for laboratory testing of rocks is a long wavelength infrared thermal camera as chosen in this study. The reason of utilizing uncooled thermal camera systems is that the cooled systems are much more expensive and require maintenance frequently because of the cooling apparatus. Cooled systems are preferred mostly for long distances whereas uncooled systems do not operate together with cooling systems of the detectors. These detectors are named as microbolometers and the temperature change in the object is converted to electrical signals. Uncooled systems must work with longwave infrared thermal cameras whereas cooled systems can be operated with middle wave and longwave infrared thermal cameras. Resolution of the thermal camera used in this study is 640x480 that provides more detailed images than cameras than the other available models with 160x120 and 320x240 resolution. The resolution of the thermal camera is also directly related to the amount of storage that is required as the temperature reading from the center of each of these pixels is recorded.

Thermal imaging of the first andesite sample which had 54 mm diameter was recorded for Brazilian (indirect tensile) test. It was aimed to detect the crack initiation points. As a result of the experiments, crack initiation points could not be clearly seen by thermal camera. However, when data taken from software was analyzed, there was a temperature rise of about 0.87 ^{o}C. Minimum and maximum temperature values along the selected rectangular area are 20.68 ^{o}C and 21.55 ^{o}C, respectively. Thermography image of the andesite sample during indirect tensile strength test can be seen in Figure 4.

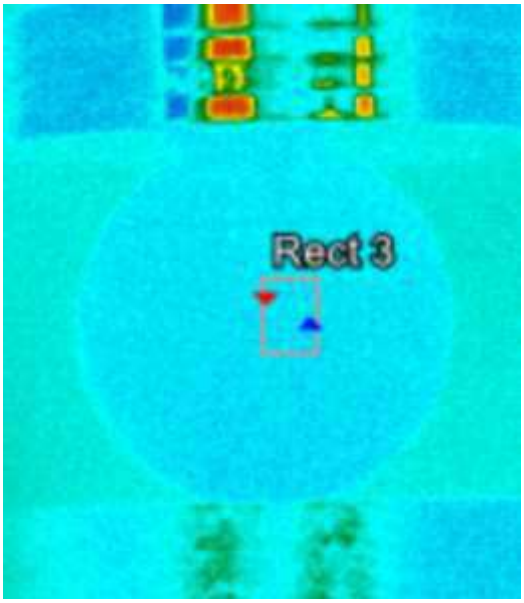


Figure 4**.** Thermal image of first andesite sample at failure moment under indirect tensile strength test

As seen in Figure 4, the thermal camera sensor is highly sensitive to reflections and heat changes. This indicates that the testing experiment might have to be optimized for better results as the top part of the image is actually a reflection of the sunlight on the metal part of the testing device. Special glass filters that can be placed in front of the sensor might overcome the reflections, however, the challenge of being as close as possible to the specimen for recording without any decrease in quality will still be present. Although the expected failure of the specimen under these loading conditions is mostly not catastrophic, there still exists a risk of damaging the thermal camera. The temperature changes occurring within the defined rectangle can be plotted against time interactively both during and after the experiment is completed. The graph of minimum and maximum temperature values along the selected rectangular area over time can be seen in Figure 5.

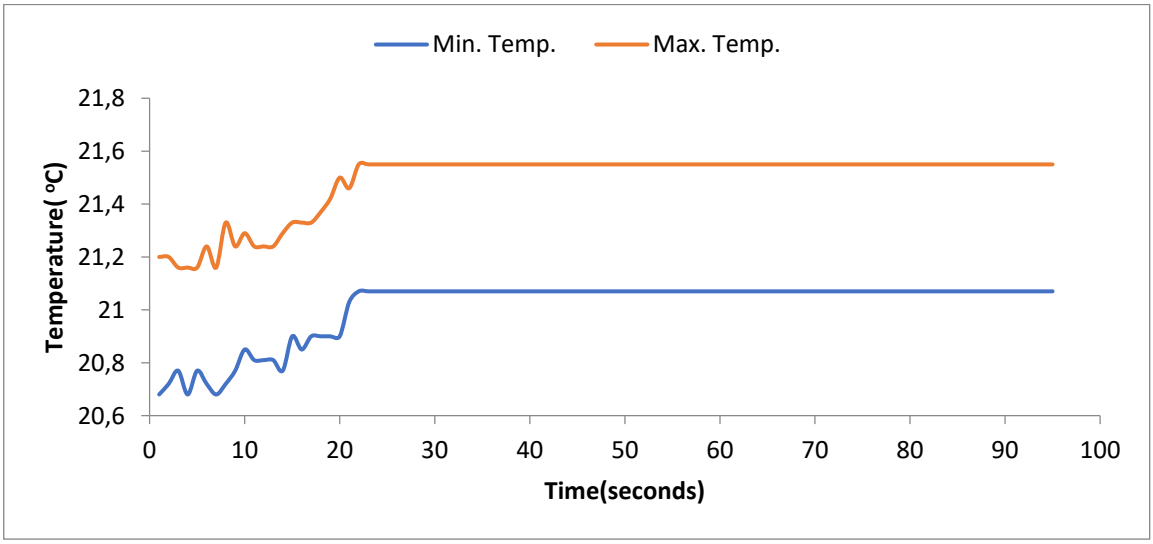


Figure 5. Graph of temperature change along selected rectangular area over time for first andesite sample

The raw data recorded during the experiment can be exported and evaluated in detail. As the camera records the temperature continuously for each of the pixels, the file size increases and the recording are split into individual files. The data represented in Figure 5 was taken from the recording that covered the initial crack formation and although the expected behaviour was a temperature decrease after the peak temperature value is observed. However, the Brazilian test sample did not completely represent this phenomenon and the temperature decrease could not be captured by the thermal camera.

Thermal imaging of the second andesite sample which had 100 mm diameter and 64 mm thickness was recorded for Brazilian (indirect tensile) test. It was aimed to detect the crack initiation points and the difference in the temperature rise depending on the diameter of the sample. As a result of the experiments, when data taken from software was analyzed, there was a temperature rise about 1.21 ^{o}C. Minimum and maximum temperature values along the selected rectangular area are 21.68 ^{o}C and 22.89 ^{o}C, respectively. Temperature rise in the first sample was 0.87 ^{o}C and this value is lower than the second andesite sample which had larger diameter. Therefore, it can be assumed that larger diameter causes greater temperature rises at the crack initiation points. The sample failed at 59 kN. Tensile strength of the sample is found from below formula (1). Tensile strength was found to analyze the difference in temperature rise depending on the tensile strength of the different samples. For this reason, marble sample which had same diameter with andesite was also analyzed under Brazilian test.

$$T = \frac{2F}{\pi D t} \tag{1}$$

From the formula, tensile strength of the andesite sample with 100 mm diameter was found as 5.869 MPa. Thermography image of the second andesite sample during indirect tensile strength test and at failure moment can be seen in Figure 6.

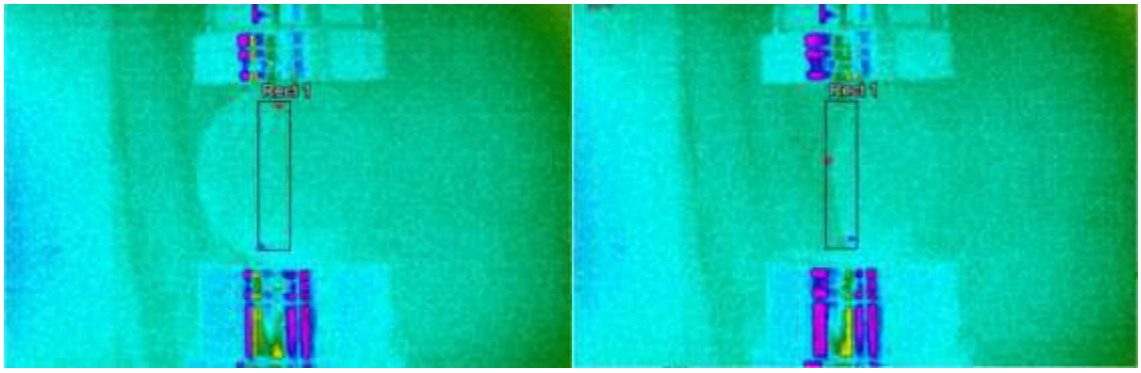


Figure 6. Thermal image of second andesite sample during test and at failure moment

Graph of minimum and maximum temperature values along the selected rectangular area over time can be seen in Figure 7.

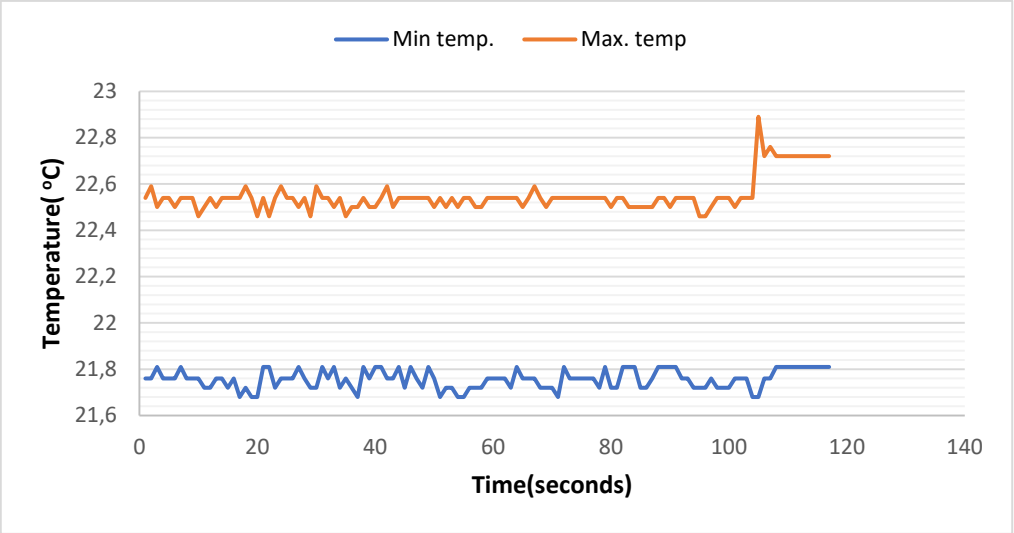


Figure 7. Graph of temperature change along selected rectangular area over time for second andesite sample

Thermal imaging of the marble sample which had 100 mm diameter and 53.5 mm thickness was recorded for Brazilian (indirect tensile) test. As a result of the experiments, crack initiation points could not be clearly seen by thermal camera. However, when data taken from software was analyzed, there was a temperature rise about 0.86 °C. Minimum and maximum temperature values along the selected rectangular area are 22.85 °C and 23.71 °C, respectively. The sample failed at 46 kN. Tensile strength of the sample is found as 5.473 MPa from formula (1). Tensile strength was found to analyze the difference in temperature rise depending on the tensile strength of the different samples. Therefore, the results were compared with the second andesite samples' Brazilian test results. It was observed that the tensile strength of the marble sample is lower than the tensile strength of the andesite sample. Besides, temperature rise in the marble sample is lower than the temperature rise in the marble sample. Therefore, it was assumed that lower tensile strength causes lower temperature rises at the crack initiation points. Thermography image of the marble sample during indirect tensile strength test and at failure moment can be seen in Figure 8.

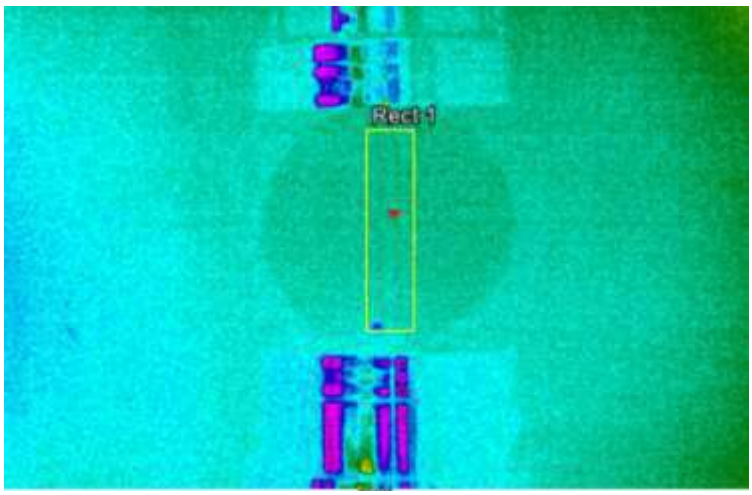


Figure 8. Thermal image of marble sample at failure moment

The crack initiation point was indicated by a temperature rise that can be seen on Figure 8 where the red triangle indicates the maximum temperature reading with the defined rectangular area. Graph of minimum and maximum temperature values along the selected rectangular area over time can be seen in Figure 9.

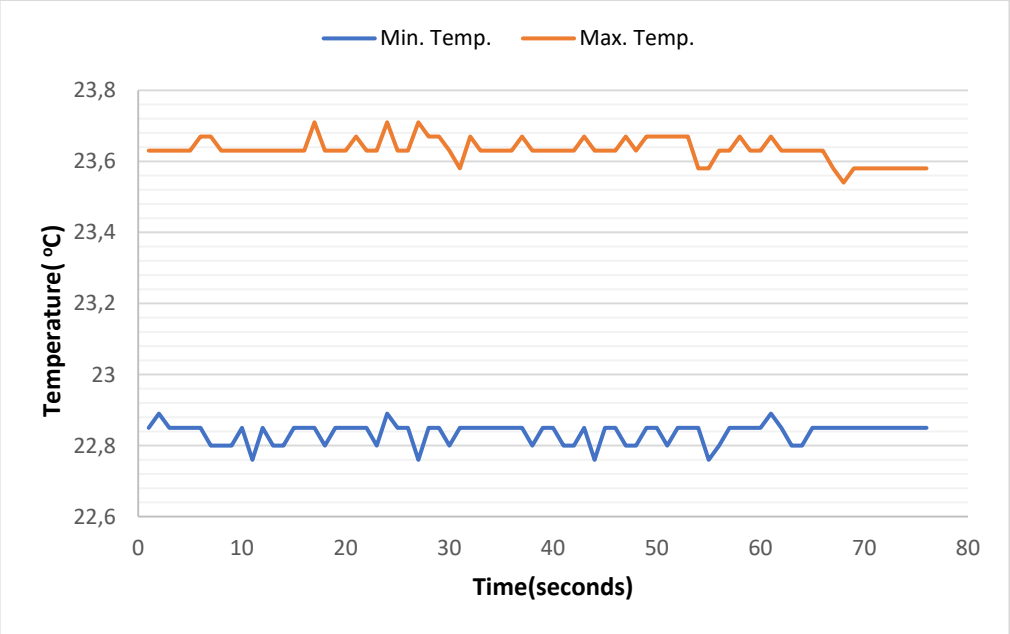


Figure 9. Graph of temperature change along selected rectangular area over time for second andesite sample

The minimum and maximum temperature readings for the time duration that covers initial crack formation and propagation indicated that the temperature difference was considerably small. These preliminary experiments will be followed by a series of experiments that will be performed on different type of rocks and different specimen dimensions to assess the temperature change at the crack initiation point.

RESULTS AND DISCUSSION

As a result of the experiments, it was observed that there is an increase of temperature at the crack initiation points as expected. Indirect tensile test on the first andesite sample resulted in 0.87 ^{o}C temperature rise at crack initiation points. At the second andesite sample, temperature rise resulted in 1.13 ^{o}C and tensile strength was calculated as 5.869 MPa. The temperature rise shows the effect of the dimension on the temperature increase. It is foreseen that the samples with larger diameter will have higher temperature rises at the crack initiation points. Experiments on different rock samples show that the difference of the temperature rise depending on the tensile strength of the samples. For marble sample, tensile strength is 5.473 MPa and temperature rise at the crack region is about 0.86 ^{o}C. By comparing this value with the same diameter andesite sample with a tensile strength of 5.869 MPa and temperature rise is 1.13 ^{o}C, it can be concluded that the temperature rise at the crack initiation points is higher for samples which have higher tensile strength. As a result of the experiments, temperature rise is in the crack initiation and propagation region was observed and further experimental studies will be performed to investigate the thermal behavior of rock specimens under different loading conditions.

REFERENCES

REFERENCES

Aydan, Ö., Manav, H., Yaoita, T., & Yagi, M. (2014). Multi-parameter Thermo-dynamic Response of Minerals and Rocks during Deformation and Fracturing. ISRM International Symposium - 8th Asian Rock Mechanics Symposium. Sapporo: International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.

Fematek. (2018). Termal Teknoloji. Retrieved November 11, 2018, from http://fat.fematek.com/tr/fematek-askeri-goruntuleme-teknolojileri/termal-teknoloji/

Geng, N.-G., Cui, C.-Y., & Deng, M.-D. (1993). The remote sensing observation in experiments of rock failure and the beginning of remote sensing rock mechanics. Earthquake Science, 6(4), 971-980.

Gong, W. L., Wang, J., Gong, Y. X., & Guo, P. Y. (2012). Thermography analysis of a roadway excavation experiment in 60 inclined. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 60, 134-147.

Gong, W., Peng, Y., Sun, X., He, M., Zhao, S., Chen, H., & Xie, T. (2015). Enhancement of low-contrast thermograms for detecting the stressed tunnel in horizontally stratified rocks. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 74, 69-80.

Lou, Q., & He, X. (2018). Experimental study on infrared radiation temperature field of concrete under uniaxial compression. Infrared Physics and Technology, 90, 20-30.

Luong, M. P. (1990). Infrared Thermovision of Damage Processes in concrete and Rock. Engineering Fracture Mechanics, 35, 291-301.

Sun, X., Xu, H., He , M., & Zhang, F. (2017). Experimental investigation of the occurrence of rockburst in a rock specimen through infrared thermography and acoustic emission. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 93, 250-259.

Sun, X.-m., Chen, F., He, M.-c., Gong, W.-l., Xu, H.-c., & Lu, H. (2017). Physical modeling of floor heave for the deep-buried roadway excavated in ten degree inclined strata using infrared thermal imaging technology. Tunnelling and Underground Space Technology, 63, 228-243.

Wang, S., Li , D., Li, C., Zhang, C., & Zhang, Y. (2018). Thermal radiation characteristics of stress evolution of a circular tunnel excavation under different confining pressures. Tunneling and Underground Space Technology, 78, 76-83.

İnSAR HIZ HARİTALARI KULLANILARAK AÇIK OCAKLARDA ŞEV YENİLMESİ OLABİLECEK BÖLGELERİN TESPİTİ

DETERMINATION OF THE SLOPE FAILURE REGIONS IN OPEN PIT MINE USING INSAR VELOCITY MAP

Z. Sertabipoğlu [1,*], Ü Özer [1], H. Tunçdemir [2]

[1]*İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul*
*(*Sorumlu yazar : zeysert@istanbul.edu.tr)*
[2]*İTÜ Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul*

ÖZET

Madencilikten kaynaklanan yüzey deformasyonlarının izlenmesi ve bu oluşumun yeryüzünde yaratacağı etkinin kestirilerek önlemler alınması gerekir. Geniş bir zamana yayılmış yer değiştirme gözlemleriyle yapılan geleneksel ölçüm yöntemleri, gözlemlerin yapılacağı alanın topoğrafik yapısı, şehirleşme oranı, bitki örtüsü gibi elverişsiz olabilecek faktörler ve sonuçların elde edilmesindeki zamansal gecikmeler nedeniyle yetersiz kalmaktadır. Bu nedenle, son yıllarda, özellikle çok geniş alanlarda, herhangi bir ön bilgi gerektirmeksizin yüzey deformasyonlarını ve hareketlerini belirlemeye olanak sağlayan ve uydu verilerini kullanan yöntemler ön plana çıkmaya başlamıştır. Bu yöntemlerden biri olan İnSAR (Yapay Açıklı Radar İnterferometresi) kısa zaman dilimleri içerisinde her türlü hava koşulunda- gece ve gündüz- uydulardan periyodik olarak aldığı verileri değerlendirerek şev veya tasman hareketlerini analiz etmeye olanak tanıması bakımından oldukça kullanışlı ve hızlı sonuçlar vermesi açısından da oldukça önemlidir. Bu çalışmada, şev kaymaları nedeniyle üretim aksamaları yaşayan bir Linyit Açık Ocağı basamaklarında meydana gelen yer değiştirmeler İnSAR verileriyle periyodik olarak gözlemlenmiş ve elde edilen veriler ile deformasyon hız haritaları oluşturulmuştur. Deformasyon hız haritaları imalat haritaları ile birlikte değerlendirilmiştir. İnSAR hız haritası analizinin, muhtemel şev yenilmesi bölgelerinin tespit edilmesine olanak tanıdığı için ön uyarı yöntemi olarak değerlendirilebileceği anlaşılmıştır.

Anahtar Sözcükler: İnSAR, Hız Haritası, Açık Ocak, Şev Yenilmesi

ABSTRACT

Monitoring surface deformations induced from mining activities and taking measures against the deformations is a statutory necessity. Conventional long term monitoring techniques are insufficient due to unfavorable factors such as topographic structure and flora of the observation, urbanization rate, and time delays in obtaining results. Therefore, in recent years, the methods, allowing to determine the surface deformations and movements using satellite data without requiring any prior knowledge especially in large areas, have begun to come to the fore. InSAR (Synthetic Aperture Radar Interferometry), one of these methods, is very important for analyzing and giving useful and fast results of slope displacement and subsidence by evaluating the data periodically received from satellites within short periods of time both of day and night in all weather conditions. In this study, displacements at the benches of a Lignite Open Pit which have an interruption in production due to slope failures were observed periodically with InSAR data and deformation velocity maps were obtained from InSAR. Deformation velocity maps were evaluated together with manufacturing maps. It is understood that the analysis of InSAR velocity map can be considered as a pre-warning method since it allows the detection of potential slope failure zones.

Keywords: InSAR, Velocity Map, Open Pit, Slope Failure

GİRİŞ

Madencilik çalışmalarında, insanların ve yapıların güvenliği ve üretimin devamlılığını sağlamak için yeryüzünde meydana gelen deformasyonların izlenmesi ve bu deformasyonların kritik risk değerine ulaşıp ulaşmadığının gözlemlenmesi gerekmektedir. Bu nedenle, yüzey deformasyonlarının yeryüzünde yaratacağı oluşumun sık aralıklarla periyodik gözlemler yoluyla incelenerek sahaya ait jeomekanik özelliklere göre özgün davranış modellerinin oluşturulması gereklidir (Akçın vd, 2008).

Geleneksel olarak maden sahalarında madencilik faaliyetleri sonucu oluşan yeryüzü deformasyon ölçümleri nivelman, teodolit, takeometre, GPS alıcıları ve fotogrametrik kameralar gibi ölçüm yöntemleri ve aletleri kullanılarak yapılmaktadır. Ancak, geleneksel ölçüm yöntemleriyle yapılan gözlemler, gözlem yapılan alanın topoğrafik yapısı, şehirleşme oranı, bitki örtüsü gibi elverişsiz olabilecek faktörler ve sonuçların elde edilmesindeki zamansal gecikmeler nedeniyle yetersiz kalmaktadır. Sürekli topoğrafik ölçümlerin yapılamadığı zaman dilimlerinde açık ocaklarda şev kaymaları, yeraltı madenciliği yapılan sahalarda ise ani tasmanların oluşma riski söz konusudur. Bu nedenle, son yıllarda, özellikle çok geniş alanlarda, herhangi bir ön bilgi gerektirmeksizin yüzey deformasyonlarını ve hareketlerini belirlemeye olanak sağlayan ve uydu verilerini kullanan yöntemler ön plana çıkmaya başlamıştır. Radar tekniğinin uydularda kullanılmasıyla ortaya çıkan ve mikrodalga frekanslarda çalışan SAR (Synthetic Aperture Radar) başka bir deyişle yapay açıklıklı radar tekniği her türlü hava koşulunda gece ve gündüz yüzeyin geometrik ve elektriksel özelliklerini görüntü olarak alabilir. SAR sistemleri sağladıkları yüksek çözünürlük sayesinde oldukça geniş bir kullanım alanına sahiptirler. Ancak hedefin konumunu sadece iki boyutlu koordinat sisteminde belirleyebilir. Buna karşın, örtüşen SAR görüntüleri arasındaki faz farklarını kullanan İnSAR (İnterferometrik Yapay Açıklıklı Radar) teknolojisinin gelişimi, üç boyutlu arazi modelinin oluşturulabilmesine olanak sağlamıştır. Kısaca, İnSAR (Yapay Açıklı Radar İnterferometresi) yöntemi kısa zaman dilimleri içerisinde her türlü hava koşulunda gece ve gündüz uydulardan periyodik olarak aldığı verileri değerlendirerek şev veya yer hareketlerini analiz etmeye olanak tanıması bakımından oldukça kullanışlı ve hızlı sonuçlar vermesi açısından da oldukça önemlidir (Jarosz, ve Wanke, 2003; Çetin, 2010; Akçın vd., 2007; Rosen et al., 1998).

İnSAR tekniği, temel olarak Yapay Açıklı Radar (SAR) görüntüleri arasındaki faz farklarından faydalanır. InSAR yönteminde çeşitli bilgisayar yazılımları kullanılarak iki farklı zamanda çekilmiş radar görüntüsü hassas bir şekilde üst üste getirilir. Görüntüyü oluşturan piksellerde kayıtlı olan faz değerleri bir diğer görüntünün faz değerinden çıkartılır. Böylelikle, yeni bir görüntü ortaya çıkar bu görüntüye "interferogram" denilmektedir. İnterferogramdaki faz bilgisi kullanılarak çalışılan bölgeye ait Sayısal Yükseklik Modeli (SYM) oluşturulabilir, santimetre bazında yüzey deformasyonları belirlenebilir. Örneğin; depremler, volkanlar, buzullar ve heyelanlar gibi olaylar ile yüzeyde oluşan hareketler sentetik açıklık radar interferometrisi ile ölçülerek haritalanabilmektedir (Çakır, 2003; Çetin, 2010; Doğru ve Özener, 2011).

İnSAR ilk olarak Ayın topoğrafyasını çıkarmak üzere yeryüzüne konumlandırılmış radarlar kullanılarak gerçekleştirilmiştir. İnterferometrik SAR yönteminin yeryüzünün hareketlerini ölçmeye yönelik yararlı bir araç olduğunu ortaya koyan ilk çalışmalar ise Gabriel vd.(1989) ve Massonet ve Thierry (1993), tarafından yapılmıştır. Prati vd. (2009)'nin çalışmalarında InSAR teknolojisindeki yeni teknolojik gelişmelerden bahsedilmiş, yer hareketlerinin yüksek çözünürlüklü SAR sistemleriyle daha hassas takip edildiği belirtilmiştir.

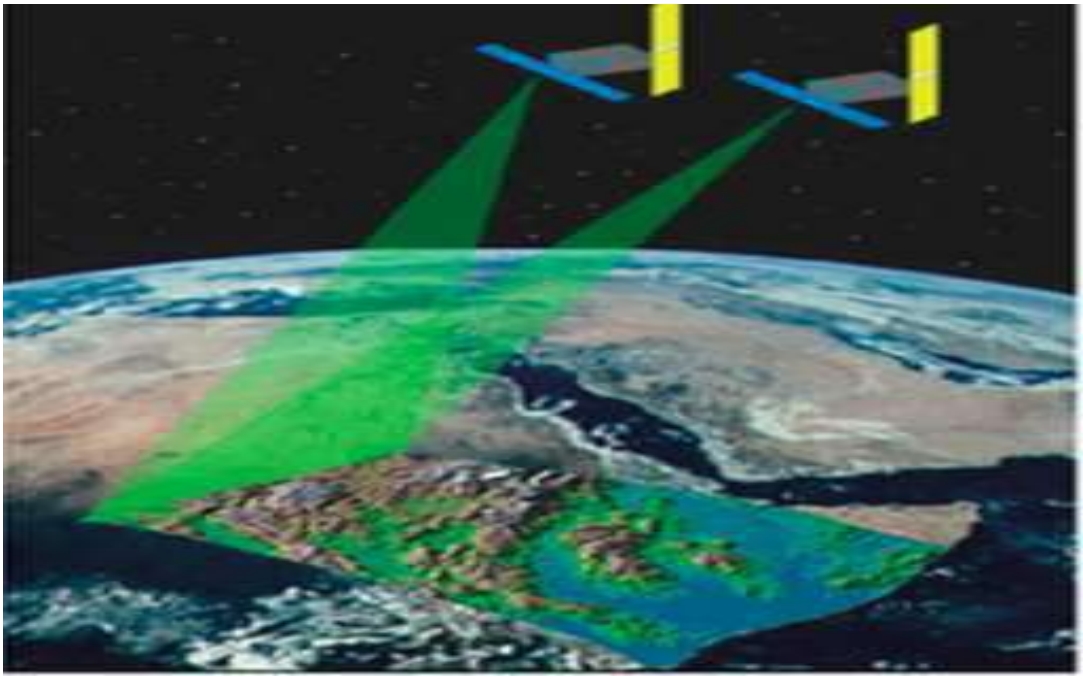
İnSAR verileri kullanarak açık ocak maden sahalarında oluşan yer değişimleri başarıyla gözlemleyen çalışmalar vardır (Jarosz, ve Wanke, 2003; Singhroy ve Molch, 2004; Catania vd., 2005; Ferretti, 2014). 2006 yılında Avrupa Uzay Ajansı (ESA) Güney Afrika'da bulunan ve Afrika'nın en büyük açık ocağı olan Palabora bakır ocağının şevlerinde meydana gelen yer değişimleri 2004 yılı boyunca 24 günde bir alınan uydu görüntüleriyle başarılı bir şekilde gözlemlemişlerdir. Mora vd. (2013) yapmış oldukları çalışmada İspanya'nın kuzey-batısında yer alan açık ocak kömür madeni üretim şevlerindeki yer

değişimleri 2008-2012 yıllarına ait TerraSAR-X uydusundan alınan görüntülerden yararlanarak İnSAR yöntemi ile başarıyla gözlemlemişlerdir. Akcay vd. (2013) ve Sertabipoğlu (2016) ise yapmış oldukları çalışmalarda, Bursa- Orhaneli'deki Türkiye Kömür İşletmesine (TKİ) ait açık ocak kömür işletmesi ve çevresinde oluşan yer değişimleri İnSAR verileriyle gözlemlemişlerdir.

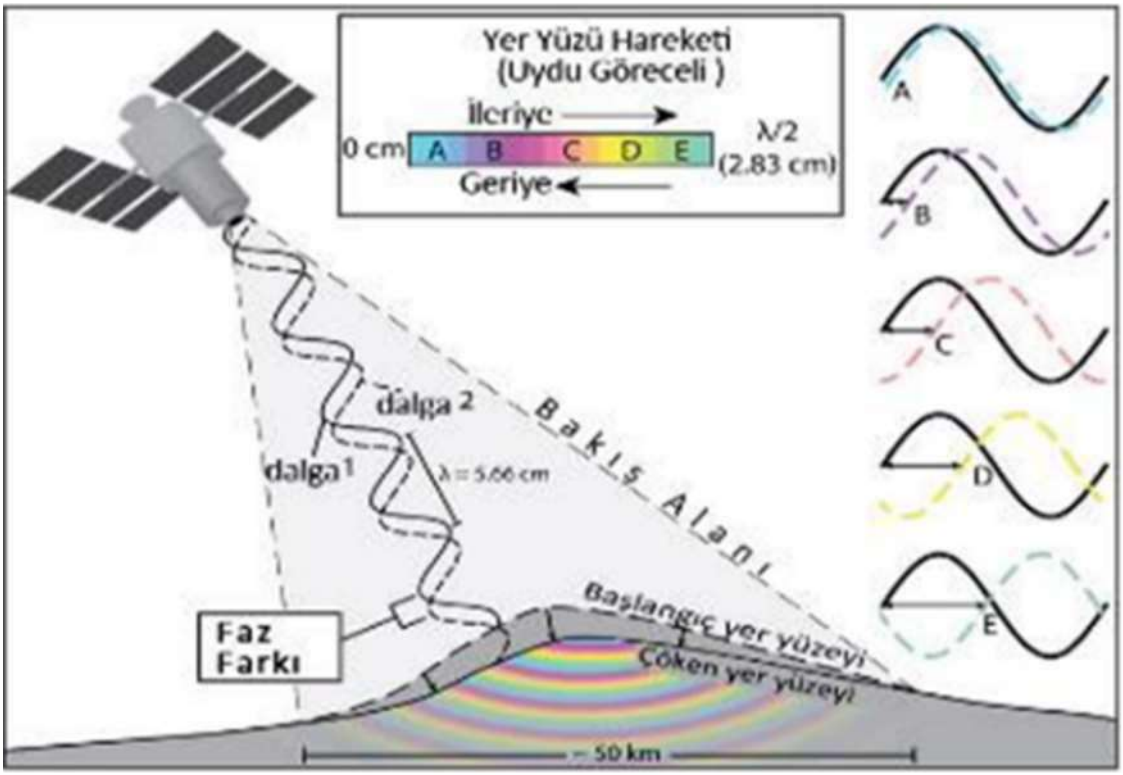
Bu çalışmada, 2012-2015 yılları arasında meydana gelen önemli şev kaymaları nedeniyle üretim aksamaları yaşayan bir Linyit Açık Ocağı basamaklarında meydana gelen yer değiştirmeler İnSAR verileriyle periyodik olarak gözlemlenmiş ve elde edilen veriler ile deformasyon hız haritaları oluşturulmuştur. Deformasyon hız haritaları imalat haritaları ile birlikte değerlendirilmiştir. İnSAR hız haritası analizinin, muhtemel şev yenilmesi bölgelerinin tespit edilmesine olanak tanıdığı için, ön uyarı yöntemi olarak değerlendirilebileceği anlaşılmıştır.

İnSAR (YAPAY AÇIKLI RADAR İNTERFEROMETRESİ) YÖNTEMİ

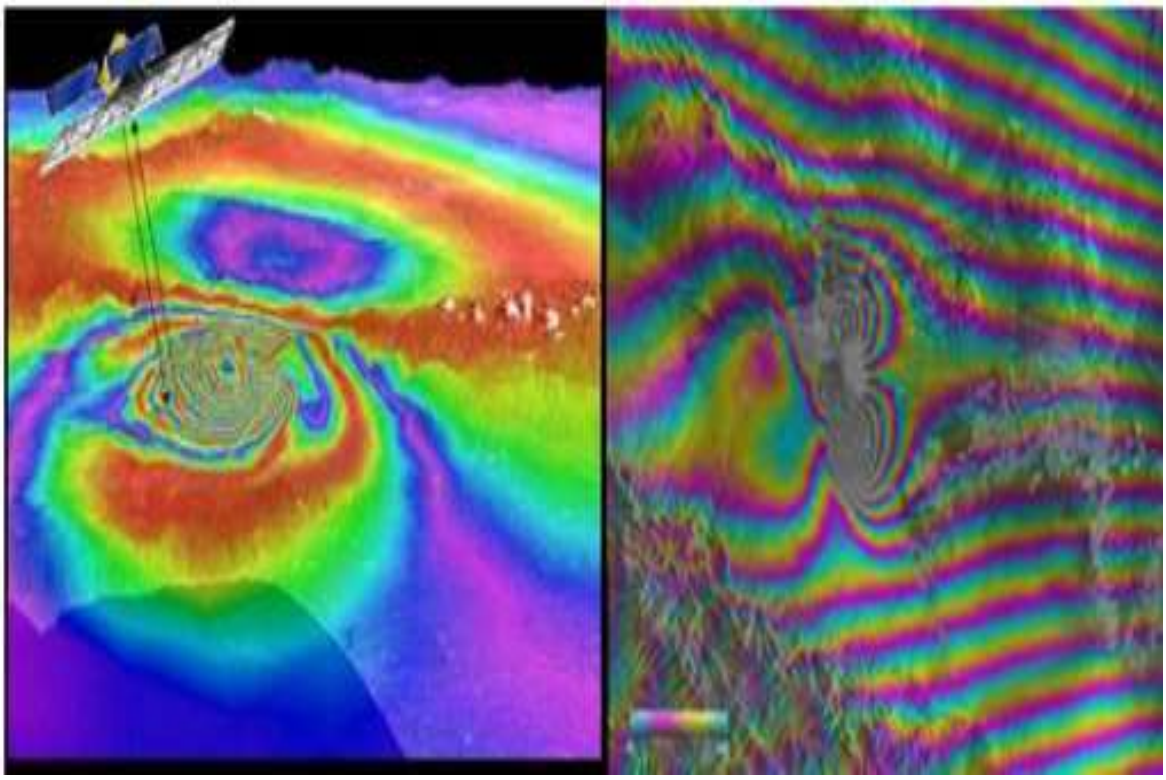
Yerkabuğundaki yükseklik ve yüzeysel değişimlerin alansal olarak ortaya konmasına yardımcı olan bu yöntemde, uydu veya uçak üzerine monte edilen radar sistemleri ile elde edilen radar görüntüleri kullanılır (Şekil 1). Radar görüntüsü, elektromanyetik dalgaların genlik (amplitüd) ve dalga boyundan (faz) oluşur. InSAR yöntemi bu bileşenlerden sadece faz değerini kullanır. Faz değerleri, radar alıcısıyla sinyalin yeryüzüne düştüğü nokta arasındaki uzaklığın mesafe bilgisini, kullanılan sinyal dalga boyunun alt mertebeleri hassasiyetinde verebilmektedir (Şekil 2). InSAR yönteminde çeşitli bilgisayar yazılımları kullanılarak iki farklı zamanda çekilmiş radar görüntüsü hassas bir şekilde üst üste getirilir. Görüntüyü oluşturan piksellerde kayıtlı olan faz değerleri bir diğer görüntünün faz değerinden çıkartılır. Böylelikle, "interferogram" denilen yeni görüntüler elde edilir. İnterferogramlardaki renk kümelerine "frinç" (fringes) (saçak) denir ve faz farkları tarafından oluşturulur (Şekil 3). Faz farkı sadece bir dalga boyunca yapılabilmektedir. Bu yüzden değişim miktarı bir dalga boyuna ulaşınca her seferinde ölçüm sayacı başa sarmaktadır (wrap). Dolayısıyla her bir saçağın sayısal değeri $-\pi$ ila $+\pi$ arasında (yani bir dalga boyunda) değişmektedir. Bu değerlerin radar ile yeryüzü arasındaki gerçek mesafe değişimine (cm cinsinden) dönüştürülebilmesi için sayacın kaç defa başa sardığının bilinerek sarmalın açılması (unwrap) gerekmektedir. Bunun için interferogramda deformasyonun hiç olmadığı bir alan bulunur ve buradan itibaren saçaklar sayılır ve $2\pi/2$ değeri katlanarak her bir saçağa eklenir (Çetin, 2010, Çakır, 2003).



Şekil 1. İnSAR yöntemi ile yeryüzündeki değişimlerin belirlenmesi (Zebker 2004).



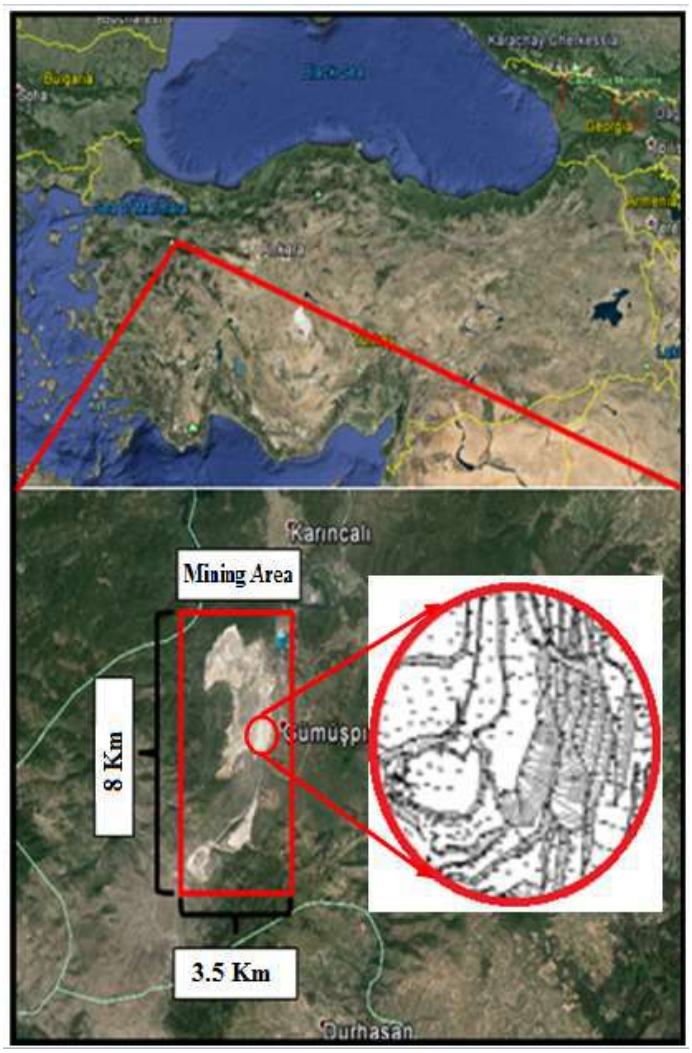
Şekil 2. İnSAR temel prensiplerinin gösterimi (Smithsonian Institution National Museum of Natural History Global Volcanism Program, 2012'den revize edilerek)



Şekil 3. Faz farkının sebep olduğu renk kümelenmeleri (fringes).

ÇALIŞMA SAHASI

Orhaneli Açık Ocak Madeni (OAOM), Orhaneli İlçesi ile OAOM arasındaki mesafe 21 km'dir. Madenin rakımı deniz seviyesinden + 500m. olup OAOM, Gümüşpınar, Sağırlar ve Çivili Köylerine sırasıyla 1 km, 28 km ve 30 km mesafededir (Şekil 4). Çivili ve Sağırlar sektörlerinde ortalama kömür damar kalınlığı 7m, 3.35m'dir. Gümüşpınar sektörünün işletilebilir tek kömür damar oluşumu gözlenmektedir. Ortalama damar kalınlığı 7.05 m. civarındadır. Katman eğimleri 6°- 10° arasında değişmektedir (Aksoy ve diğ., 2013). Sektörlerin rezervleri sırasıyla 23 milyon, 10.5 milyon ve 6 milyon tondur. Üretilen kömürün % 75'i elektrik üretmek için termik santrale gönderilir (Tundemir vd., 2013; Akcay vd., 2013, Sertabipoğlu, 2016).



Şekil 4. Çalışma sahası

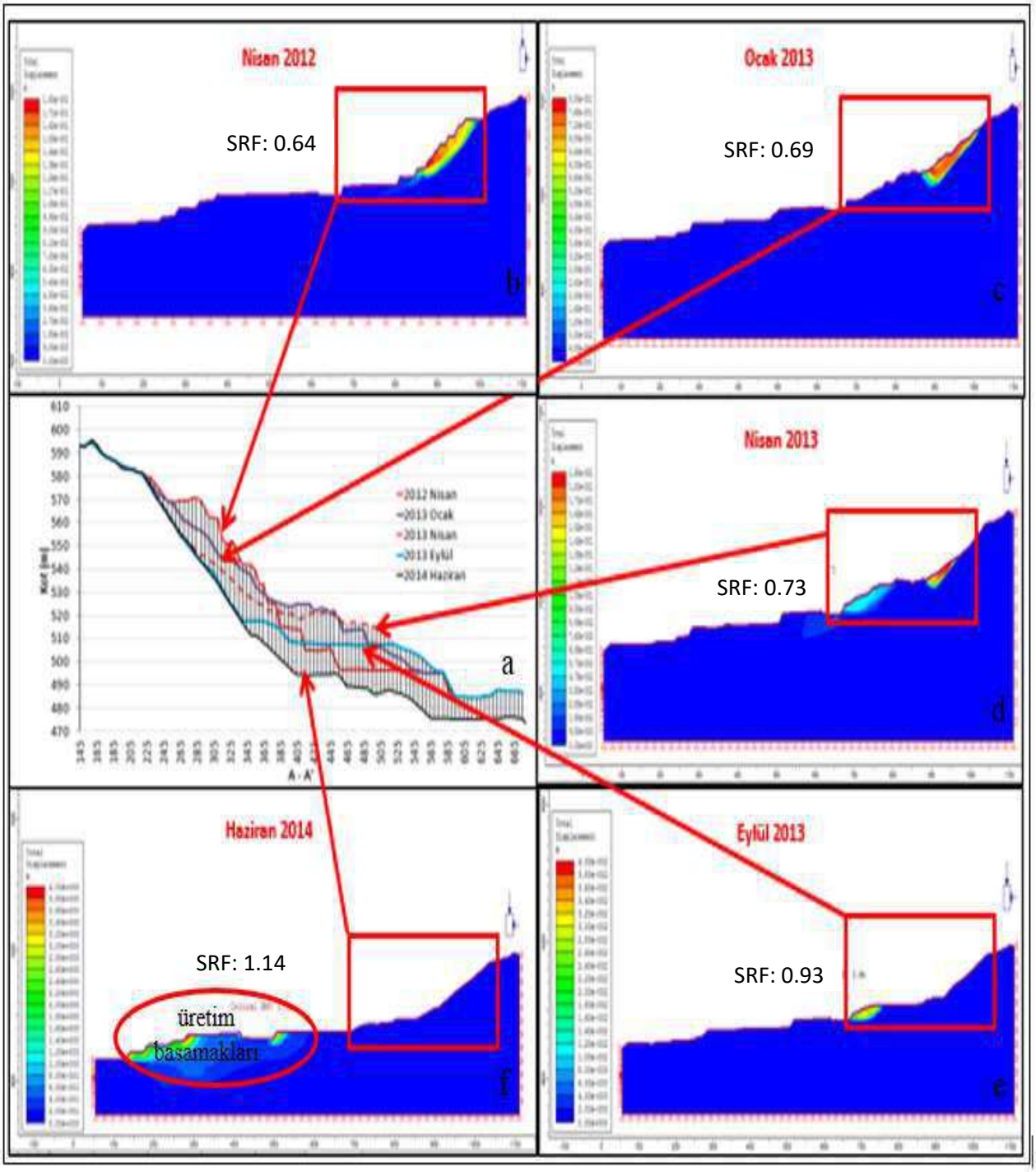
Sahanın Jeolojisi

İnceleme alanı ve yakın çevresinde bulunan temel kayaçlar, İzmir-Ankara-Erzincan Kenet Zonu boyunca tipik olarak gözlenen Mesozoyik ofiyolitik birimleri ve Jura-Kretase yaşlı mermerlerdir. Bu birimlerin üzerinde yer yer uyumsuz, yer yer de faylı dokanakla Miyosen yaşlı kömür içeren birimler bulunmaktadır. Alt seviyelerinde killi ve kömürlü olan Miyosen örtü kayaçları üst seviyelerde tüf-kumtaşı-kiltaşı ardalanması ile temsil olur. Bölgedeki en genç birimler güncel alüvyon olup, çoğunlukla

dere yataklarında ve topoğrafik olarak en düşük kotlarda gözlenmektedir (Karpuz vd., 2006; Özçelik vd., 2013).

Çalışması Sahasında Meydana Gelen Yenilmeler

Çalışma alanı olarak seçilen Gümüşpınar sektörünün doğu yamaçlarındaki şevlerde (Şekil 4), 4 Nisan 2012, 15 Ocak ve 2 Nisan 2013 tarihlerinde üç kere şev kayması meydana gelmiştir (Şekil 5(a)). Kayan kütlenin bir kısmı Eylül 2013'te işletme tarafından kazılmasına rağmen şev stabilitesi tam olarak sağlanamamıştır. Bu nedenle, yenilmeler devam ettiği için 2014 Haziran ayında işletme tarafından kayan kütlenin tamamı kazılarak sahadan uzaklaştırılmıştır (Şekil 5(a)).



Şekil 5 Çalışma sahasının yenilme kronolojisi (a), Birinci yenilmenin (b), ikinci yenilmenin (c), üçüncü yenilmenin (d), birinci kazının (e) ve ikinci kazının (f) şev analizi (Sertabipoğlu, 2016; Sertabipoğlu vd., 2017)

Sertabipoğlu (2016) ve Sertabipoğlu ve diğ. (2017)'nin yapmış olduğu çalışmalarda geri analiz yöntemiyle kaymanın meydana geldiği şevin iki boyutlu analizi yapılmıştır (Şekil 5(b-f)). Bu analizler neticesinde şev bölgesinde 2014 Haziran ayında işletme tarafından kayan kütlenin tamamı kazılarak sahadan uzaklaştırılması sonrası kaymanın devam etmeyeceği anlaşılmıştır. Ancak kazı devam ettiği süre üretim basamaklarının duraylılığı azalacağı ve ocak içine doğru kayacağı anlaşılmıştır (Şekil 5(f)). Nitekim üretim basamaklarında 2016 Şubat ayında bir kaymanın olduğu görülmüştür.

İnSAR VERİLERİNİN ANALİZİ

Bu çalışmada, Alman Uzay Ajansı'nın (The German Aerospace Center (DLR) TerraSAR-X (TSX) uydusundan elde edilen radar görüntüleri kullanılmıştır. Çalışmada 2012 -2015 yılları arasında toplam 26 adet uydu görüntüsü HH (yatay-yatay) polarizasyonda ve Strip Map (yüksek çözünürlüklü) modunda ve Descending (görüntünün, uydu kuzeyden güneye doğru hareket ederken alınması) yönünde temin edilmiştir. (Çizelge 1).

Çizelge 1 TerraSAR-X veri seti.

No	IM	P	Tarih	D veya A
1	Strip Map	HH	16.01.2012	D
2	Strip Map	HH	27.01.2012	D
3	Strip Map	HH	07.02.2012	D
4	Strip Map	HH	18.02.2012	D
5	Strip Map	HH	11.03.2012	D
6	Strip Map	HH	24.01.2013	D
7	Strip Map	HH	04.02.2013	D
8	Strip Map	HH	15.02.2013	D
9	Strip Map	HH	26.02.2013	D
10	Strip Map	HH	31.03.2013	D
11	Strip Map	HH	25.05.2013	D
12	Strip Map	HH	05.06.2013	D
13	Strip Map	HH	16.06.2013	D
14	Strip Map	HH	19.07.2013	D
15	Strip Map	HH	30.07.2013	D
16	Strip Map	HH	10.08.2013	D
17	Strip Map	HH	10.09.2014	D
18	Strip Map	HH	21.09.2014	D
19	Strip Map	HH	02.10.2014	D
20	Strip Map	HH	15.11.2014	D
21	Strip Map	HH	26.11.2014	D
22	Strip Map	HH	07.12.2014	D
23	Strip Map	HH	18.12.2014	D
24	Strip Map	HH	29.12.2014	D
25	Strip Map	HH	20.01.2015	D
26	Strip Map	HH	31.01.2015	D

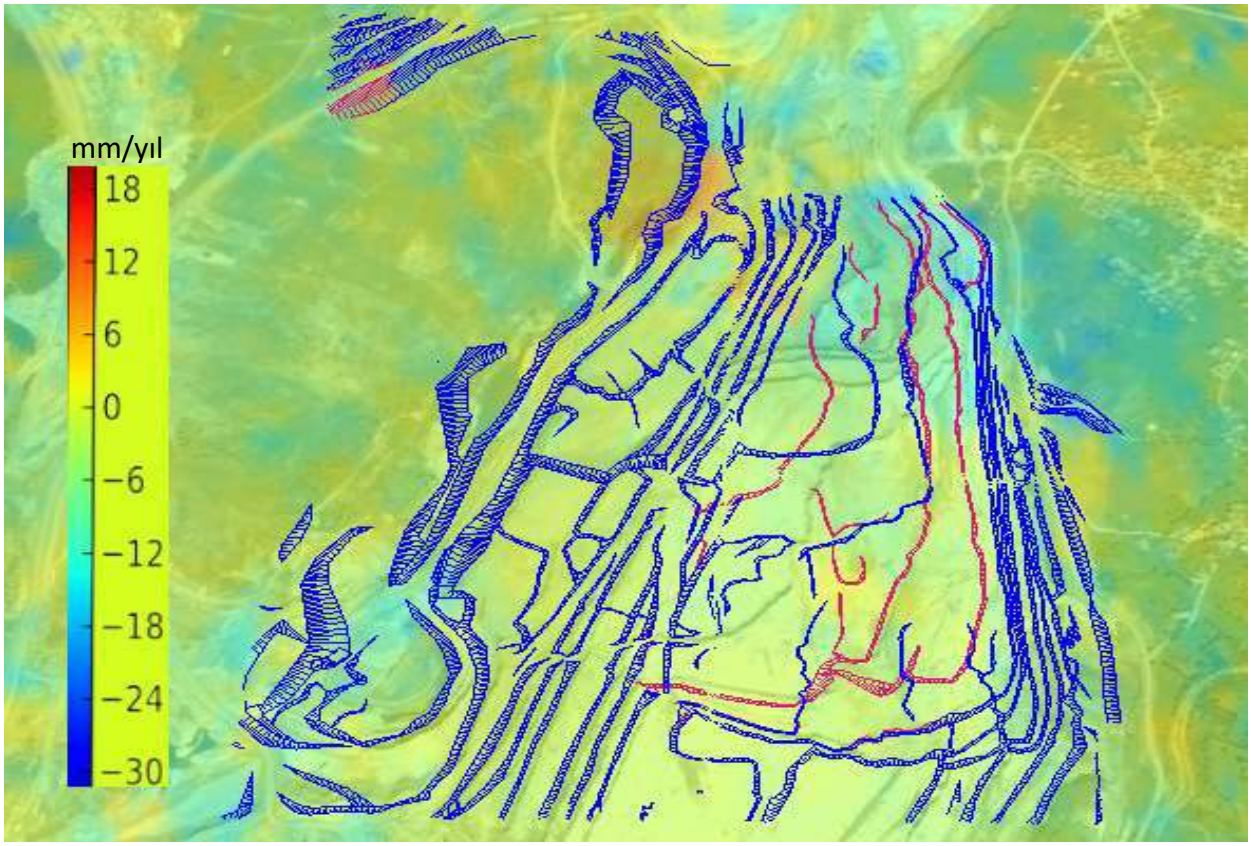
İM: Görüntü Modu P: Polarizasyon HH: Yatay- Yatay
D: Descending A: Ascending

TerraSAR-X uydu görüntüleri Amerika Birleşik Devletleri Miami Üniversitesi Rosenstiel School of Marine & Atmospheric Science, Marine Geosciences Bölümü' ne ait sisteme bağlanılarak Linux tabanlı açık kodlu ROI-PAC (Repeat Orbit Interferometry PACkage) programıyla ham verinin (uydu görüntüsü) prosese hazırlanması, baseline'nın belirlenmesi, topografyanın belirlenmesi, interferogramların oluşturulması, Sayısal Yükseklik Modelinin (SYM) interferogramdan çıkarılması, görüntüler arasındaki benzeşimin (coherence) belirlenmesi, faz çözümlenmesi (phase unwrapping) ve coğrafi kodlama aşamalarının tümü gerçekleştirilerek yapılmıştır.

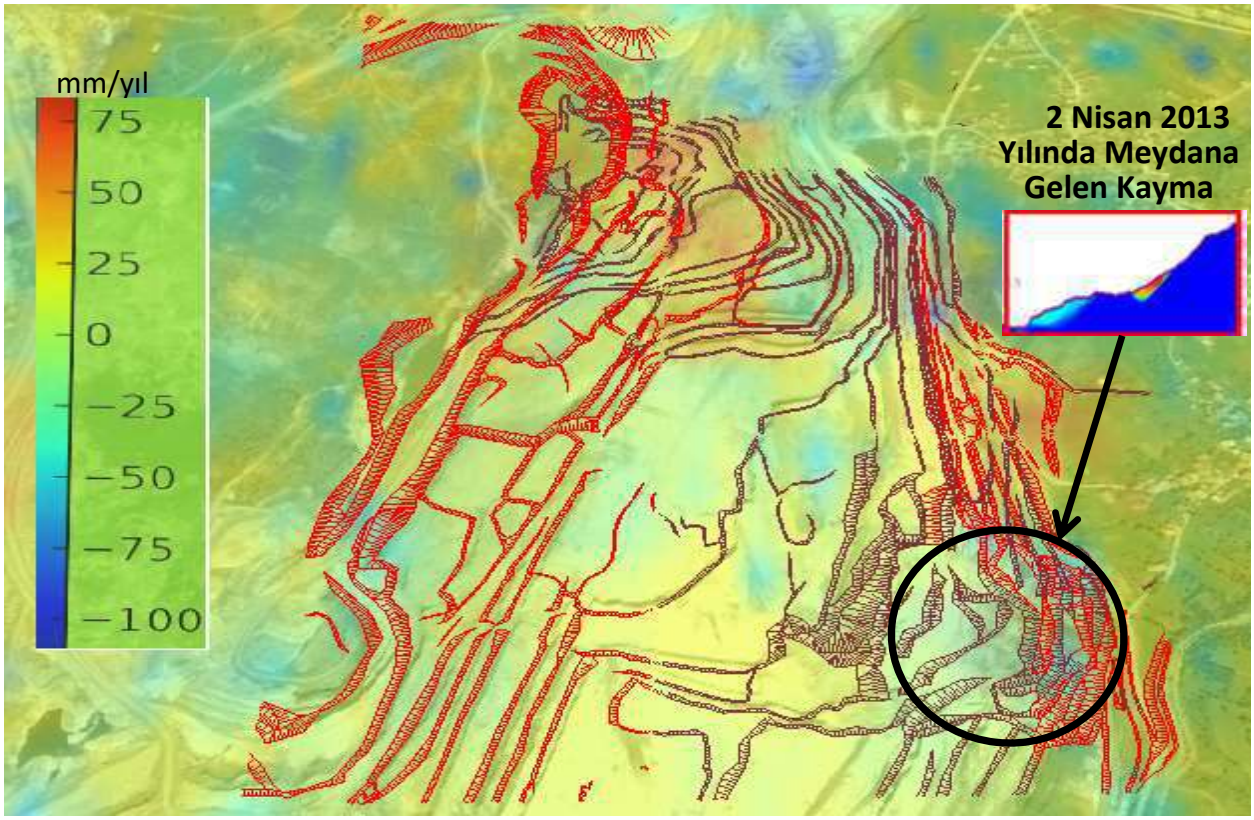
HIZ (VELOCİTY) HARİTALARININ OLUŞTURULMASI

2012 yılına ait, 2013 yılına ait ve 2014-2015 yılları arasına ait olmak üzere üç ayrı gruba ayrılan uydu görüntülerinden elde edilen interferogramlar kullanılarak her bir gruba ait hız (velocity) haritaları oluşturulmuştur. Şekil 6'da 2012 yılına ait hız haritası, 2012 Ocak ve Nisan ayı imalat haritaları birlikte gösterilmiştir. Şekilde görüldüğü gibi yer yer 18-30 mm/yıl hızda yer değiştirmeler görülmektedir.

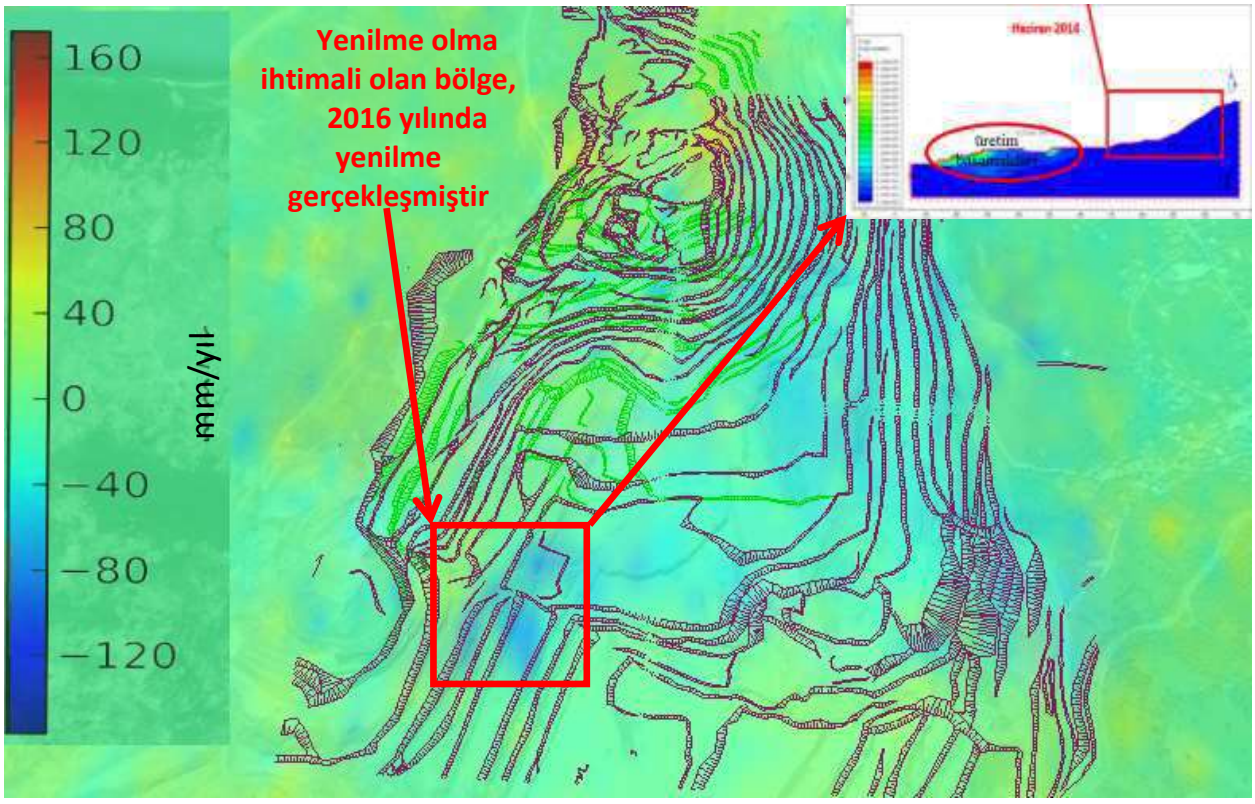
Şekil 7'de 2013 yılına ait hız haritası, 2013 Mayıs ve Ağustos ayı imalat haritaları ile birlikte gösterilmiştir. Şekilde görüldüğü gibi 2013 Ocak ayında meydana gelen kayma bölgesinde yer değiştirmelerin devam ettiği, yer değiştirme hızlarının 25-50 mm/yıl arasında değiştiği görülmektedir. Şekil 8'de 2014-2015 yılları arasına ait hız haritası, 2014 Eylül ve 2015 Şubat ayı imalat haritaları birlikte gösterilmiştir. Şekilde görüldüğü gibi ocak içerisinde ve doğu yönündeki şevlerde yer değiştirme hızı 40-80 mm/yıl olarak belirlenmiştir. Görüldüğü üzere 2016 yılında meydana gelen yenilmenin belirtileri 2014-2015 yılları arasındaki İnSAR verilerinin analizi ile yakalanabilmektedir. Kazı devam ettiği süre bu kısımdaki üretim basamaklarının duraylılığı azalacağı ve ocak içine doğru kayacağı Sertabipoğlu (2016) çalışmasıyla ve yenilme sonucu bu bölgede kayma olduğu işletmeden alınan bilgilerle doğrulanmıştır.



Şekil 6. 20120116- 20120311 arasındaki yer değiştirme hızı (velocity) haritası (mm/yıl) (kırmızı renkte görünen imalat haritası 01 Nisan 2012 tarihine ait, mavi görünen ise 1 Ocak 2012'ye aittir).



Şekil 7. 20130331-20130810 arasındaki yer değiştirme hızı (velocity) haritası (mm/yıl) (kahverengi görünen imalat haritası 2 Mayıs 2013 tarihine ait, kırmızı görünen ise 02 Ağustos 2013 'e aittir).



Şekil 8. 20140910-20150131 arasındaki yer değiştirme hızı (velocity) haritası (mm/yıl) (yeşil renkte görünen imalat haritası 01 Eylül 2014 tarihine ait, kahverengi görünen ise 02 Şubat 2015 'e aittir).

SONUÇLAR

Ülkemizde özellikle büyük ölçekli açık ocaklarda son yıllarda meydana gelen ve olumsuz sonuçlar doğuran şev kaymalarının önlenebilirliği açısından, uydu görüntüleri yardımıyla şevlerin kısa zaman aralıklarında ve sürekli olarak izlenmesi ve bu çalışmada kullanılan İnSAR yöntemi gibi gelişmiş yöntemlerle risk bölgelerinin belirlenmesi ve şev kayma risklerinin önceden tespiti oldukça önemlidir.

Açık ocak madencilik işlemlerinin en büyük sorunlarından biri olan şev kaymaları yeraltı madenciliğinde ortaya çıkan tasmanlar kadar tehlikeli sonuçlara yol açabilmektedir. Yer değişimlerin ölçülmesinde kullanılan geleneksel yöntemler, ölçüm koşullarının kısıtlı olması nedeniyle yerlerini bu yöntemlere göre pek çok üstünlüğü olan uydu aracılı sistemlere bırakmaktadır. Bu sistemler sadece madencilik uygulamalarında değil, deprem, buzul hareketi, volkan aktivitesi ve deniz ve su hareketliliği gibi önemli olayların gözlemlenmesinde de gittikçe yaygınlaşmaktadır.

Bu çalışmada, 2012-2015 yılları arasında meydana gelen önemli şev kaymalarının nedeniyle üretim aksamaları yaşayan bir Linyit Açık Ocağı basamaklarında meydana gelen yer değiştirmeler İnSAR verileriyle periyodik olarak gözlemlenmiş ve elde edilen veriler ile deformasyon hız haritaları oluşturulmuştur. Deformasyon hız haritaları, imalat haritaları ile birlikte değerlendirilmiştir. İnSAR hız haritası analizinin, muhtemel şev yenilmesi bölgelerinin tespit edilmesine olanak tanıdığı için ön uyarı yöntemi olarak değerlendirilebileceği anlaşılmıştır. Söz konusu yöntem ile özellikle büyük ölçekli, açık maden işletmelerinde, tüm basamaklarda deformasyonların ve yer değiştirmelerin izlenebileceği görülmüştür.

KAYNAKLAR

Akcay, O., Akyilmaz, O., Tuncdemir, H., Guclu, E., and Yilmazturk, S. (2013). Monitoring and evaluation of the continuous surface changes on Orhaneli Open-Pit Mine, 5. TerraSAR-X / 4. TanDEM-X Science Team Meeting, DLR – Oberpfaffenhofen, 4 syf. CDROM.

Akçın, H., Kutoğlu, H. Ş., and Deguchi, T. (2007). Monitoring coal-field subsidence by integrating GPS and SAR, *GIM International Journal*, Volume 21, Issue 11.

Akçın, H., Kutoğlu, H. Ş., Kemaldere, H., ve Deguchi, T. (2009). Zonguldak Taşkömürü Havzasında Düşey hareketlerin izlenmesine yönelik İnSAR çalışmaları, TMMOB Harita ve Kadastro Mühendisleri Odası 12. Türkiye Harita Bilimsel ve Teknik Kurultayı, Ankara, 7 syf. CDROM.

Canaslan, F. (2010). İnSAR yöntemiyle düşey yönlü yüzey deformasyonlarının belirlenmesi. Konya örneği, Yüksek Lisans Tezi, Selçuk Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Harita Mühendisliği Anabilim Dalı, 1-2.

Catania, F., Farinaa, P., Morettia, S., Nicob, G., and Strozzic, T. (2005). On the application of SAR interferometry to geomorphological studies. Estimation of landform attributes and mass movements, *Geomorphology,* 66, 119–131.

Çakır, Z. (2003). Analysis of the crustal deformation caused by the 1999 Marmara earthquake sequence using synthetic aperture radar interferometry, Thesis (PhD), İ.T.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü, s. 116.

Çetin, E. (2010). 1 Ekim 1995 Dinar Depremi faylanma parametrelerinin İnSAR ve sismoloji verileriyle belirlenmesi, Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi, İstanbul.

Doğru, A., Özener, H. (2011). GPS ve İnSAR ile yer değiştirmelerin belirlenmesi, TMMOB Harita ve Kadastro Mühendisleri Odası 13. Türkiye Harita Bilimsel ve Teknik Kurultayı, Ankara, 5 s, CDROM.

ESA (European Space Agency) (2006). Radar satellite service checks stability of Africa's largest artificial hole, http://phys.org/news9527.html, [Ziyaret Tarihi: 15.08.2014].

Ferretti, A. (2014). Satellite InSAR data reservoir monitoring from space, 2014 EAGE Publications, Netherlands, p. 1-159.

Gabriel, A K., Goldstein, R M., and Zebker, H A. (1989). Mapping small elevation changes over large areas-differential radar interferometry, *J. geophys. res.*, 94(B7) 9183–9191.

Jarosz, A., Wanke, D. (2003). Use of InSAR for Monitoring of Mining Deformations, Proceedings of FRINGE 2003 Workshop, ESA/ESRIN, Frascati, Italy, 6 pp. CDROM.

Karpuz, C., Koçyiğit A., Tutluoğlu, L., Düzgün, Ş., Koçal, A., Erdem, E., ve Alkılıçgil, Ç. (2006). Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu TKİ, Orhaneli İşletmesi Açık Ocakları Panolarında şev tasarımı ve Dragline çalışma sisteminin belirlenmesi projesi, ODTU Maden Müh. Böl., Proje kod no: 05-03-05-2-00-13.

Massonnet, D., Thierry, R. (1993). Radar interferometry: limits and potential. *IEEE transactions on geoscience and remote sensing*, 31, 455-464.

Mora, O., Alvarez., I., and Amor Herrera, E. (2013). Slope stability study in open pit and underground mines by means of forensic analysis and radar interferometry, Slope stability 2013, Brisbane, Australia, p. 1021- 1032.

Özçelik, Y., Dirik, C K., Özsayın, E., ve Yılmazkaya, E. (2013). TKİ-GLİ Müessesesine bağlı Bursa Linyitleri İşletme Müdürlüğüne Ait Gümüşpınar, Sağırlar Ve Çivili sektörlerindeki kömür sahalarının optimum değerlendirilme koşullarının belirlenmesi ve üretim faaliyetleri halen devam eden Gümüşpınar sektöründekı şev stabilitesi problemlerinin çözümüne yönelik çalışmaların yapılması, işletme projesinin revize edilmesi, Sağırlar Ve Çivili sektörlerindeki yer altı rezervlerinin işletilmesine yönelik avan projelerin hazırlanması projesi nihai raporu, Hacettepe Üniversitesi Jeoloji Bölümü.

Prati, C., Ferretti, A., and Perissina, D. (2009). Recent advances on surface ground deformation measurement by means of repeated space-borne SAR observations, *Journal of geodynamics*. 49 (3), 161-170.

Rosen, P C., Werner, E., Fielding, S., Hensley, S., Buckley, P., and Vincent (1998). Aseismic creep along The San Andreas Fault Northwest on Parkfield, California, measured by radar interferometry, *Geophys. Res. Lett*., 25, pp. 825–828.

Sertabipoğlu, Z. (2016). İnSAR Kullanılarak Açık Ocak Şev Hareketlerinin İzlenmesi ve Şev Duraylılık Analizi Istanbul Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, *Doktora Tezi*, p. 227.

Sertabipoğlu, Z., Özer, Ü., ve Tunçdemir, H. (2017). 2D back analysis of slopes of a lignite open pit using Finite Element Method (FEM): A Case Study, 25rd International Mining Congress and Exhibition of Turkey, Turkey, Antalya, pp. 73-80.

Singhroy, V., Molch, K. (2004). Characterizing and monitoring rockslides from SAR techniques, *Advances in space research*, 33, 290–295.

Smithsonian institution national museum of natural history global volcanism program (2012) Most Recent Bulletin Report: May 2012 (BGVN 37:05), http:// www. volcano. si. edu/volcano. cfm? vn=332020, [Ziyaret Tarihi: 09.10.2014].

Tunçdemir, H., Güçlü, E., Akçay, Ö., Akyılmaz, O., Yılmaztürk, S., and Motagh, M. (2013). A Methodology for deformation control with InSAR: Orhaneli Open Pit Mine Case Study, 23rd International Mining Congress and Exhibition of Turkey, Turkey, Antalya, pp. 211-217.

Zebker, H. (2004). InSAR Workshop Summary Report, October 20–22, 2004 Oxnard, California, p. 64.

İZMİR BUCA – ONAT TÜNELİNDE UYGULANAN YENİ AVUSTURYA YÖNTEMİ VE DEFORMASYON ÖLÇÜMLERİN DEĞERLENDİRİLMESİ

İZMİR BUCA – ONAT TUNNEL NEW AUSTRIAN TUNNELING METHOD AND DEFORMATION MEASUREMENTS SURVEILLANCE

M.B. Çolak[1,] *, C.O. Aksoy[1]

[1]Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: baki_colak@hotmail.com)*

ÖZET

İzmir Buca Onat Tüneli, Onat Caddesi ile Şehirlerarası Otobüs Terminali ve çevre yolu arasında yapılmakta olan kazı destek çalışmaları 2017 yılında başlamıştır. Tünelin destek sınıfı için belirlenen her zonda o zonu temsil eden sondajlar göz önünde bulundurulmuştur. Yeni Avusturya Tünel Açma Yöntemi (NATM) ana ilkelerinde projelendirilmiştir. İzmir Buca Onat Tüneli Projesi, trafik problemlerinin ve binaların yoğun olduğu bir alandan geçmektedir. Kazı faaliyetleri sırasında ve sonrasında oluşan tünel içi deformasyonların ve yüzey hareketlerinin devamlı ölçülmesi ve değerlendirilmesi gerekli olmaktadır. Tünel kazı çalışmalarından dolayı oluşan yüzey oturması ve tünel cidarında oluşan deformasyonların belirlenebilmesi için püskürtme beton işleminden sonra deformasyon bulonları tesis edilmiş, oluşan deformasyonlar sonucunda okuma değerleri günlük olarak tasman çalışmalarına paralel olarak değerlendirilmiştir.

Anahtar Sözcükler: İzmir, Jeolojik yapı, Tünel kazısı

ABSTRACT

The supportive excavation works of İzmir Buca Tunnel ,which is located along the onat Street , bus terminal and freeway , have been started in 2017 .The drillings, which represent the every single zone, have been considered in the regions which have been determined for the supportive parts of tunnel .The tunnel has been worked acoording to the fundemental prrinciples of NATM .İzmir Buca Onat Tunnel Project has been located in a place that has a very complicated traffic jams and includes lots of buildings. The deformations in the tunnel and surface movements which occurred during and after excavation activities must be measured and evaluated continuously.The deformations bulons have been established after the spraying process in order to determine the deformations inside the tunnel walls and the deformations on the surface caused by excavation works and then the reading values of deformations occured have been evaluated parallel with collateral studies.

Key Words : İzmir, Geological structure , Tunnel excavation

GİRİŞ

Tüneller; eksenin eğim açısı 30^{0}'den daha küçük olan, iki ucu açık ve boyuna göre çapı çok küçük olan yeraltı yapılarıdır. Bu tarif maden mühendisliği açısından; kazılabilen ve tahkim edilen yeraltı kaya yapıları şeklinde revize edilmiştir. Bu tanımdan çıkarılan sonuca göre tünel inşasında en önemli unsur; mevcut kayanın kazılabilme ve desteklenebilme özelliğidir. Başka bir anlatıma göre tünel; demiryolu, karayolu, yaya yolu, kanal vb. taşınma yollarının bir kısmının yeryüzünden geçirilmesinin teknik bakımdan olanaksız olduğu ya da ekonomik bakımdan uygun bulunmadığı yerlerde, bu kısmın yeraltından geçirilmesi için başvurulan sanat yapılarıdır (Köse vd., 2007).

Tüneller, uygun ulaştırma yapıları vasıtası ile aralarında doğal zorluklar ve tehlikeler olan, iki yerleşim biriminin kesintisiz bir şekilde bağlantısını sağlayan önemli mühendislik yeraltı yapılarındandır. Böylece dağlık arazi, nehirler ve denizler gibi doğal engelleri, izin verilen güvenli ve elverişli ulaştırma sistemleriyle, iklim şartlarından da etkilenmeyecek şekilde aşılması tüneller ile sağlamaktadır. Yolcu ve yüklerin kesintisiz taşınabiliyor olması, bir toplumun gelişmesi ve sosyal olarak refaha ulaşabilmesi için gerekli bir durumdur. Tünellerin faaliyet alanları, güvenilirlik ve verimlilik içerisinde, kesintisiz ve uygun koşullarda ulaştırma sağlamaktır. Tüm büyük şehirlerde olduğu gibi İzmir'de bu çağdaş değişime ayak uydurmak için Ulaşım Dairesi Başkanlığı'nın, Buca-Onat Caddesi Şehirlerarası Otobüs Terminali ve Çevre Yolu Arası Bağlantı Yolu Tünel geçişini kapsayan proje ile gerçekleştirmiştir. Projenin kontrol kısmı Fen İşleri Dairesi Başkanlığı – Yol Üst Yapı Şube Müdürlüğünde olup projenin yüklenici firması HGG İnşaat Anonim Şirketinde olmuştur. Proje 2017 yılında başlamış olup 2019 yılında tamamlanması planlanmaktadır. Güzergah İzmir'in Buca ilçesi sınırları içerisinde yer almaktadır. Projelendirilen tünel Onat Caddesi ile Çevre Yolu arasında km:0+887 – km:3+395 (sol tüp), km:0+887 – km:3+430 (sağ tüp) kalmakta olan şehir içi tünelidir.

Şekil 1. Google Earth üzerinde tünel güzergahının görüntüsü

GÜZERGAH JEOLOJİSİ

Tünel güzergahının ve bölgenin jeolojisi incelendiğinde kireçtaşları, kumtaşı, kiltaşı ve çakıltaşı ardalanması görülmektedir.

Bölgede; kiltaşı-kumtaşı-kiltaşı birimlerinin üzerine üst miyosen yaşlı Kireçtaşı birimi gelir. Neojen tortul birimlerinin üst seviyelerini teşkil eden kireçtaşları grimsi beyaz, pembemsi bej renklerde gözlenir. Kireçtaşı birimi; killi kireçtaşı-marn ve kiltaşı ara seviyeleri içeren görsel kireçtaşlarından yapılır. Istifin ana litolojisini oluşturan kireçtaşları gastrapod ve saz fosilli, katmanlı, bol çatlaklı, yersel birleşik yapılı ve yer yer silifiye olmuş kireçtaşı şeklindedir.

Ayrıca süreksizlik zonlarına bağlı olarak erime boşlukları gelişmiştir. Birim düşük kotlarda kiltaşı-marn seviyeleri ile ardalanma gösterirken, üst kotlarda sadece kireçtaşları gözlenir. Bu durum birimin, sığ görsel ortamda çökeldiğini göstermektedir. Kireçtaşı çökelimi göl ortamında devam ederken, aynı zamanda ortama farklı zamanlarda silis gelişimi olmuştur. Arazide kayacın düşey profilleri incelendiğinde bantlı bir yapının varlığı dikkat çekmektedir. Bu bantların oluşumu sırasında silis getirimi bazen çok miktarda, bazen de yok denecek kadar az olduğu gözlenmiştir. Su ile reaksiyon sonucu kalsiyum karbonat bileşimli kesimler eriyerek oyukları, buna karşılık silisli kısımlar stabil kalıp, pürüzlü ve çıkıntılı

kısımları oluşturmuştur. Hakim rengi sarımsı bej, krem olup gevşek dokulu, sık çatlaklı, çatlakları kırmızı kil dolgulu, breşik ara düzeyli oldukça ayrışmıştır.

Çıkış portal civarında mostra veren bu birim, ayrışmış olup genelde tabakalanma yüzeyleri belirsizdir. Kahverenkli, yeşilimsi kahverenklerde olup sert zemin, yumuşak kayaç niteliğindedir. Çakıltaşı biriminin orta-üst seviyelerinde birbirine girik olarak yer alan, marn (ayrışmış), az çakıllı silttaşı – kiltaşı (ayrışmış), çakıllı kumtaşı, çakıltaşı (orta derecede ayrışmış) mercek ve bantları inceleme alanın ortalarında hakim jeolojik ortamı belirler. Çakıllı kumtaşı; grimsi, sarımsı, beyazımsı renkli, ince taneli düzgün ince katmanlı, az dayanımlı, silttaşı; grimsi yeşil renkli, düzgün katmanlanmalıdır. Az çakıllı kiltaşı grimsi, siyahımsı yeşil ince tabakalı az dayanımlıdır. Çakıltaşı birimi tabanda oldukça sert, iyi pekişmiş, orta-kalın tabakalı, gri ve onun değişik tonlarında bir renk sunar. Çakıltaşları çalışma alanında yüzlek vermemektedir. Çakıltaşı birimi tabanda tek düzey iken orta-üst seviyelere birbirine girikmarn, az çakıllı silttaşı – kiltaşı, çakıllı kumtaşı mercek ve bantları içermektedir.

YENİ AVUSTURYA TÜNEL AÇMA YÖNTEMİ İLE TÜNEL KAZISI VE DEFORMASYON ÖLÇÜMLERİ

Tünelcilikte, yeni bir anlayışın ortaya çıkmasına yol açan Yeni Avusturya Tünel Açma Yöntemi (NATM) tünelin içinde açıldığı kaya ortamına kendi kendini taşıtma ilkesine dayanır. Açılan bu boşlukta, boşluğu çevreleyen yan taşlarda ortaya çıkan yeni kuvvetlerin kontrolü ile seçilen tahkimatın uygulanması bu yöntemin ana unsurlarındandır. Koruyucu tahkimat olarak adlandırılan destek, zeminin dengelenmesini sağlar. Zemini taşımak için kaya bulonları, püskürtme beton ve invert betonu ile tahkimat sisteminin diğer bölümleri oluşturulur. Kazı yapıldığı anda tünel cidarında oluşan birincil gerilmeleri karşılamak amacıyla geçici tahkimat yapılırken, sekonder gerilmeleri karşılamak için kalıcı kaplamalar yapılır (Köse vd., 2007).

Yeni Avusturya Tünel Açma Yöntemi (NATM), temel olarak çok sağlam kaya ortamdan çok yumuşak kaya ortamlarda kazı destek sistemleriyle, kazının püskürtme beton ve çelik hasırlı püskürtme beton ile korunması, çelik iksa ve bulonlarla plastik kemerleşmeyi sağlamasına yardımcı olunarak, ölçümlerle esnek revize edilebilir bir tünel açma ve destekleme metodudur. Bu yöntem tünelciliğe yeni bir bakış açısı getirmektedir. Bu sebeple eski yöntemlerle karşılaştırıldığında genel ilkeleri bakımından pek benzerlik göstermez. NATM'nin Leopold Müller tarafından geliştirilen 22 prensibi olup, esası ana kayanın ilk sağlamlığını koruyarak yapılacak tahkimatla beraber kayaç bölgesinin de taşıyıcı olmasını sağlamaktır. Bu sebeple tahkimat işlemleri en kısa zamanda tamamlanır. Kazı kesitleri ne kadar yuvarlak seçilirse yöntem o kadar iyi çalışmaktadır. Günümüzde ülkemizde yapılan birçok tünelde NATM metodu kullanılmaktadır (Köse vd., 2007).

Tünelde Kazı İşlemi

Tünelin kazı işlemi giriş portalı tarafından yapılmaya başlanmıştır. Tünel açımında ilk olarak üst yarı kazısı yapılır ve sonrasında alt yarı kazısına geçilerek 2 aşamada kazı işlemi gerçekleşmiş olur. Tünel kesitinin kazıldığı kaya yüzeyine 'ayna' denir. Tünel içerisinde, aynada kazı yapmak için öncelikle aynada ne kadar ilerleme yapılacağı ve yapılacak olan ilerleme miktarına bağlı olarak kayacın kendini tutabilmesi için robbit borusu çakılır. Destek için robbit borusu yerleştirmeden önce; aynada ilk kazıya giriliyorsa üst yarı aynası topograf tarafından çizilir. Çizilen kazı alanı ekskavatör (darbeli kırıcı) ile kazılır (Şekil 2). Kazılan malzeme loeder ile taşıma gerçekleştirilir. Püskürtme beton (shotcrete) atımı yapabilmek için belli bir malzeme platform yapılarak bırakılır. Platform alındıktan sonra ekskavatör ile iksa ayaklarının geleceği bölgeyi açarak, iksa montajı topoğraf eşliğinde yapılır. Kazı işlemine ilk olarak girildiğinde sıfır noktasına ve ilerleme mesafesine iksa montajı yapılır. İlerleme mesafesi 50 cm'dir. İki iksa arasını işban demiri kaynatılarak sabitleme işlemi sağlanır. Sabitleme işlemi yapıldıktan sonra shotcrete atılma işlemine geçilir.

Şekil 2. Tünelde hidrolik kırıcı ile kazı işlemi

Tünel kazılarının vazgeçilmez destekleme elemanı olan püskürtme beton projede aynı malzemelerin farklı miktarlarda karıştırılmasıyla kullanılmaktadır. Shotcrete kullanılan ekipmanla bağlı olarak kuru veya yaş olarak atılabilir. Shotcrete atıldıktan sonra platform için bırakılan pasa işlemi loeder ile alınır. Ekskavatör ile önceki iksanın ayak bölgesi açılır. Bu sayede kazının sınırlarını operatör önceki iksayı baz alarak rahatlıkla yapabilir. Kazıya ayak bölgesinden başlanır. Sağ ve sol ayak bölgelerini açtıktan sonra omuz bölgelerine doğru ardından da eksene doğru gelerek kazı tamamlanır. Kazı işlemi en fazla uygulanan destekleme mesafesinin yarı mesafesine kadar yapılabilir. Örneğin; robbit boyu 6 m dir. Yeni robbit borusu yerleştirmek için 4 - 5 metre kazı yapılması gerekir (Şekil 2). Süren borusunu boyu 4 metre olup yeniden süren çakılması için 2-2.5 metre kazı yapılması gerekir. İlerleme bir hasır eninde olduğunda shotcrete atılmış iksalara ikinci kat hasır olarak bağlanır ve tekrar shotcrete atılır. İlerleme çok fazla olmadan geri dönülerek enjeksiyonlu kaya bulonları yapılır.

Şekil 3. Jumbo ile robbit delgisi

Bu işlemler yapıldıktan sonra alt yarı kazısının yapılmasında bir engel kalmamış olur. Alt yarı kazısı yapılacak bölge kullanımda değilse, önünde çalışma yoksa veya önde yapılan çalışma bitene kadar belli bir mesafe alt yarı kazısı ve tahkimatı yapılabiliyorsa alt yarı çalışması yapılır. Alt yarı kazısı topograf tarafından yaptırılan şablon ile yapılır. Şablon üst yarıda sabit aralıklarla ve bulunduğu yere göre uygun kottaki noktalara konulur ve şablon baz alınarak kazı yaptırılır. Tahkimat tipine göre alt yarı tahkimatı yapılır. Üst ve alt yarısı bitmiş olan tünele belirli aralıklarla eksen ve omuz bölgelerine shotcrete işleminin dışına çıkacak kadar 30 cm delikler delinir. Bu deliklerden enjeksiyon verilerek shotcrete arkasında kalan boşlukların dolması ve üst bölgelerde bulunan suyun aşağılara alınması sağlanır (Şekil 4). Bütün bunlar yapıldıktan sonra enjeksiyonun bittiği yerler su ve hava tutularak temizlenir. Çelik hasır, S220 çeliğinden soğuk çekme yöntemi ile çekilip nervürlenme işlemi yapılıp imal edilen, yüksek dayanma gücüne sahip ve genellikle inşaatlarda kullanılan beton çeliğidir. Çelik hasırların minimum çekme mukavemeti 550 N/mm^{2}'dir. Tünel içinde shotcrete işlemindeki betonun statik özelliklerini artırmak için çelik hasırın bağlanmasına geçilir. C2 ve B3 tahkimat sistemlerinde kullanılan tahkimat elemanları aşağıda Çizelge 1'de verilmektedir.

Şekil 4. İksa ve çelik hasır arasına shotcrete atılması

Çizelge 1. Uygulanan tahkimat elemanları

Tahkimat Elemanları	Özellik	C2 Klas	B3 Klas
Ön Süren (Gerektiğinde)	Çap	Φ2" enjeksiyonlu borular	Φ1 1/2" enjeksiyonlu borular
	Boy (m)	6	6
	Aralık	30 cm	C/C 20-30 cm Üst yarı Alın Bölgesinde
	Bindirme Boyu	6 m/Min 2 atım boyu bindirmeli	6 m/Min 1 atım boyu bindirmeli
	Tip	PG	PG
Kaya Bulonu	Çap (mm)	32	28
	Boy (m)	6	4
	Round BoyuxBulon Aralığı (m)	1.00x1.00	1.25x1.50
Çelik İksa	Tip	I-200	I-160

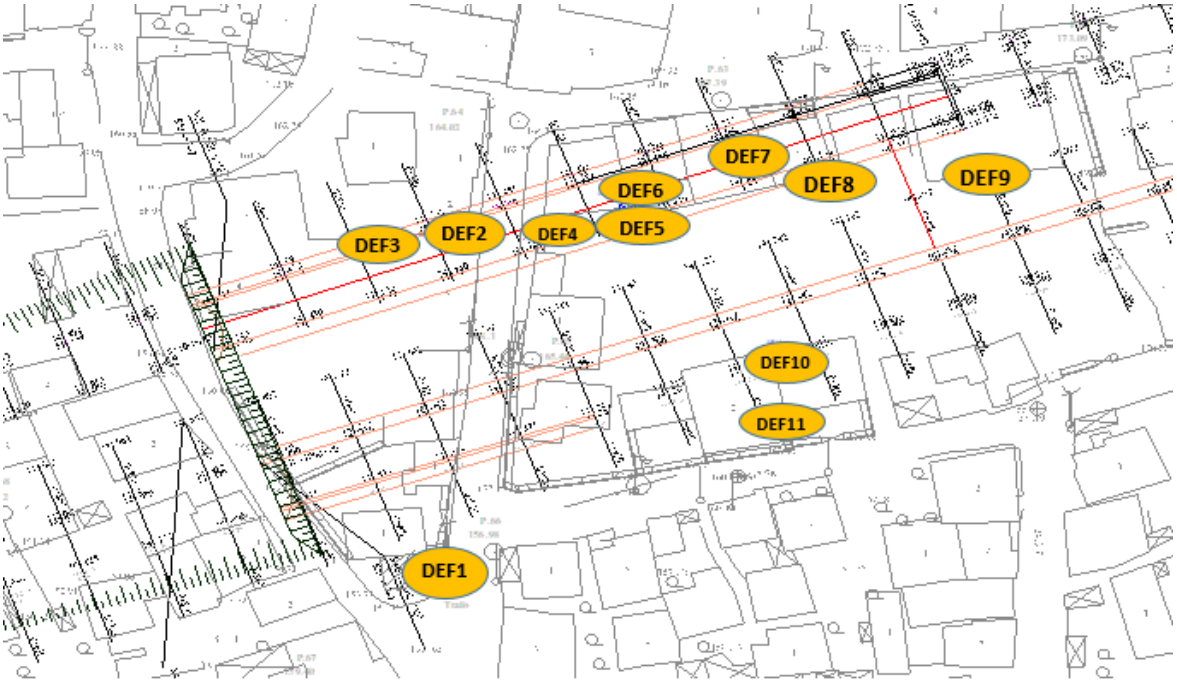
Püskürtme Beton	Kalınlık	30	25
	Tipi	C25	C25
	Adet	Üst Yarı/Alt Yarı/İnvert	Üst Yarı/Alt Yarı/İnvert
Çelik Hasır		x 2 kat	x 2 kat
	Tip	Q221/221	Q 221/221

Tünelde Deformasyon

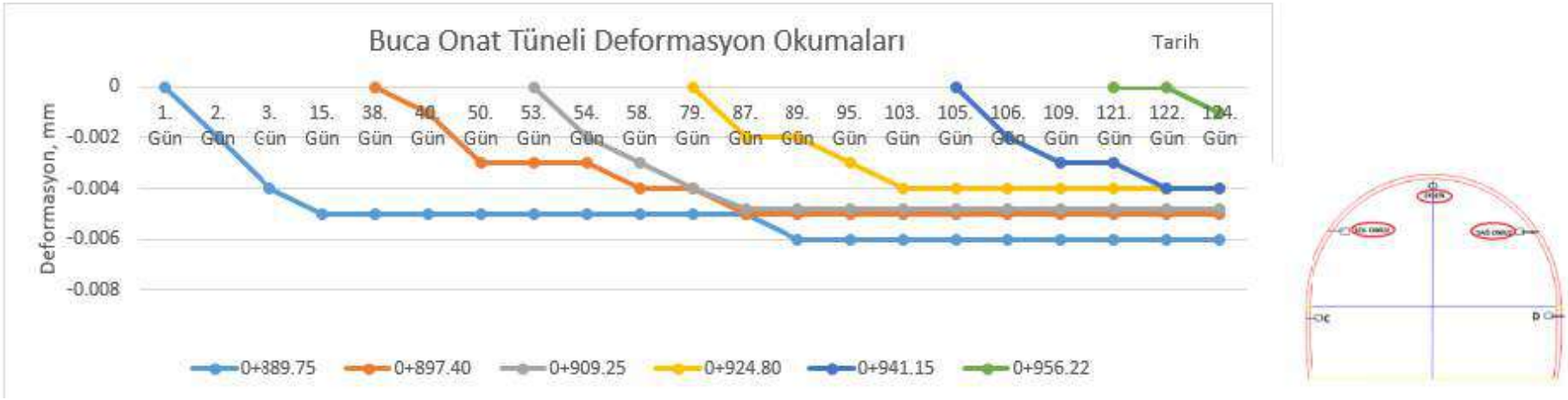
İzmir Buca Onat Tüneli Projesi, trafik problemlerinin ve binaların yoğun olduğu bir alandan geçmektedir. İnşa edilen sistemde başarı, projenin zamanında, en düşük maliyetle, tünele ve çevre yapılara en az zarar verilerek bitirilmesi ile ölçülmektedir. Bunun gerçekleşmesi için başarılı bir kazı çalışmanın yanı sıra iyi bir ölçüm sistemi ve kontrolü gerekmektedir. Kazı bölgesi civarında, üç boyutta gerilme dağılımını kontrol altına almak ve Kazı sırasında ve kazı sonrasında oluşan (gevşeme ve deformasyon minimize) edilmesi için, kayaç ve zemin dayanımının korunması gerekir. Bu koşullar için kazıdan hemen sonra erken taşıyıcılık sağlayabilecek Püskürtme Beton, Çelik Hasır, Çelik Kafes İksa, Kaya Bulonu ve çevre ortamı ile birlikte çalışacak taşıyıcı iksa sistemi oluşturmak, kazı faaliyetleri sırasında ve sonrasında oluşan tünel içi deformasyonların ve yüzey hareketlerinin devamlı ölçülmesi ve değerlendirilmesi gerekli olmaktadır. Tünel cidarında oluşan deformasyonların belirlenebilmesi için püskürtme beton işleminden sonra deformasyon bulonları tesis edilmiş ve oluşan deformasyonlar sonucunda okuma değerleri günlük olarak tasman çalışmalarına paralel olarak değerlendirilmiştir. Ölçümler 12 metre arasında sıklıkla yapılmaktadır. Ölçümler sonucunda (Şekil 5, Şekil 6, Şekil 7) 15 gün aralıklı baz alındığında deformasyon 2-4 mm arasındadır. Kazının başladığı aynadaki ölçümü baz alırsak maksimum deformasyon miktarı 10 mm'yi geçmediği görülmüştür. Bu ölçümler sonucunda tünel içinde deformasyonların çok düşük olduğu görülmektedir.

Yüzey Deformasyon Ölçümleri

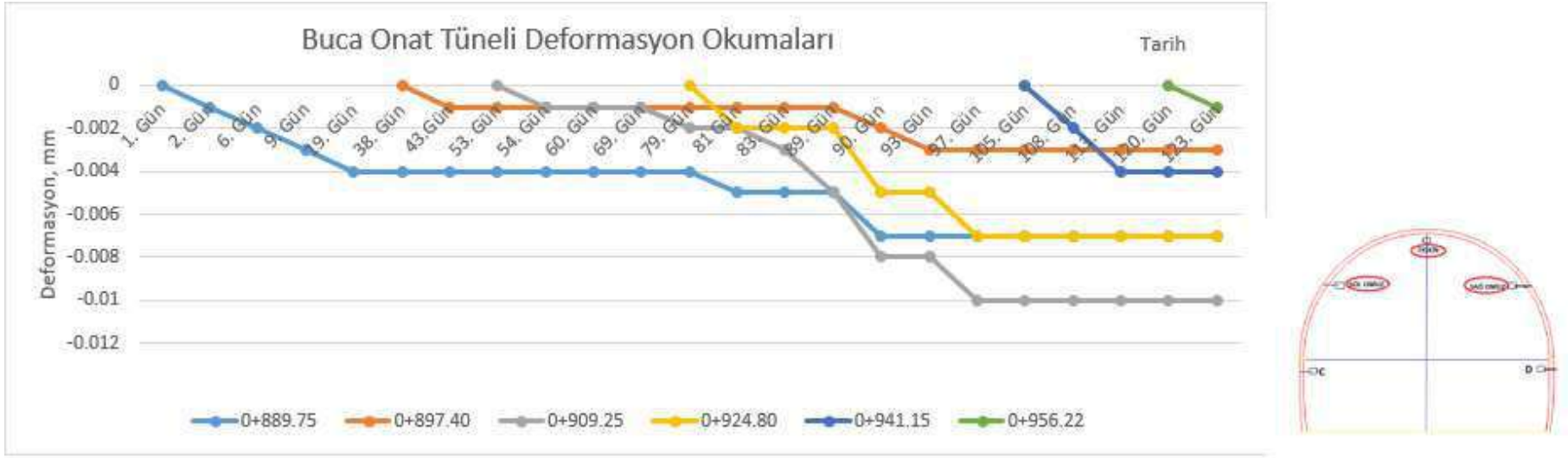
Tüneldeki kazı çalışmalarından dolayı oluşan yüzeydeki oturmaların belirlenmesi için toplam 11 ölçme noktasında ölçüm yapılmıştır. Ölçümlerle ilgili tasman grafiği kümülatif olarak dağılımı Şekil 8'de görülmektedir. Deformasyon noktaların tünel giriş tarafındaki kesitte görünüşü Şekil 5'te verilmiştir.



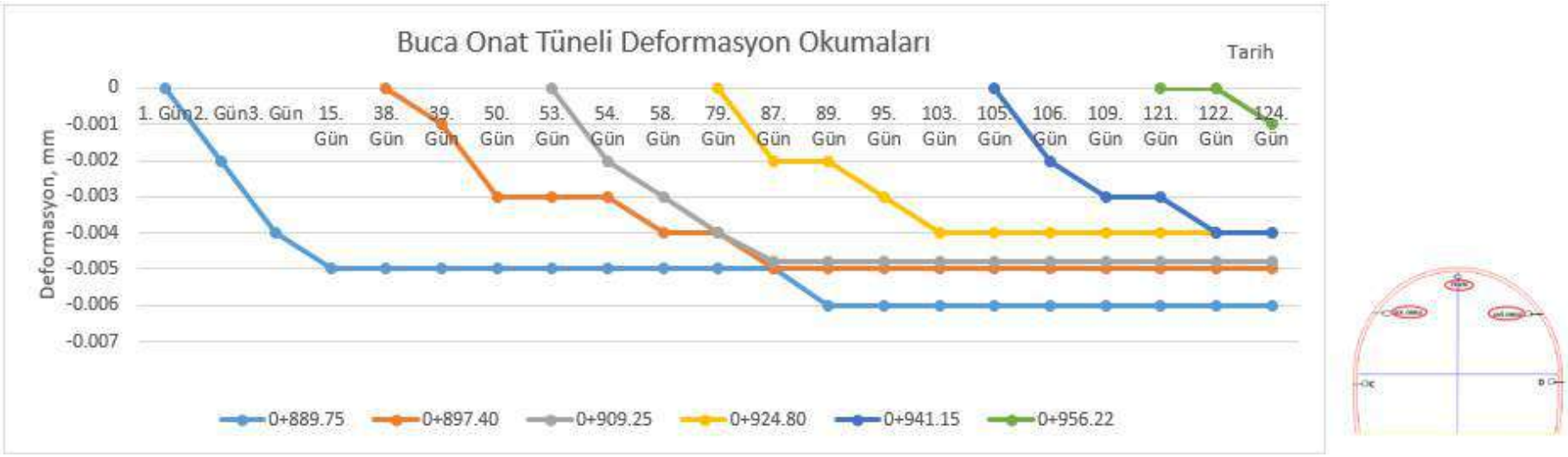
Şekil 5. Yüzey oturmasındaki deformasyon noktaları



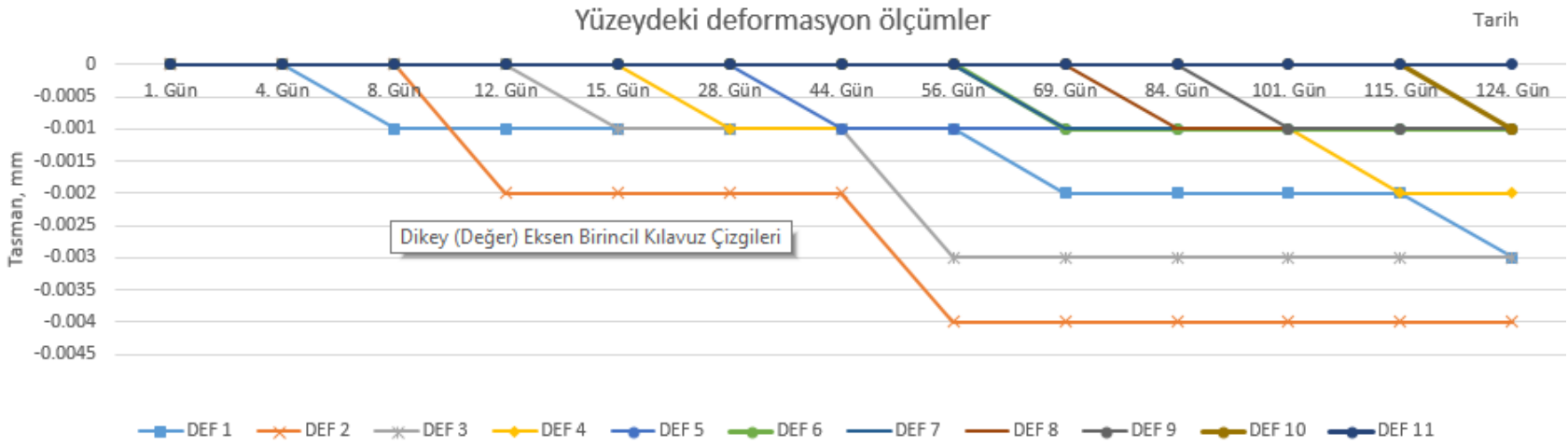
Şekil 6. Tünel içinde sol omuzdaki deformasyon ölçümleri



Şekil 7. Tünel içinde eksen deformasyon ölçümleri



Şekil 8. Tünel içinde sağ omuzdaki deformasyon ölçümleri



Şekil 9. Yüzeydeki deformasyon okumaları

SONUÇ

Buca Onat Tünelinin güzergahında jeolojik yapısı incelendiğinde kireçtaşları, kumtaşı, kiltaşı ve çakıltaşı ardalanması görülmektedir. Tünelin kazı sistemi olarak Yeni Avusturya Yöntemi (NATM) seçilmiştir. İzmir Buca Onat Tüneli Projesi, trafik problemlerinin ve binaların yoğun olduğu bir alandan geçtiği için İnşa edilen sistemde, tünele ve çevre yapılara en az zarar verilerek bitirilmesi ile ölçümler yapılmaktadır. Tünel açılmasından sonra kazı sırasında 12 metre aralıklı sıklıkta deformasyon ölçümleri yapılmıştır. Ölçümlere baktığımızda grafik belli bir deformasyona geldikten sonra sabit kalmaya başlamıştır. Okuma değerlerine bakıldığında 10 mm'yi geçmediği görülmektedir. Bu da bize tahkimat sistemin iyi olduğunu göstermektedir. Kaya kütlesi olarak zayıf-orta sağlamlıkta kireçtaşı olmasına rağmen, güzergahta çok fazla sayıda eski yapı olması ve tünelin sığ tünel olması nedeniyle çelik boru kemer uygulaması yapılmıştır. Bu uygulama sayesinde yüzeydeki deformasyonlar yapılara hasar verecek düzeye ulaşmamıştır. Bu uygulamanın olmaması durumunda, kireçtaşı içindeki kalın süreksizliklerin kapanması ve karstik boşlukların yenilmesi söz konusu olacaktır. Bu durumda da yüzeydeki yapılarda hasar riski oldukça yüksek olacaktır. Bu nedenle, çelik boru kemer uygulaması zorunlu olmuştur.

KAYNAKLAR

Köse, H., Gürgen, S., Onargan, T., Yenice, H., Aksoy, C. O. (2007). Tünel ve Kuyu Açma. İzmir: Dokuz Eylül Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi Yayınları No:145.

Ulusay, R. Ve Sönmez H., (2007), Kaya kütlelerinin mühendislik özellikleri: Güncellenmiş – genişletilmiş 2. Baskı, TMMOB Jeoloji mühendisleri odası yayınları, No:60

Ulusay, R., Sönmez, H. (2002). Kaya kütlelerinin mühendislik özellikleri, TMMOB Jeoloji Mühendisleri Odası yayınları. Ankara. ISBN 975-395-466-2

ARIOĞLU, B., ve Arkadaşları, İncirli M. İnönü Tüneli Yapım Çalışmaları ve Üretim Parametreleri, Ulaşımda Yeraltı Kazıları 1. Sempozyumu, Maden Mühendisleri Odası İstanbul Şb. İstanbul, Aralık 1994

İzmir Büyükşehir Belediyesi Ulaşım Daire Başkanlığı Buca Onat Caddesi jeoteknik değerlendirme raporu. (2018). İzmir Büyük Şehir Belediyesi.

KARMAŞIK TİPİ KAYA KÜTLERİNDE EPBM AYNA BASINCININ YERALTI SUYU SEVİYESİNE BAĞLI DEĞİŞİMİNİN ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE CHANGES OF EPBM FACE PRESSURE ON THE GROUND WATER LEVEL IN COMPLEX TYPE ROCK MASS

C. O. Aksoy[1,] *, G.G. Uyar[2], H.E. Yaman[1]

[1] Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu Yazar: okay.aksoy@deu.edu.tr)*
[2] Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Zemin Basınç Dengeleme Metodu (EPBM) ile çalışan tünel açma makineleri genellikle akıcı ve çok zayıf kazı ortamlarında kullanılırlar. Bu makinelerin kullanımındaki ana amaç, tünelin en zayıf yeri olan tünel aynasına basınç uygulayarak, hem tüneli güvenli bir şekilde açmayı hem de yeryüzünde oluşacak olan oturmaları en aza indirmektir. Bu aşamada, tünel aynasına uygulanacak olan basınç önem kazanmaktadır. Çok zayıf ve çok sağlam kaya kütlelerinin bulunduğu bir ortamda kazı yapılırken ayna basıncının hesaplanması çok zor bir durum değildir. Karmaşık diye tanımlanan kaya kütlelerinde kazı yapılırken ayna basıncını hesaplamak oldukça zor olmakla beraber, aynı zamanda yeraltı suyunun da tünel aynasına uygulanacak olan basınca etkisi olacaktır. Bu çalışmada, Bornova karmaşığı olarak tanımlanan yer yer çok sağlam ve genellikle çok zayıf kaya kütlelerinde kazı yapılırken yeraltı suyunun tünel aynasına uygulanacak basınca etkisi sayısal modelleme yöntemi ile incelenmiştir.

ABSTRACT

Tunnel boring machines working with Earth Pressure Balance Method (EPBM) are generally used in cohesionless and very weak excavation environments. The main purpose of using these machines is to apply pressure to the tunnel face, which is the weakest part of the tunnel, to open both the tunnel safely and to minimize the settlement on the earth. At this stage, the face pressure becomes important. It is not difficult to calculate the face pressure when excavating in very weak and very strong rock masses. Although it is quite difficult to calculate the face pressure while excavating the rock masses defined as complex, the groundwater will also have an effect on the pressure to be applied to the tunnel face. In this study, the effect of groundwater level to the pressure applied to the tunnel face was investigated by numerical modeling method while excavation of very strong and generally very weak rock masses called as Bornova Complex.

GİRİŞ

Yumuşak zeminler içerisinde açılan yeraltı açıklıklarının dizaynında özellikle tahkimatın (beton, çimentolama, çelik tahkimat, kaya civatası vb.) kurulması belirli bir gecikmeyle yapılmakta bu da kısa ve orta vadeli süreler için önceden gerilme ve deformasyon hesaplamalarını zorunlu ve önemli kılmaktadır. Özellikle yerleşim alanlarının altında açılan metro tünelleri gibi yer altı açıklıklarının yeryüzündeki yapılara vereceği olası zararların önceden kestirilmesi büyük önem taşımaktadır. Sayısal yöntemlerle yapılan modelleme çalışmaları son yıllarda hızlı bir gelişim göstermiş ve arazi kontrolünde geniş uygulama alanı bulmuştur. Sayısal (nümerik) yöntemler bilindiği üzere diferansiyel ve integral yöntemler olarak iki ana grupta incelenmesine karşın bu yöntemlerin yanı sıra hibrid ve ayrı eleman (distinct element method) metotları da kullanılan yöntemler olarak bilinmektedir.

Özellikle yoğun nüfusa sahip büyük kentlerde yeraltı yapılarının kullanımı son yıllarda önce kazanmıştır. Yapılaşmanın yoğun ve eski olduğu bölgelerde ulaşım sorunlarını aşmanın en önemli yolu toplu ulaşım yöntemleridir. Büyükşehirlerimizde, yapılaşmanın yoğun olduğu alanlarda toplu ulaşım aracı olarak hafif raylı sistemler (HRS) öne çıkmaktadır (Aksoy vd, 2013). HRS'ler genellikle şehirleşmenin en yoğun olduğu bölgelerde kullanılmaktadırlar. Bu bölgelerde bulunan yapıların oldukça eski olduğu da düşünüldüğünde kazı esnasında oluşacak olan oturmaların yapılar için risk teşkil edeceği açıktır (Onargan vd, 2013). Yapılarda oluşacak riskleri en aza indirmek için farklı kazı destekleme yöntemleri uygulanmaktadır (Tunçdemir vd, 2011). Uygulanacak olan kazı tekniği risklerin en aza indirgenmesini de gerektirmektedir. Son dönemde ülkemizde mekanize kazı uygulamalarında önemli bir artış olduğu görülmektedir. Mekanize tünel kazısının en önemli kazı makinesi Tünel Açma Makinesidir (TBM). Bu makineler sağlam kayalardan çok zayıf kayalara kadar çok geniş bir perspektifte kazı yapacak tiplere sahiptir. TBM ile tünel kazısında da birçok parametre proje başarısını etkilemektedir. Özellikle sığ ve çok zayıf kaya birimlerinde açılan tünellerde Zemin Basınç Dengeleme Metodu (EPBM) ile çalışan makineler kullanılır. Bu makinelerde, tünel aynasının duraylılığını sağlamak dolayısıyla yeryüzündeki oturmaları sınırlandırmak için tünel aynasına basınç uygulanır. Uygulanan bu basıncın belirlenmesinde birçok parametre devreye girmektedir. Bunlar arasında başlıcaları; kaya kütlesinin durumu, tünel derinliği, yeraltı suyu durumu, tünel tahkimatının (segment) geometrik ve dayanım parametreleri vb. birçok parametre olarak sayılabilir (Aksoy vd, 2013). Bütün bu parametrelerin etkilerinin hepsinin bir arada görülebileceği ve uygulanan basıncın performansının sorgulanabileceği sayısal modelleme yöntemleri sıklıkla kullanılır hale gelmiştir (Onargan vd, 2013). Sayısal modelleme yöntemleri kullanılarak tünel içi çalışmaların performansları sorgulanabildiği gibi tünel üzerinde bulunan yapılarında kazıdan nasıl etkileneceği konusunda ön fikir sahibi olmak mümkündür. Bu sayede, sadece tünel güvenliği değil, aynı zamanda yapıların karşı karşıya kaldığı riskleri ve güvenliğini de sağlamak mümkün olabilmektedir (Aksoy vd, 2007; Aksoy vd, 2009a; Aksoy vd, 2009b) . Tünel kazıları esnasında kaçınılmayacak teknik durumlar olduğunda ise yine sayısal modelleme analizleri ile riskleri belirleme ve bu riskler karşısında olası önlemleri ortaya koyma imkanı da oluşacaktır.

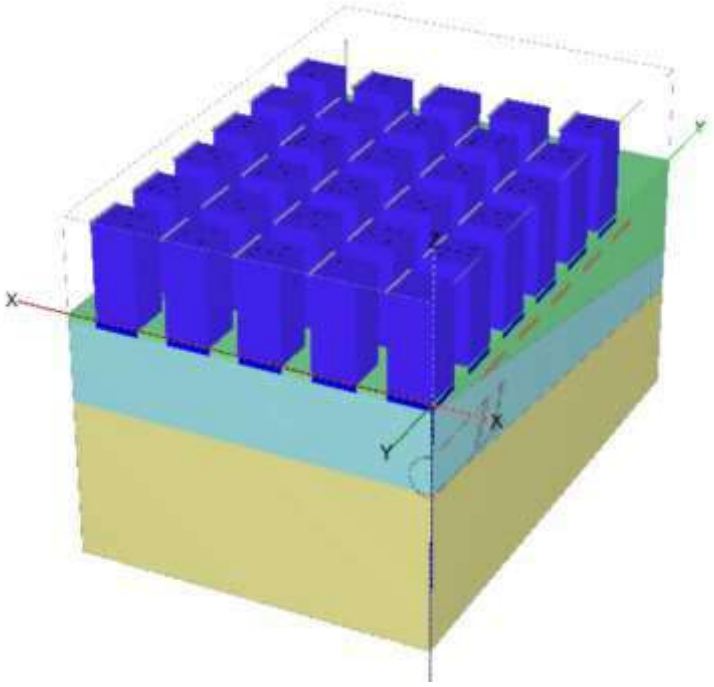
Bu araştırmada, yeraltı su seviyesindeki değişimlerin tünel duraylılığı açısından etkileri incelenmiştir. Bu amaçla, Bornova Karmaşığı diye adlandırılan kaya birimlerinden bir kesit alınmıştır. Bornova Karmaşığı, geniş alanlar kapsayan Kuvaterner yaşlı alüvyon, çakıllı killi kum, çakıllı kumlu kil ve kumlu killi çakıl seviyelerinden oluşur. Çakıllı kumlu kil; yeşilimsi kahverengi-koyu gri, orta katı-katı, orta-yüksek plastisiteli olup yer yer organik kökenli seviyeler içerir. Çakıllı killi kum; yeşilimsi kahverengi, ince-iri taneli, çok az çakıllı, orta sıkı-sıkı özelliktedir. Kumlu killi çakıl; kil ve kum birimleri ile grift olarak gözlenen çakıl birimi kahverengi, killi, kumlu, sıkı-çok sıkıdır.

Alınan kesit üzerinde bir EPBM tünel analizi gerçekleştirilmiştir. Bu analizlerde tünel inşaat aşamaları aşağıda Çizelge 1'de verilmektedir. Sayısal modelleme analizlerinde bütün sınır koşulları ve başlangıç koşulları aynen muhafaza edilmiş, sadece yeraltı su seviyesi 0, -5, -10, -15, -20, -25 ve -30 m olarak modellere entegre edilmiştir. Ek olarak, değişik yeraltı su seviyelerinin analiz edildiği modellerde aynaya uygulanan basınç ve ayna kesiti boyunca uygulanan ayna basıncı değişimleri değiştirilmiştir. Modelleme çalışmalarında, tünel derinliği 50 m alınmıştır. Tünel çapı 10 m ve tek tüp tünel olarak modele entegre edilmiştir. Yeryüzünde 9 katlı ve aralarında 10 m olan binalar yerleştirilmiştir. Binaların hepsinde 1 bodrum katı olduğu düşünülmüş ve modele bu hali ile entegre edilmiştir.

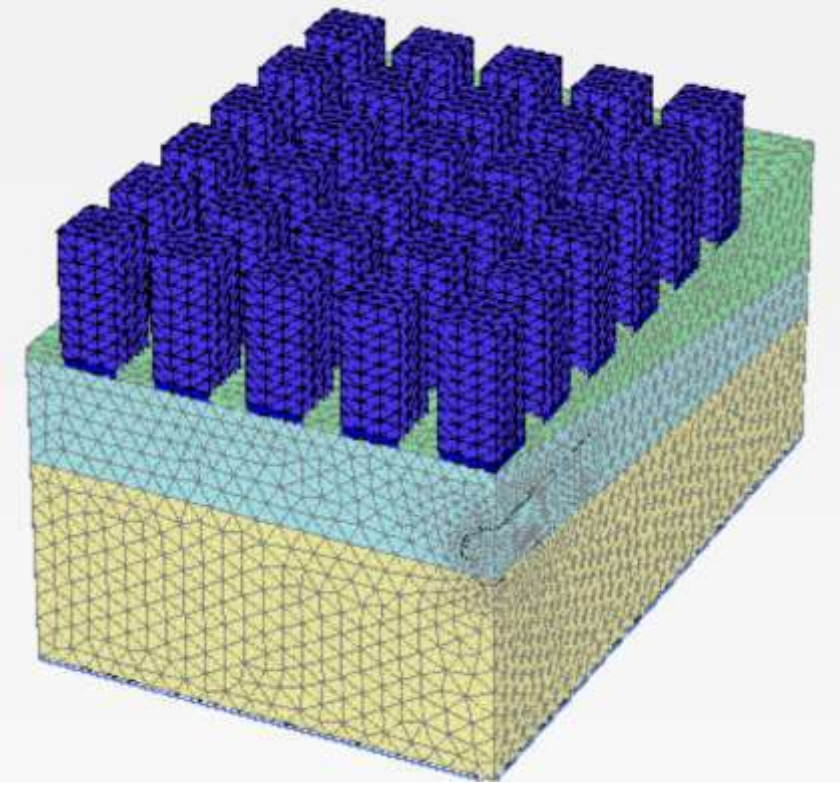
Çizelge 1. Sayısal Modelleme analizlerinde kullanılan ana inşaat aşamaları

İnşaat Aşaması	Tanımlama
Başlangıç Aşaması	Bu aşamada, herhangi bir kazı işlemi bulunmamaktadır. Sadece kaya kütlesi ve binalar modele entegre edilmiş ve yerçekimsel yükleme yapılmıştır.
1. Aşama	Tünelin ilk 25 m'lik bölümünün açıldığı aşama (TBM'de %0.5'lik bir daralma olduğu, 100 KN/m^{2}'lik enjeksiyon basıncı ve bu enjeksiyon basıncının tünel kesiti boyunca aşağıya doğru 20 KN/m^{2}'lik artış göstereceği, tünel aynasına modelin gerektirdiği kadar ayna basıncı be tünel kesiti boyunca aşağıya doğru artacağı (Çizelge 3), makinenin tünel cidarlarına yaptığı 635 KN/m^{2}'lik basınç gibi tünel inşaatı boyunca uygulanacak olan adımlar aşama aşama tanımlanmıştır.
2. Aşama	1.Aşamada tanımlana ilk 25 m'lik bölümden sonra segment genişliği olan 1.5 m'lik ilerleme ve segmet yerleşimi (Bu aşamada, 1. Aşamadaki tanımlamalar aynen ilerleme vasıtasıyla aşamaya tanımlanmıştır)
3. Aşama	2. Aşamanın tekrarı
4. Aşama	2. aşamanın tekrarı

Oluşturulan ana modele ait görüntü Şekil 1'de verilmektedir. Şekil 2'de modelin ağ yapısı görülmektedir. Model üzerinde birbirinden 10 m uzakta olacak şekilde ve 9 katlı binalar oluşturulmuştur. Bu binaların hepsinde 1 kat bodrum katı olduğu düşünülmüştür. Modele bina yerleştirmekteki ana amaç, tünel güzergahı boyunca bulunan binaların sürjarş yüklerini birebir olacak şekilde modele entegre etmektir. Binaların hepsinde temelden çatı katına kadar katlar arası kesişen kolonlar yerleştirilmiştir. Ana modelde kullanılan kaya ve yapılara ait parametreler Çizelge 2 ve 3'de verilmektedir.



Şekil 1. Ana modelin görüntüsü



Şekil 2. Ana modelin ağ yapısı

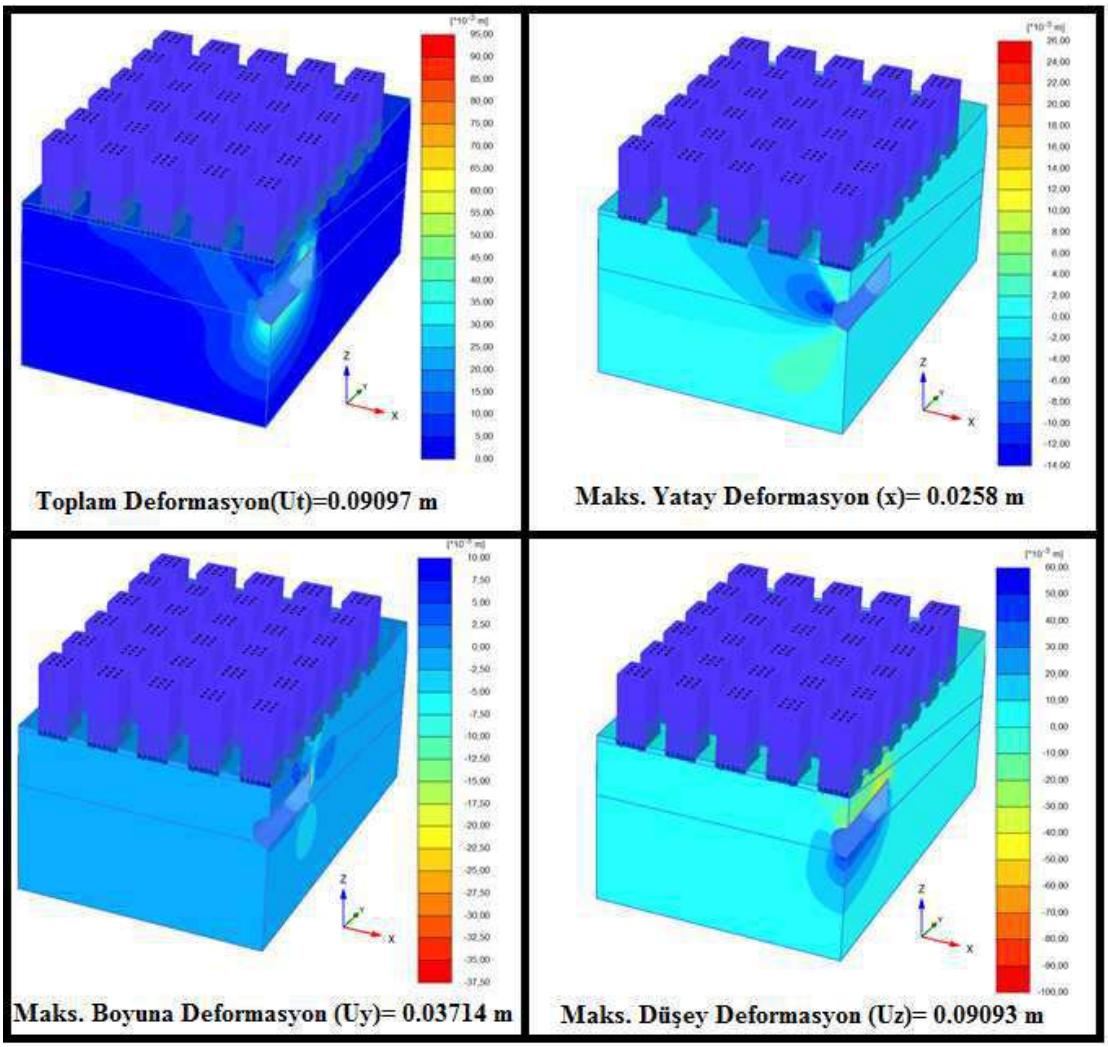
Gerçekleştirilen araştırmalarda, EPBM ile kazı yapılırken, farklı yeraltı su seviyelerinde eşik aynaya uygulanan farklı basıncının tahminine yönelik modelleme çalışmaları yapılmıştır. Bu sayısal modelleme çalışmalarında, farklı yeraltı su seviyelerinde aynı sınır koşullar ve başlangıç koşullarında çözümleme yapılabilen ilk ayna basıncı miktarı tespit edilmeye çalışılmıştır. Bu ayna basıncı Eşik Basınç olarak tanımlanmıştır. Sayısal modelleme sonuçlarını temsil etmesi açısından Şekil 3 ile Şekil 4'de sırasıyla deformasyonlar ve gerilmelere yönelik sonuçlar verilmektedir.

Çizelge 2. Ana modelde kullanılan kaya kütlesi parametreleri

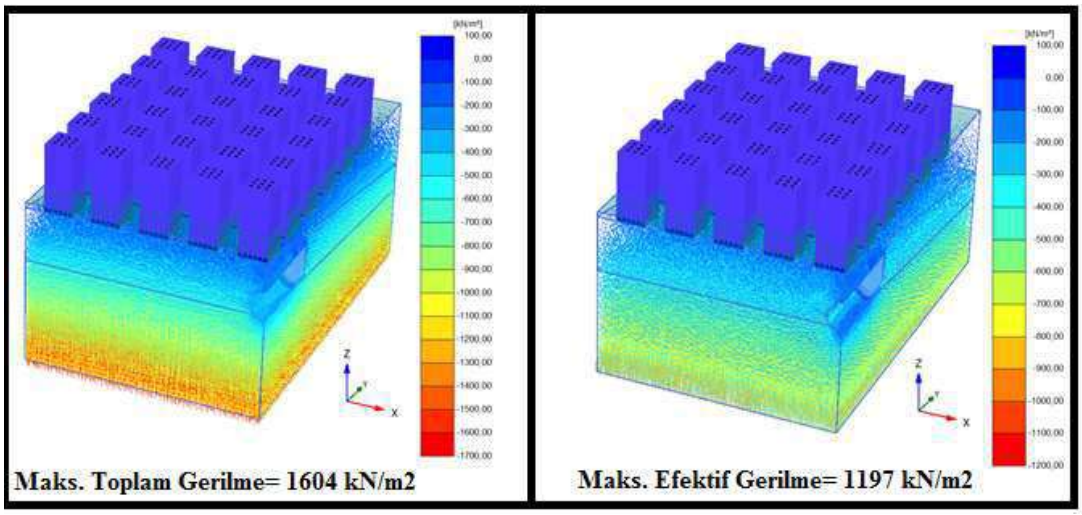
Zemin Adı	Yoğunluk (kN/m^3)	Elastik Modülü (MPa)	Poisson Oranı (υ)	İçsel Sürtünme Açısı (Φ)
Alüvyon	16	30	0,35	25
Concrete	27	31000	0,1	
Gri Siyah Filiş	21	90	0,3	31
Sarı Kahve Filiş	20	50	0,3	31

Çizelge 3. Ana modelde kullanılan yapısal elemanlara ait değerler

Yapı Adı	Kalınlık (cm)	Yoğunluk (kN/m^3)	Elastik Modülü (GPa)	Poisson Oranı (υ)	EA (MN)
Bodrum Kat	30	50	30	0	
Geçici invert	25	24	32	0,2	
Kat	30	33,3	30	0	
Püskürtme Beton	30	24	32	0,2	
Segment	30	24	32	0,15	
TBM	17	247	200	0	
Viyadük Ayağı	100	24	32	0,1	
Yol	100	24	32	0,1	
AynaÇivisi	1,4	35	200		
Çelik boru	11,4	35	200		
Kolon					2500



Şekil 3. Örnek modelde oluşan deformasyonlar



Şekil 4. Örnek modelde oluşan gerilmeler

Bu araştırma kapsamında 6 farklı yeraltı su seviyesi kullanılmıştır. Yeraltı su seviyesinin durumuna bağlı olarak da modellerin çözümlenemediği ayna basıncı ve ayna kesitindeki yukarıdan aşağıya ayna basıncı artışlar farklılık göstermiştir. Modellerin çözümlenememesinin anlamı, uygulanan yeraltı suyu seviyesine karşılık uygulanması gereken minimum ayna basıncı miktarının belirlenmesidir. Elbette ki bu asgari koşullar modelin içerdiği yapıya ve tünel geometrik ve dayanım şartlarına bağlıdır. Ancak, bir bağıntı kurma aşamasında önemli bir bilgi ortaya koyacağı da açıktır. Gerçekleştirilen sayısal modelleme analizleri sonucunda elde edilen sonuçlar Çizelge 4'de verilmektedir. Çizelge 4'te yeraltı su seviyesi-ayna basıncı-ayna kesitindeki aşağı yöndeki artış miktarına bağlı sayısal modelleme çalışmaları sonucunda elde edilen Eşik Ayna Basınçları verilmektedir.

Çizelge 4. Yeraltı su seviyesi-ayna basıncı-ayna kesitindeki aşağı yöndeki artış miktarına bağlı sayısal modelleme sonuçları

Yeraltı Su Seviyesi(m)	Ayna Düşey Basıncı (kN/m^2/m)	Ayna Basıncı (kN/m^2)																	
		80	90	100	110	120	130	140	150	160	170	180	190	200	210	220	230	240	250
0	15														?				
	17,5														?				
	20														?				
-5	15																		
	17,5																		
	20												?						
-10	15																		
	17,5																		
	20							?											
-15	15																		
	17,5																		
	20			?															
-20	15																		
	17,5			?															
	20																		
-25	15																		

	17,5																		
	20		?																
-30	**15**																		
	17,5																		
	20		?																

SONUÇ

Araştırma kapsamında modellerde sırası ile 0 ,-5, -10, -15, -20, -25 ve -30 metrelik yeraltı su seviyeleri uygulanmış olup aynaya farklı yeraltı su seviyeleri için 80 kN/m^2 ila 250 kN/m^2 arasında farklı ayna basıncı değerleri uygulanmıştır. Bu basınç değerlerinde tünel aynası boyunca yukarıdan aşağıya doğru sabit bir basınç uygulamak yerine, her bir metrede 15 kN/m^2, 17.5kN/m^2 ve 20 kN/m$^{2'}$lik basınç artışı olduğu modele tanımlanmıştır. Yeraltı su seviyesini 0 m (yeryüzünde) kabul edildiği ve ayna basıncını 250 kN/m^2 olarak tanımlandığı, metre başına 15 kN/m^2, 17.5 kN/m^2 ve 20 kN/m$^{2'}$lik düşey artışların uygulandığı modelde çözüme ulaşılmıştır. Bu değerlerin altındaki bir ayna basıncı uygulanan hiçbir modelde çözüme ulaşılamamıştır. Bu nedenle, yeraltı su seviyesinin 0 m olduğu durumda, üzerinde çalışılan jeolojik ve geometrik koşullardaki Eşik Ayna Basıncının 250 kN/m^2 olacağı belirlenmiştir.

Yeraltı su seviyesinin -5 m kabul edildiği, ayna basıncının 180 kN/m^2 olarak tanımlandığı ve tünel ayna kesiti boyunca düşey yönde metre başına 20 kN/m$^{2'}$lik bir artış uygulandığı modelde bir çözüme ulaşılamamıştır. 190 kN/m$^{2'}$lik ayna basıncında ise modelin çözüme ulaştığı gözlemlenmiştir. Yeraltı su seviyesinin -5 m olduğu durum için Eşik Ayna Basıncının 190 kN/m^2 olacağı belirlenmiştir.

Yeraltı su seviyesinin -10 metre kabul edildiği, ayna basıncının 130 kN/m^2 olarak tanımlandığı ve tünel ayna kesiti boyunca düşey yönde metre başına 20 kN/m$^{2'}$lik bir artış uygulandığı modelde bir çözüme ulaşılamamıştır. 130 kN/m$^{2'}$lik ayna basıncından daha yüksek basınçlarda ise modelin çözüme ulaştığı gözlemlenmiştir.

Yeraltı su seviyesinin -15 metre kabul edildiği, ayna basıncının 90 kN/m^2 olarak tanımlandığı ve tünel ayna kesiti boyunca düşey yönde metre başına 20 kN/m$^{2'}$lik bir artış uygulandığı modelde bir çözüme ulaşılamamıştır. 90 kN/m$^{2'}$lik ayna basıncından daha yüksek basınçlarda ise modelin çözüme ulaştığı gözlemlenmiştir.

Yeraltı su seviyesinin -20 metre kabul edildiği, ayna basıncının 90 kN/m^2 olarak tanımlandığı ve tünel ayna kesiti boyunca düşey yönde metre başına 20 kN/m$^{2'}$lik bir artış uygulandığı modelde bir çözüme ulaşılmış fakat tünel ayna kesiti boyunca düşey yönde 17.5 kN/m$^{2'}$lik bir artık uygulandığı modelde bir çözüme ulaşılamamıştır. 90 kN/m$^{2'}$lik ayna basıncından daha yüksek basınçlarda ise modelin çözüme ulaştığı gözlemlenmiştir.

Yeraltı su seviyesinin -25 metre kabul edildiği, ayna basıncının 80 kN/m^2 olarak tanımlandığı ve tünel ayna kesiti boyunca düşey yönde metre başına 20 kN/m$^{2'}$lik bir artış uygulandığı modelde bir çözüme ulaşılamamıştır. 80 kN/m$^{2'}$lik ayna basıncından daha yüksek basınçlarda ise modelin çözüme ulaştığı gözlemlenmiştir.

Yeraltı su seviyesinin -30 metre kabul edildiği, ayna basıncının 180 kN/m^2 olarak tanımlandığı ve tünel ayna kesiti boyunca düşey yönde metre başına 20 kN/m$^{2'}$lik bir artış uygulandığı modelde bir çözüme ulaşılmış fakat tünel ayna kesiti boyunca düşey yönde 17.5 kN/m$^{2'}$lik bir artık uygulandığı modelde bir çözüme ulaşılamamıştır. 80 kN/m$^{2'}$lik ayna basıncından daha yüksek basınçlarda ise modelin çözüme ulaştığı gözlemlenmiştir.

KAYNAKLAR

Aksoy C, Onargan T, A. Guney,"Numerical Modeling for the Determination of Umbrella Arch and Face Bolt Effects on The Ground Settlement Induced by Urban Shallow Tunneling",BALKANMINE, 2009, İzmir, Ekim 2009a.

Aksoy CO, Küçük K, Onargan T, Özacar V, Y Eyigün,"Halkapınar-Otogar Güzergâhındaki Sığ Metro Tüneli'nin 3 Boyutlu Sayısal Modelleme İle Analizi",23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey, Kemer, Nisan 2013.

Aksoy CO, Küçük K, Onargan T, Özacar V,"İzmir Metro İnşaatı Poligon İstasyonunda Meydana Gelen Göçüğün Geçilmesine Yönelik Tünel Kazı-Destekleme Tasarımı",3. Uluslararası Ulaşımda Yeraltı Kazıları Sempozyumu, İstanbul, Kasım 2013.

Aksoy CO, ONARGAN T, KUCUK K, GENIS M, GUNEY A,"Numerical Modeling for the Umbrella Arch Application at the Shaft and Tunnel Intersection",SINOROCK 2009 - ISRM- Sponsored International Symposium on Rock Mechanics, Çin, Mayıs 2009b.

Aksoy CO, Onargan T,"İzmir Metrosu 2. Aşama İnşaatı İstasyon Tüneli Kazılarının 3 Boyutlu Sayısal Modelleme Yöntemi İle Değerlendirilmesi",Ulaşımda Yer altı Kazıları 2. Sempozyumu, İstanbul, Kasım 2007.

Onargan T, Aksoy CO, Küçük K,"Metro Tünel Hattı Yakınında Bina Yapımı Risklerinin Araştırılması",3. Uluslararası Ulaşımda Yeraltı Kazıları Sempozyumu, İstanbul, Kasım 2013.

Onargan T., Aksoy CO, Küçük K., Özacar V.,"Halkapınar-Otogar Projesi İçin TBM Tarafından Tünel Kazısı Sırasında Yapılar Üzerine Etkilerinin İncelenmesi",23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey, Kemer, Nisan 2013.

Tuncdemir H, Aksoy CO, Guclu E, Ozer SC,"Umbrella arch and forepoling support methods: a comparison",EUROCK 2012, İsveç, Mayıs 2011.

KARSTLAŞMIŞ ALÇITAŞI SAHALARINDA AÇIK OCAK İŞLETME PROBLEMLERİ, BALA-ANKARA

OPEN PIT MINING PROBLEMS AT KARSTIFIED GYPSUM IN BALA -ANKARA AREA

S. Kulaksız[1]

[1]*Emekli Öğretim Üyesi, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara (seyfi@hacettepe.edu.tr)*

ÖZET

Genelde karstlaşma süreci karbonatlı kayaçlarda (kireçtaşı, mermer ve dolomitik kayaçlar traverten) olmakla beraber, evaporitik kayaçlarda da bulunmaktadır. Bunlardan endüstriyel hammadde olarak işletilen alçıtaşı yataklarında karstlaşmaya sıkça rastlanmaktadır. Karstlaşma karmaşık bir yapı olup, değişik ortak bileşenlerle birlikte birçok süreçler içerir. Karstlaşma süreci sonunda çok değişik yapılar meydana gelmektedir. Bu yapılar genelde yüzeyde dolinler şeklinde yer alır. Evaporitik kayaç olan alçıtaşı yataklarında ise yer altı boşluklarında dolgulu-dolgusuz (mağaralar, kanallar, baca veya boru tipli yapılar, kazan ve çanak tipli, tarak dişli, yer altı dallı ağaç vb.) yer alırken her bir yapının da özellikleri de farklıdır. Bu yapılar içerisinde yer alan kil, silt, çakıl dolguları en büyük kazı/işletme sorunlarına sebep olurlar. Bu yapılarda düzensiz olup, oluşum koşullarına bağlı olarak farklılıklar gösterirler. Kazan veya Bala Aşıkoğlu bölgesinde yayvan çanaklar şeklindeki dolinlerin derinlikleri 2-18 metre, uzunlukları 5-400 m. genişlikleri 2-50 m. arasında değişim göstermektedir. Gevşek malzemeli olup, kazı patlatmasız olarak gerçekleştirilirken, diğer dolinlerde kazı patlatmasız mümkün olmamaktadır. Diğer dolin tiplerinde kazı yapmak için gerekli delme ve patlatmada sorunlar değişik şekillerde bulunmaktadır. Delmede matkap kırılması, patlatmada iri blok çıkması veya verim alınamaması şeklinde yer almaktadır. Diğer taraftan dolin yapısına bağlı olarak kil, silt çakıltaşının tüvenana karışması sonucu, fabrikalarda sorunlar oluşabilmektedir. Bu çalışmada açık ocak işletmeciliği açısından sorunlar detaylı verilerek alternatif çözüm uygulamaları sunulacaktır.

Anahtar Sözcükler: Karst, dolin, matkap ucu, delik delme

ABSTRACT

Generally karstification process take place in carbonate rocks limestone, marble, dolomite and travertine but it is also found evaporitic rocks. Karstification phenoma is acomplex structure consisting of varıous process, with component developing in different combinations. As a result karstification of gypsum deposits, many dolines structure are developed at surface in different sizes and shapes. Suffusion doline, gypsum chimney, undergrond channels, sink holes, lateral extended sill with conduit filling in loose sediments are found inner gypsum bed. These karst structures have different specific characters and shapes. Clay, silt, sand filling sediments are main sources of problems of mining activities from point of drilling blasting, excavation and production of paris plaster. As a result of karstificatin of gypsum bed, each developed karst elements have irregular shapes. BALA-Aşıkoğlu dolines sizes 2-18 m. depth, 5-400 m. lenth, 3-50 m. wide. All doliens are filled sediments. These loose materials are excavated without driling and blasting. But other types karst structures zones must be drilled and blasted for excavation. In karstiks some zone because of cavern or clay mud rock bit broken, big block size production were cause to low production. On the other hand mixing of clay, silt during excavation is unwanted situation for quality. Open pit mining problems karstified Aşıkoğlu gypsum deposit were discused in this case study.

Keywords: Karst, doline, rock bite, drilling hole

GİRİŞ

Türkiye'de üç büyük havzada alçı taşı hammadde madenciliği yapılmaktadır. Bunlar Bala - Koçhisar-Ankara, Ulukışla-Niğde ve Sivas bölgeleridir. Her havzada alçıtaşında karstlaşma sonucu yoğun bir dolinleşme görülür. Bu bölgelerdeki tüvenan alçı taşı üretimi yıllık $9x10^6$ ton civarında yer almaktadır. Eski taşocağı yönetmeliğine göre kırk beş şahıs işletmesi bulunmakta idi. Bala Aşıkoğlu bölgesinde (Şekil 1) ise 18 işletmeden altı tanesi üretime devam etmektedir. Geleneksel olarak selektif bir açık taş ocak işletmesi hâkim idi. Ocaklarda hammadde üretim (Kulaksız S., vd. 2008) kayıpları %35-50 arasında değişmekte idi. Alçıtaşının Maden kanunu kapsamına alınması sonucu, hammadde güvencesi nedeniyle alçı üretim fabrikaların artması ve fabrikaların kendi ocaklarını modern yöntemlerde üretime geçirmesi kayıplar %10-20 seviyelerine inerken büyük firmalarda bu %7-10 seviyesine inmiştir. Alçıtaşı ocaklarında, tüvenan üretim kayıplarının yüksek olması karstlaşma sonucu oluşan dolinlerdir. Alçı yatağı içinde gelişen dolinler genelde kili sedimanlarla doludur. İkinci neden ise alçı üretim fabrikalarının %95-94 altı safsızlıklı alçıtaşını kulanmamasıdır.

Şekil 1. Bala Aşıkoğlu coğrafi konum ve ocak genel panoramik görüntüsü

Sonucu ocaklarda dolinli ve faylı zonlarında işletilmemesidir. Buna bağlı olarak delme -patlatma ve kazı problemlerinin çözülmemesidir. Bu bildiride problemler çözümler uygulamalar verilmektedir.

ALÇITAŞINDA KARSTLAŞMA BALA-AŞIKOĞLI

Bölgedeki açık ocak işletmelerinde kazı ve delme-patlama faaliyetlerini etkileyen karstlaşma süreci ve bunun sonucu oluşan dolin tip/yapılarını tanımlamadan çözümler yetersiz kalmıştır.

Bu nedenle burada karstlaşma yapılarının tanımlanma ve örnekleri öncelikle verilecektir. Kartlaşma terimi (Klimchouk, A and Andrejchuk, v 2003) genel anlamda tektonik yapılar ve süreksizliklere bağlı yerüstü/yeraltı sularının faaliyetleri sonucu oluşan boşluklardır (Sweeting, N.M. 1973; Warren. J. K 2005) Bu boşluklar dolgulu/dolgusuz olabilmektedir. Bala Aşıkoğlu alçıtaşı yatağında oluşan bu yapıların tipleri aşağıdaki şekilde sınıflandırılmıştır.

a- Açık, kapalı yayvan dolinler, lapya ve karenler
b- Kanal
c- Baca/boru
d- Boşluklu/dolgulu yeraltı boşluk ve mağaralar
e- Yüzeyde oluşan tarak tipli örtülü/örtüsüz yapılar

Bunları genel yapıları ile tanımlarsak;

a- Dolinler yüzeyde oluşmuş, genelde dolgulu olup derinlikleri Bala bölgesinde 1-18 metre arasında çukurluğun bir yamacı yayvan $0°$-$15°$ diğer yamaçları 30-60 değişim gösterirler. Uzun eksen ve genişlikleri çok değişkendir (Şekil 2). Genelde tektonik yapılara göre gelişmişlerdir. Lapya, karenler şekil olarak, kazan, yayvan leğen, ağaç dalları gibi dendritik olabilmektedir.

Şekil 2. Dolinlerden bir tanesinin lapya-karen görümünü

b- Kanal tipli dolinler eski yeraltı karst su kanalları boyunca gelişmiştirler. Genişlikleri 1-5 metre uzunlukları ise değişkendir (Şekil 3).

Şekil 3. Kanal tipi dolin görüntülerden örnekler.

c- Baca/boru tipleri dolinler yüzeyden tabana doğru genişleyen veya daralan dolgulu/dolgusuz yapılardır. Dolgu malzemesi genelde kil, kum, çakıl boyutunda gevşek sedimanlardır (Şekil 4).

Şekil 4. Baca tipi dolgulu ve dolgusuz dolin örnekleri

d- Yeraltı mağaraları. Alçı taşı yatak içinde gelişmiş boşluk olup, dolgu/dolgusuz şekilde bulunurken yeraltı su akışı alanlarda olabilmektedir. Göçme sonucu bu mağaralar bloklu yapı çamur/balçık yapısı en büyük sorun yaratan yapılardır (Şekil 5).

Şekil 5. Yeraltı mağaraları (dolgulu ve dolgusuz boşluklar).

e- Tarak tipli dolinler. Bu tip karstlaşma daha çok alçı taşı yatağının en üst kısımları olup toprak ile örtülüdür (Şekil 6).

Şekil 6. Tarak tipli dolinleşme görüntüsü

f- Karmaşık tipli dolinler. Yukarıda belirtilen dolinlerin birlikte bulundukları yapılar olup daha çok tektonik yapılarla bağıntılıdır.

Bunların dışında karmaşık yapılı karstlaşma bölgeleri kazı ve üretimde en sorunlu alanlar olup bununla ilgili görüntü Şekil 5 de verilmektedir.

DELME-PATLAMA SORUNLAR-UYGULAMALAR

Taş ocağı yönetmeliğine göre alçı taşı işletmesi yapan firmalar, vagon-dril tipi delicilerle sağlam masif zonlarda yaklaşık 18 metreye varan delik boyu ile amonyum nitrat gübresi ile patlatma yapmakta idiler. Kurumsal firmaların ocak işletmesine geçmesi ile birlikte çevreci modern deliciler devreye girmiş yasa gereği olması gereken ANFO kullanımı başlatılmıştır. Bu geçiş süreci on yıl gibi bir zaman diliminde sosyo-ekonomik yapıdan dolayı gecikmeli olmuştur.

Havza madenciliğine geçiş için master ocak planlanması ve bunun sonucu olarak dolinli sahaların işletilmesi planlanmıştır. Bu planlama sonucunda açık ocak köstebek madenciliği terkedilerek, çok kademeli basamaklarda aynı anda üretim yapılması sağlanmıştır.

Bununla birlikte karstlaşma sonucu dolinli alanda delme-patlatma sorunları başlamıştır. (Kozacı U; Kulaksız S. 2013) Bölgede gerek uygulamalar gerek ise istenilen boyutta hammadde temini için geliştirilen delik geometrisi 3x4 metreden 5x5,5 metreye geçiş ile şeşbeş sistemine geçilmiştir (Yahşi, Y.İ., Kulaksız. S. 2015).

Bu delik geometrisi dolinli alanlarda 3x4 veya 3x5 metre olarak dolin yapısına göre modelleme yapılmıştır. Aynı zamanda dolinli alanlarda deliklerde ANFO miktarı azaltılmıştır (Şekil 7).

Dolinli alanlardaki delik delmede sorunlu yerler aşağıdaki gibi sınıflandırılmıştır.

a- Kıvamlı balçık türü zonlar
b- Yeraltı boşluklarında ve mağaralarda balçıklı bloklu zonlar
c- Alçıtaşı içinde anhidrit kütle ve damarları
d- Baca/boru tipli dolgulu/dolgusuz dolinlerdeki yapılar.

Şekil 7. Sorunlu alanlarda delik delme ve litoloji değişimleri

Bu zonlarda yapılan delik delme işleminde gözlemlenen delme takımında meydana gelen temel arızalar aşağıdaki şekilde:

a- Takım sıkışması
b- Kesici/aşındırıcı matkap uçlarının düşmesi/kırılması
c- Matkap gövdesinin kırılması
d- Şank yuvasının (driver) kırılması şeklinde görülmüştür (Şekil 8).

Şekil 8. Matkap uç, gövde, şank ve tijlerde gözlemlenen kırılmalar

Burada diğer bir sorun ise 12 metrelik bir delik uzunluğunun dolin koşullarına göre 9 dakika yerine 60 dakikada delinmesidir.

Bu da hem maliyetleri hem de verimliliği etkilemektedir. Bu zonlarda ANFO kullanımı 80-100 gr/ton şeklinde olması malzeme tane boyutu açısından deneme/sınama ile saptanmıştır ocaklarda genel patlayıcı kullanımı 120 gr/ton.

Kaya delici matkap uçlarının kayaç sertliğine göre seçimi de denenmiştir. Alçıtaşında elipsoid uçlar verimi artırırken dolinli ve anhidritli zonlarda matkap gövde ve uç kırılması olabilmektedir. Anhidrit üretiminde ise daha çok küresel uçlar (bit) uygun bulunmuştur. Delmedeki sorunların çözümüne ayrıca delici operatörünün sahada malzeme tanıma ve buna göre güç kullanımının nasıl olacağı eğitimleri verilmiştir.

ÖRTÜ KAZI VE ÜRETİM

Bala Aşıkoğlu bölgesinde normalde klasik örtü kütlesinin kaldırılması patlatmasız kazı şekline:

a- Sıyırma ekskavatör ile kazı ile gerçekleştirilmektedir (Şekil 9). Problem dolinli alanlarda başlamaktadır. Normalde büyük dolgulu dolinlerde kazı ekskavatörle yapılırken, küçük dolinler, (lapya ve karenler, dolin kanalları ve baca/ boru tipli alanlarda) bu işlem başarısız olmaktadır. Bu alanlarda dolin sedimanları alınamamaktadır.

Şekil 9. Örtü kazısı sıyırma ve dolin temizliği.

b- Patlatma yapılarak da killerden ayırma mümkün olmamaktadır. Diğer taraftan dolin yapısı ve geometriside bu işlemleri başarısız kılmaktadır.

Şekil 10. Dolin kazısı

Bu bölgelerde kazı için iki yöntem denerek uygulamaya konulmuştur. Bunların birincisi dolinli alanlarda kazıcı kepçe boyutları, özellikle kepçe genişliği düşürülerek dolin temizliği yapılması şeklinde uygun bulunmuştur. İkinci ise baca/tarak tipli alanlarda dolin temizliğinden sonra, tamburlu kazıcı başlıklar kullanılması öngörülmüş ve uygulanmıştır.

Şekil 11. Tamburlu kazıcı başlığı ve paletli kazıyıcı.

Bu sistemlerde hidrolik ters kepçeli ekskavatörlerde şu üç aparatı(takımın) olmaz ise olmazı durumuna gelmiştir. Bunlar;

a- Dar boyutlu kepçeler
b- Kırıcı tabanca takımı(başlığı)
c- Tamburlu kaya kazıcısı

Tüm bunlara rağmen dolin killerinin çok az kısmı tüvenana karışabilmektedir (2-20 cm). Diğer taraftan fay zonu killerinin temizlenmesi problem olarak devam etmektedir. Genelde kırıcılarda 90 cm çap üstü blokların çıkması kırma da tıkanıklara neden olmaktadır. Bu sorun için de ocak içinde tabancalarla boyut küçültme yapılmaktadır. Alternatif olarak da seyyar çeneli kırıcı düşünülmüş ise maliyet analizleri sonucunda ekonomik olmamıştır.

SONUÇLAR

- Çalışma alanında dolinli alanlarda delici makinanın hangi koşullarda nasıl kullanılacağının operatör eğitimi sorunları çözmede öncelik almaktadır.
- Alçıtaşında elipsoidal uçlar daha verimli olmaktadır.
- Dolinli alanlarda dolin tipine göre ilaveten küçük boyutlu kepçe (kova) alınması ve dolin kazısı yapılması.
- Deliklerdeki dolin yapısına göre patlayıcı miktarını, kullanılması ve kademeli yükleme yapılması.
- Şablon delik geometrisi dolinlere göre değiştirilmesi önerilmiş ve uygulanmaktadır.

TEŞEKKÜR

Katkı ve yardımları için havza müdürü maden mühendisi Y. İlhan YAHŞİ'ye ve Ersin Dik'e teşekkür ederim.

KAYNAKLAR

Klimchouk, A and Andrejchuk, (2003). Karst Mechanism From in Gypsum Caves of Western Ukraine, Speleogenesis and Evaluation of Karst Aguifers. 1-20.

Kulaksız S., Bayram F. Yaşıtlı E., (2008). Aşıkoğlu Alçıtaşı sahasının Açık Ocak İşletilmesi Rehabilitasyon Projesi Yayınlanmıştır Hacettepe Un. Yerbilimleri Uygulama ve araştırma merkezi.

Yahşi İ., Kulaksız S., (2015). Bala Aşıkoğlu Alçıtaşı yataklarında Taş ocak işletmeciliğinden Maden İşletmeciliğine geçiş 24. Türkiye Ulus. Madenci kongre Bildiri kitabı.

Kulaksız S. Ve Sever M. (2017). Türkiye Alçıtaşı ve Alçı üretimi M.M.O Uluslarası Madencilik Kongresi.

Kozacı U; Kulaksız S. (2013). Karstification of Bala (Ankara) Gypsum Area with Associated Landforms and Its Affect to Drilling, Proceedings of 23 rd International Mining Congres and Exhibion Turkey
Sweeting, N.M. (1973). Karst Landforms Columbia University Press, 326 p.
Warren.J.K (2005). Evaporites. Springer Verlag Pub. 1017 p.

KAYAŞ-YERKÖY YÜKSEK HIZLI TREN DEMİRYOLU POJESİ KAPSAMINDA AÇILAN T15 TÜNELİ AYNASINDA MALZEME BOŞALIMINA BAĞLI OLARAK YAŞANAN STABİLİTE SORUNLARI VE TÜNEL DESTEK SİSTEMLERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ

THE EVALUATION OF STABILITY PROBLEMS AND TUNNEL SUPPORT SYSTEMS DURING THE MATERIAL INFLOW IN T15 TUNNEL IN THE KAYAS-YERKOY HIGH-SPEED TRAIN RAILWAY

E. B. Aygar

Fugro Sial Yerbilimleri Müşavirlik ve Mühendislik Ltd. Şti.
(e.aygar@fugro.com)

ÖZET

Kayaş-Yerköy Demiryolu Projesi, Ankara – Sivas Demiryolu'nun bir parçasıdır. Ankara – Sivas Demiryolu, Türkiye'yi batıdan doğuya kat edecek boylamasına ana arterin bir parçasını oluşturmaktadır. Avrupa'dan gelip İstanbul – Ankara – Sivas demiryolu ile devam edecek bu hat, Türkiyenin doğu sınırına ulaşarak Avrupa'yı hem Kafkaslara hem de Ortadoğu 'ya bağlayacaktır. Kayaş-Yerköy Yüksek Hızlı Tren Demiryolu Projesi kapsamında km: 53+910 ile km: 58+710 arasında yer alan 4800 m uzunluğundaki T15 tünelinde, filiş serisi ile ofiyolitk melanj dokanağında tünel kazısı sırasında yüksek basınçta su geliri ile beraber tünel tavanından malzeme boşalımı olmuş ve tünelin yaklaşık 80 m lik kesimi kapanmıştır. Bu çalışmada tünelde meydana gelen stabilite sorunlarının bir değerlendirilmesi yapılarak bu konuda çözüm önerileri ile yapılan nümerik analizleri anlatılmaktadır.

Anahtar Sözcükler: Tünel, yüksek hızlı tren, göçük

ABSTRACT

Kayas-Yerköy High Speed Railway Project is a subsection of Ankara-Sivas Railway Project which will constitute large part of the main arterial railroad crossing country from west to east. This projects aims linking the European rail roads with İstanbul – Ankara – Sivas section finishing at the Eastern end of Turkey where there will be a connection point between Caucasian and Middle East. Within the scope of Kayas-Yerköy High Speed Railway Project, T15 tunnel was proposed with a length of 4800 m in between Km: 53+910 – Km:58+710. During the tunnel excavation, there was a material collapse due to high-pressure water discharge at the contact of flysch and ophiolitic mélange units and in turn approximately 80 m of tunnel was blocked. In this study, performed numerical analyses, evaluation of stability problems and relevant recommendations are submitted.

Keywords: Tunnel, high speed railway tunnel, collapse

GİRİŞ

Kayaş – Yerköy Demiryolu projesi esas olarak modern, konforlu ve güvenli bir demiryolu taşımacılığı sağlayarak ulaşımda demiryolu payını arttırmak amacı ile TCDD tarafından planlanmıştır (Şekil 1).

Kayaş-Yerköy Demiryolu Projesi, Ankara – Sivas Demiryolu'nun bir parçasıdır. Ankara – Sivas Demiryolu, Türkiye'yi batıdan doğuya kat edecek boylamasına ana arterin bir parçasını oluşturmaktadır. Avrupa'dan gelip İstanbul – Ankara – Sivas demiryolu ile devam edecek bu hat, Doğu sınırımıza kadar ulaşarak Avrupa'yı hem Kafkaslara hem de Ortadoğu 'ya bağlayacaktır.

Çalışmaya konu olan T15 tüneli Km:53+910 ile Km:58+710 arasında yer almaktadır.

Şekil 1. Çalışma alanı yer bulduru haritası

T15 tüneli çıkış portal girişinden itibaren kazı işlemlerine devam edilirken km:57+702 de filiş serisi ile melanj kontağında su geliri ile birlikte tünel aynasında göçük meydana gelmiştir. Oluşan bu göçük nedeniyle tünel aynasından 200 m geriye kadar malzeme akışı olmuş ve tünel kazısına ara verilmiştir.

T15 TÜNELİ JEOLOJİK-JEOTEKNİK DURUMU VE GÖÇÜK MEKANİZMASI

Tünel-15, Dizilitaş formasyonu (Tpd), Karadağ formasyonu (KKa) ve Artova Ofiyolitli Karmaşığı alt zonuna (Ka2) ait kaya birimleri içerisinde açılmaktadır. Arazi gözlemleri ve temel sondajı verilerine (göre Dizilitaş formasyonu (Tpd) genel olarak, az sert, yer yer orta sert – sert, zayıf – çok zayıf dayanımlı, yer yer orta dayanımlı, çok – tümüyle ayrışmış ve yer yer orta derecede ayrışmış çakıltaşı – kumtaşı – silttaşı – çamurtaşı birimlerinden oluşmaktadır. Karadağ formasyonu (KKa) ise kumtaşı, silttaşı, kiltaşı ve çamurtaşı birimlerinden oluşmaktadır. Bu birimler orta sert – sert, dayanımlı – orta dayanımlı ve az ayrışmıştır. Artova Ofiyolitli Karmaşığı alt zonu (Ka2) genel olarak, serpantinit, radyolarit, bazalt ve tüf birimlerinden oluşmaktadır. Bu birimler genel olarak sert – orta sert, yer yer az sert, dayanımlı – orta dayanımlı, az – orta derecede ayrışmıştır. Buna ek olarak bu birimler tektonik çizgiselliklere yakın kesimlerde ufalanabilir – az sert, çok zayıf ve çok – tümüyle ayrışmış özellikler sergilemektedir. Ayrıca, tünel güzergahında bir çok ters fay ve bindirme zonları gözlenmiştir. Buna koşut olarak, araştırma çalışmalarından elde edilen veriler ışığında kaya birimleri içerisinde oldukça kalın breş seviyeleri belirlenmiştir (Yüksel Proje, 2011).

T15 tüneli çıkış kesiminde filiş (özellikle marn olmak üzere silttaşı, kiltaşı, çamurtaşı, şeyl ve eser miktarda bazı kesimlerde kumtaşı), ofiyolitik melanj (radyolarit, serpantin ve diyabaz) olarak sıralanabilir. Bu birimler içinde diyabaz ve çok çok az oranda görülen kumtaşı hariç tamamı suya karşı duyarlılığı olan birimlerdir. Sık sık deformasyonların olduğu bu kesimde marn birimi su ve hava koşullarından çabuk etkilenmekte ve şişerek deformasyonlara neden olmaktadır.

Tünelin bu kesiminde deformasyonların meydana gelmesi sebebi ile yer yer ek tahkimatlar uygulanmış Nisan 2018 tarihinde Km:57+702.90'da 853.7 metre de tünel durdurulmuş ve üst yarı

tabanında geçici invert imalatına geçilmiştir. Tünel kazısında ilerleme durdurulduğu için açılan gerideki kesimlerde taban döşeme ve taban kemeri imalatları tamamlanmıştır.

16/09/2018 tarihinde tünel aynasında tamamen zemin halinde malzeme tünel içerisinde topuk yaparak yaklaşık olarak 15-20 uzunluğunda bir yığın oluşturmuş ve tünel içerisinde imalat durdurulmuştur. Bu olayın hemen akabinde ise tünel aynasının sağ tarafından basıncı bir şekilde su geliri olmuş ve tünel ağzına doğru malzeme akışı meydana gelmiştir. Ayna bölgesinde bulunan ve topuk oluşturmuş olan malzeme de yaklaşık olarak 200 metre tünel içerisinden aynaya doğru sürüklenmiş ve tünel aynası tamamen kapanmıştır (Şekil 2 ve 3).

Şekil 2. Göçük sonrası tünel içerisindeki durum

Şekil 3. Göçük sonrası tünel içerisindeki durum

Oluşan bu durum tünel aynasında çalışmaların durmasına ve kazı işlemlerine ara verilmesine neden olmuştur.

GÖÇÜK BÖLGESİNİN GEÇİLMESİ VE TÜNEL TAHKİMAT SİSTEMLERİNİN BELİRLENMESİ

T15 tünelinde meydana gelen göçük sonrası tünelin tekrar kazılması için aşağıdaki verilen sıralamaya göre işlemlerin yapılması uygun görülmüştür. Yapılacak işlemler tünel dışından ve tünel içerisinden olmak üzere ikiye ayrılmıştır.

Tünel dışından yapılacak işlemler,

- ✓ Öncelikle göçüğün boyutlarının belirlenmesi amacıyla yüzeyden jeofizik yapılmasına karar verilmiştir.
- ✓ Jeofizik ile göçüğün boyutları ve şekli belirlendikten sonra yüzeyden yapılacak olan sondajlar ile göçük içerisine beton basılması yapılacaktır.

Tünel içerisinden ise;

- ✓ Malzeme akışının olduğu yaklaşık Km:57+760'a kadar geri dolgunun yapılması
- ✓ Km:57+760 dan itibaren tünel kesitinde deformasyona uğramış kesimlerin 9 m uzunluğunda boru sürenlerle enjeksiyon yapılması,
- ✓ Km:57+760 ile km:57+740 arasında üst yarıda kontrollü olarak 5 m kademelerle akan malzemenin alınması ve kesit içerisinde giren yerlerin tarama işleminin yapılması,
- ✓ Km:57+740 dan itibaren üst yarıda mevcut tahkimatlar değiştirilerek tarama kazısına başlanmasına karar verilmiştir.
- ✓ Tarama kazısı öncesi, tahkimat yüzeyinde ölçümler alınacak, eğer kesite girdi ise tarama kazısı yapılacaktır.
- ✓ Göçük aynasında su geliri kontrol edilecek, su gelirinin durması durumunda göçük içerisine enjeksiyon yapılarak ayna sağlamlaştırılacaktır.
- ✓ Km:57+740 dan itibaren çakılacak olan 9 ve 15 m uzunluğundaki 89 mm çapında boru sürenler ile paker yardımı ile enjeksiyon yapılacaktır.
- ✓ 9-15 m uzunluğundaki delgili sürenlerin çakılması sırasında tünel tavanında göçük bölümü bulunması durumunda boru süren sayısı artırılarak enjeksiyon göçük dolana kadar yapılacaktır.

Sayısal Analizler

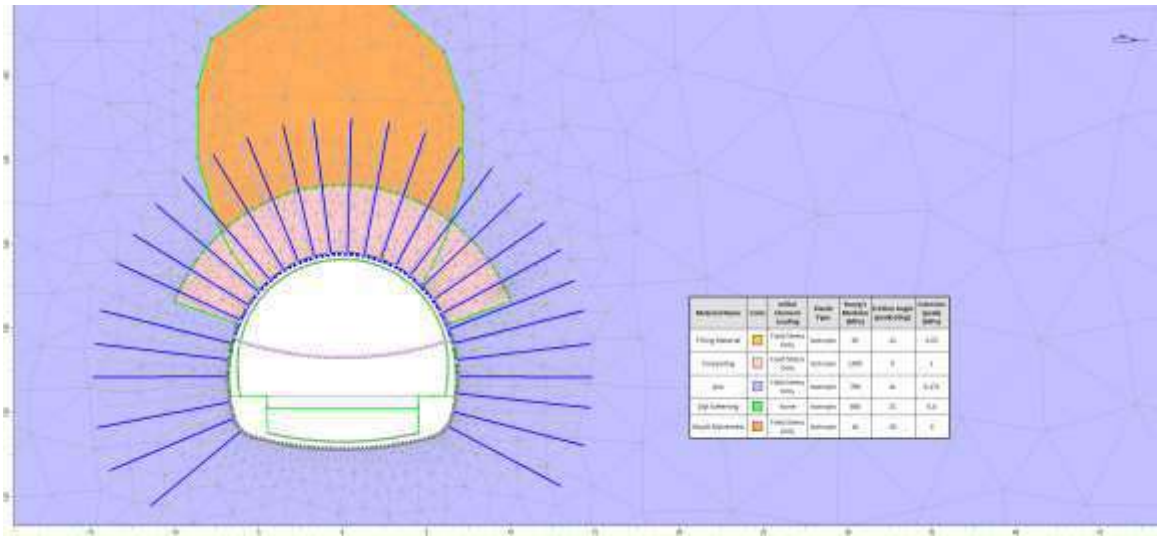
T15 tünelinde meydana gelen göçüğün geçilmesi için uygun tahkimat sistemlerini belirlemek amacıyla sayısal analizler yapılmıştır. Sayısal analizler Phase2d v8.0 programı ile yapılmış olup Çizelge 1 de modelleme aşamaları Şekil 4 ve 5'de Phase2d v8.0 programı ile yapılan model verilmektedir.

Modelleme aşamalarında ilk etapta göçüğün meydana geldiği andaki kaya kütle parametrelerini belirlemek amacıyla geri analiz yapılarak ve göçük anındaki kaya kütle parametreleri belirlenmiştir. Belirlenen bu yeni paremetrelere göre yeni tahkimat sistemlerine göre analizler yapılarak tünel stabilitesi incelenmiştir.

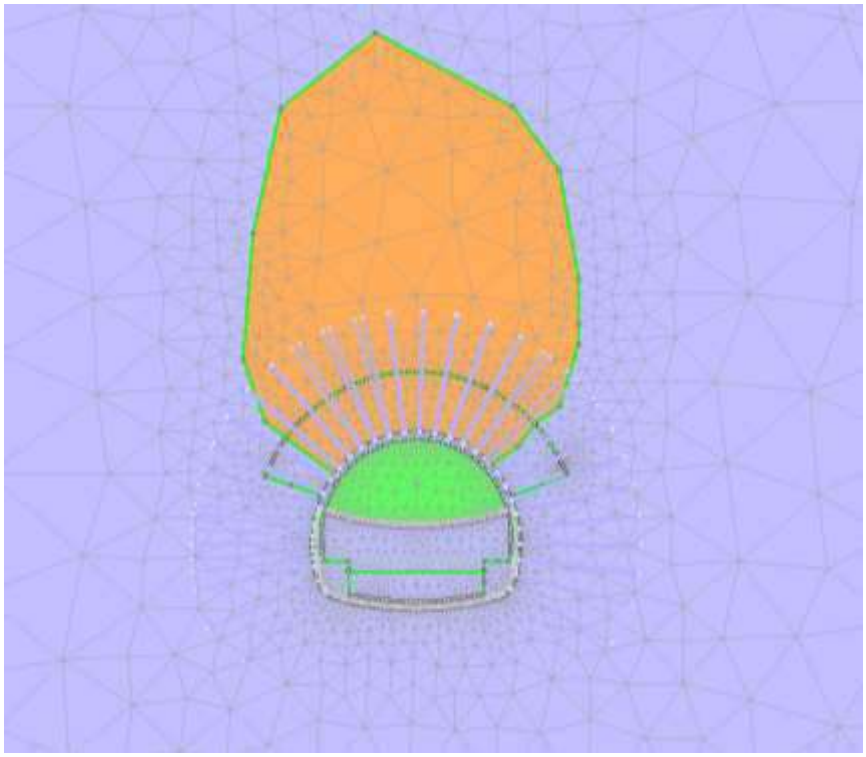
Kazı kademeleri	Yapılan İşlemler
1	İlk Gerilme
2	Göçük Öncesi üst yarı kazısı
3	Göçük öncesi üst yarı kazısı
4	Üst yarı Püskürtme betonu sert,

5	Göçüğün meydana gelmesi
6	Üst yarının doldurulması-yapılması
7	Enjeksiyon yapılması
8	Üst yarı kazısı
9	Alt yarı kazısı
10	Alt yarı tahkimatlarının yerleştirilmesi
11	Invert kazısı
12	Invert tahkimatlarının yerleştirilmesi

Çizelge 1. Kazı kademeleri



Şekil 4. Phase programı ile oluşturulan model ve zemin paremetreleri



Şekil 5.Göçük Öncesi üst yarı kazısı-kademe 2

Ayırca T15 tünelinde göçük kesiminin geçilmesi için kullanılan tahkimat sistemleri Çizelge 2 ve 3'de özetlenmiştir.

Çizelge 2. Göçük Bölgesinde uygulanacak tahkimat sistemleri

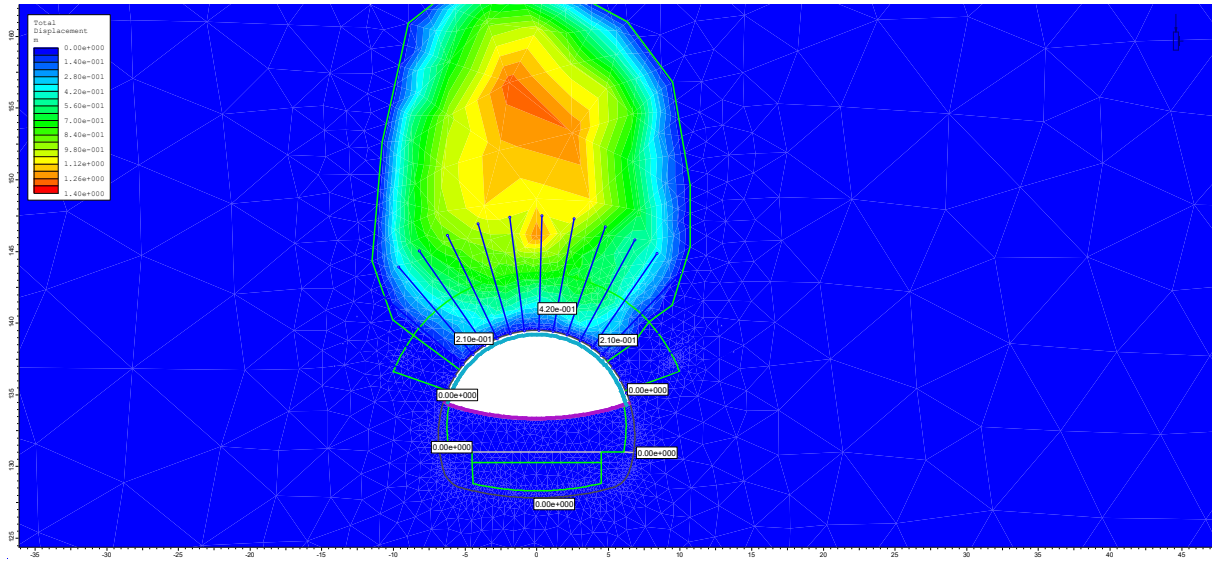
Kazı			**Püskürtme beton**		**Çelik İksa ve Hasır Çelik**	
Üst yarı atım (m)	**Alt yarı atım (m)**	**Invert (m)**	**Püskürtme beton (mm)**	**Püskürtme beton cinsi**	**Çelik Kuşak**	**Hasır çelik Q 221/221**
0,75	1,0	2,0	400	C20/25	HEA-200	Üst Yarı / Alt Yarı / İnvert x 2

Çizelge 3.Göçük Bölgesinde uygulanacak tahkimat sistemleri-2

Süren				**Bulon (IBO)**
Cinsi	**Boy (m)**	**Aralık (cm)**	**Boy (L) (m)**	**Round boyu X (m)**
Ø3.5"enjeksiyonlu kendinden delmeli boru	9 m / 4.5 m bindirmeli	İlk kat C/C 30 cm, 2. kat C/C 50 cm	9,0	0.75x1.0

Analiz Sonuçlarının Değerlendirilmesi

T15 tüneli göçük bölgesi için göçük öncesi ve sonrası için Phase programı ile yapılan analiz sonuçlarına ait özet değerlendirmeler aşağıda verilmektedir. T15 tüneli göçük öncesi modellemelerde üst yarıda deformasyonlar 42 cm ye kadar oluşmuş ve tünelde göçük meydana gelmiştir. Yapılan analiz sonucu Şekil 6'da gösterilmektedir.



Şekil 6. Tünel üst yarısında meydana gelen göçük

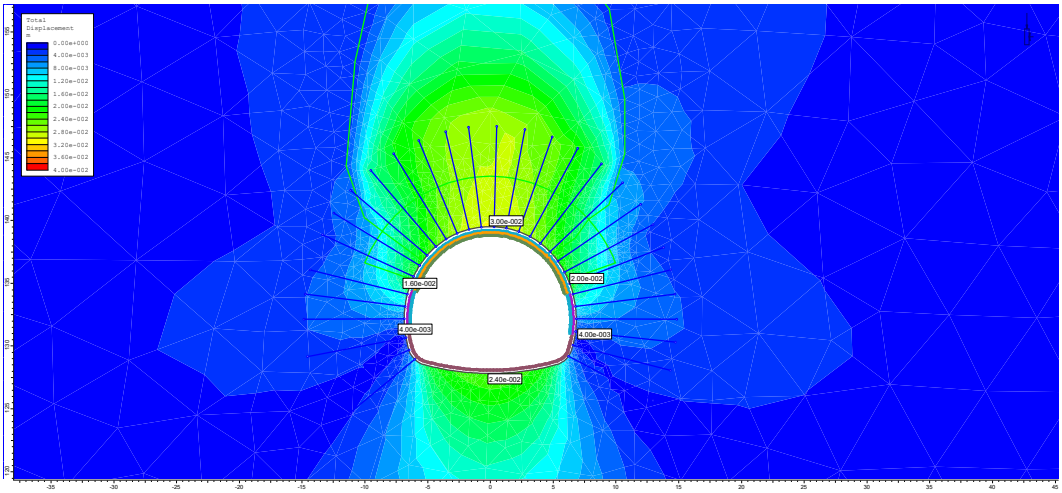
Oluşan bu göçükten sonra, yukarıda modelleme aşamaları verildiği şekilde analizler yapılmıştır. Analizlerde öncelikle ayna stabilitesi için üst yarı kesimi doldurulmuş, modelleme aşamasında yer değiştirmeler sıfırlanmıştır. Daha sonra modele sürenler yerleştirilerek enjeksiyon yapılmış ve kazı kademelerine başlanmıştır. Çizelge 4'de yapılan kazı kademeleri sonucunda oluşan yerdeğiştirmeler verilmektedir.

Çizelge 4. Göçük sonrası yapılan Phase analizi sonuçları

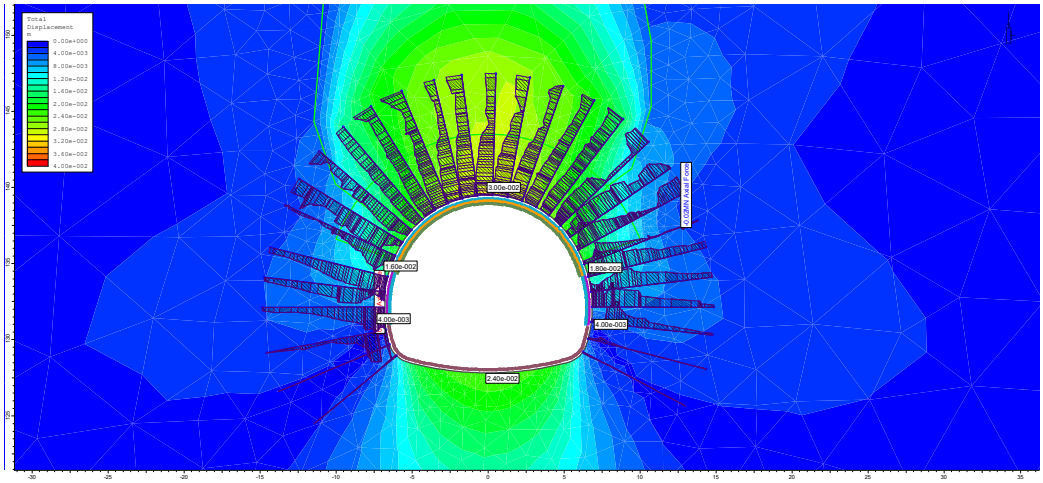
Tünel	*Tünel sol omuz*	*Tünel sağ omuz*	*Tünel sol alt yarı*	*Tünel sağ alt yarı*	*Tünel*
		Toplam Deformasyon (cm)			
3.0	1.60	2.0	0.4	0.4	2.4
		Güvenlik faktörü			
2.53	0.95	2.21	0.95	0.95	6.
		Yenilme Bölgeleri (%)			
0	100	100	100	100	100

Sonuçlar incelendiğinde, tünel çevresinde meydana gelen deformasyonlar tünel tavanında 3.0 cm tünel sol ve sağ omuzlarında 1.60 ve 2.0 cm, tünel sol ve sağ alt yarı bölümlerinde 0.4 cm ve tünel tabanında ise 2.4 cm yerdeğiştirme meydana gelmiştir.

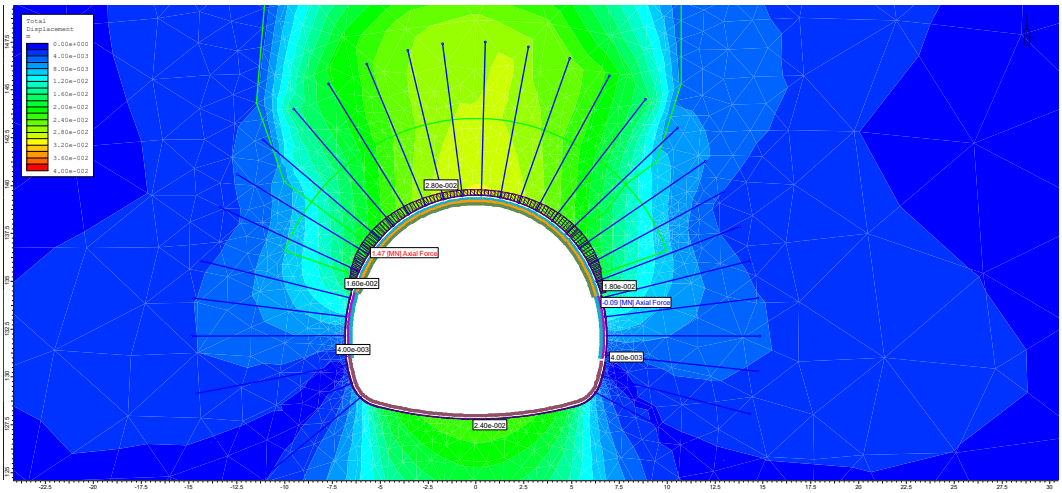
Tünel etrafındaki dayanım faktörleri ise, tünel çevresinde 1'in üzerinde olup tünelden uzaklaştıkça artmaktadır.



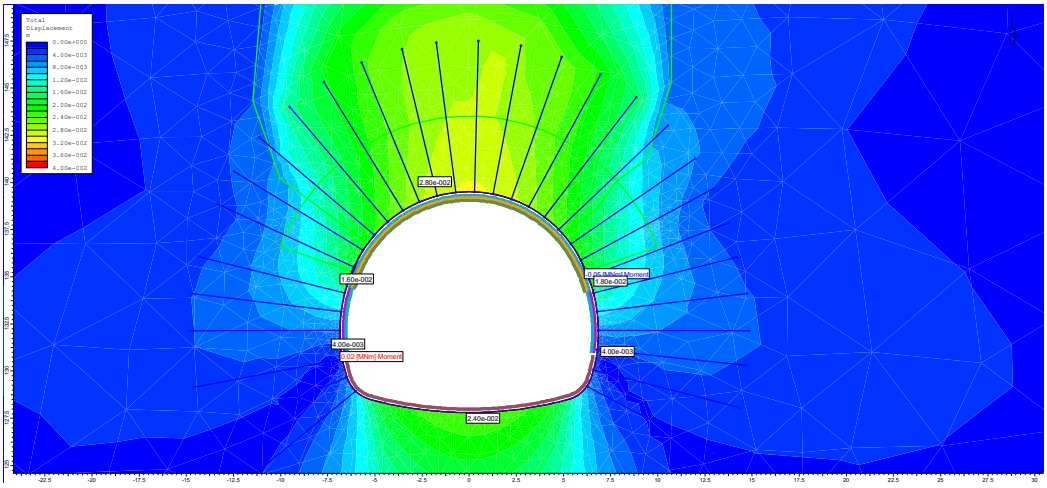
Şekil 7. Toplam yer değiştirme



Şekil 8. Bulonlardaki eksenel kuvvetler



Şekil 9. Kaplamada oluşan eksenel kuvvetler



Şekil 10. Püskürtme betonda meydana gelen momentler

Bununla beraber bu kesimde püskürtme betona gelen eksenel kuvvetler ve momentlerde Phase programında hesaplanmış Çizelge 5'de sunulmakta olup bu değerler göre kesit tahkikleri de yapılmıştır.

Phase programında elde edilen bu değerler 1.5 güvenlik sayısı ile çarpılarak kesit tahkikleri yapılmıştır.

Çizelge 5. Kaplamaya gelen moment ve eksenel kuvvet değerleri

	Eksenel kuvvet (MN)	Moment (MNm)
Phase programından elden edilen değerler	1.470	0.05
Analiz için 1.5 güvenlik sayısı ile faktörlennmiş değerler	2.205	0.075

Kesit tahkiki analizlerinde kullanılan malzeme özellikleri ise;

Beton:C20/25
fcd=13 Mpa (C20/25 püskürtme betonun hesap dayanımı)
Çelik:BCIVb
fyd=434.80 Mpa (S500 tipi hasır çeliğin akma hesap dayanımı)
Yük Faktörü=1.5

Kesit tahkiklerinde püskürtme beton kalınlığı 40 cm olarak alınmıştır. Burada kullanılan donatı Q221/221 seçilmiştir.

Kesit tahkiki sonuçlarına göre kısa dönemde hasır çelik, iksa ve püskürtme betondan oluşan tahkimat sisteminin tünele gelen yükleri taşıyacağı belirlenmiştir (Şekil 11).

TUNEL PUSKURTME BETON TAHKIKI

MATERIALS

Concrete=	C30	f_{cd}=	13	MPa	E_c=	29962 MPa
Steel=	S500	f_{yd}=	435	MPa	E_s=	200000 MPa
Concrete γ_c=	1,50					
Steel γ_s=	1,15					

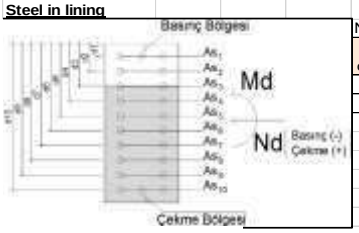
Kesit Özellikleri:

Seciton width (b)=	1000	mm
Section Height (h)=	400	mm
Paspayı (d')=	50	mm

Yükleme Durumları:

	M	N
Stage 1	1	1
Stage 2	1,5	1,5

Steel in lining



*Basınç yüzüne olan mesafe

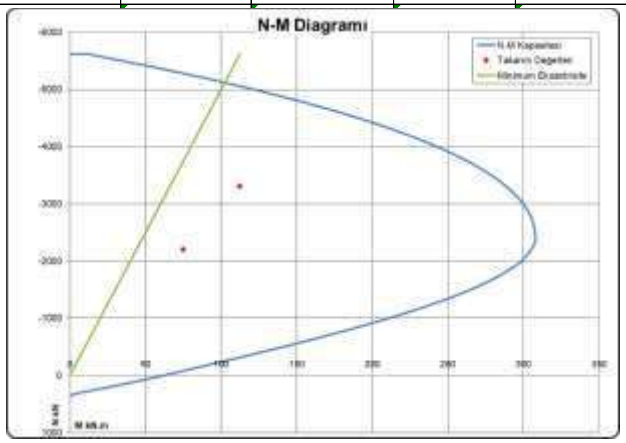
Number of steels? 2

Number of steels?	Parameter and distan mm	mm	Area mm²	Kesit Yüzüne Mesafe mm*	
1			221,00	d1=	50,00
2			221,00	d2=	350,00

Minimum eksantrisite dikkate alınsın mı? Alınsın

Taşıma Kapasitesi:

Sıra No	Eleman No	Nd kN	Md kN.m	Mr kN.m	Kapasite Oranı Md/Mr %?	Yükleme Durumu
1	1	-2205,00	75,00	305,20	24,57%	Stage 1
2	1	-3307,50	112,50	288,66	38,97%	Stage 2

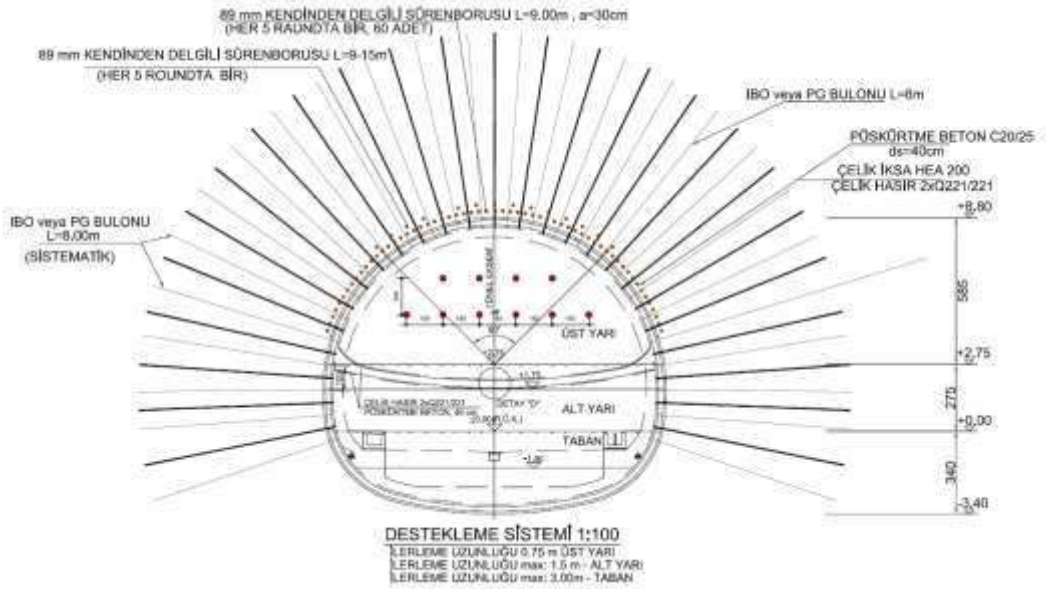


Şekil 11. Püskürtme beton N-M diyagramı

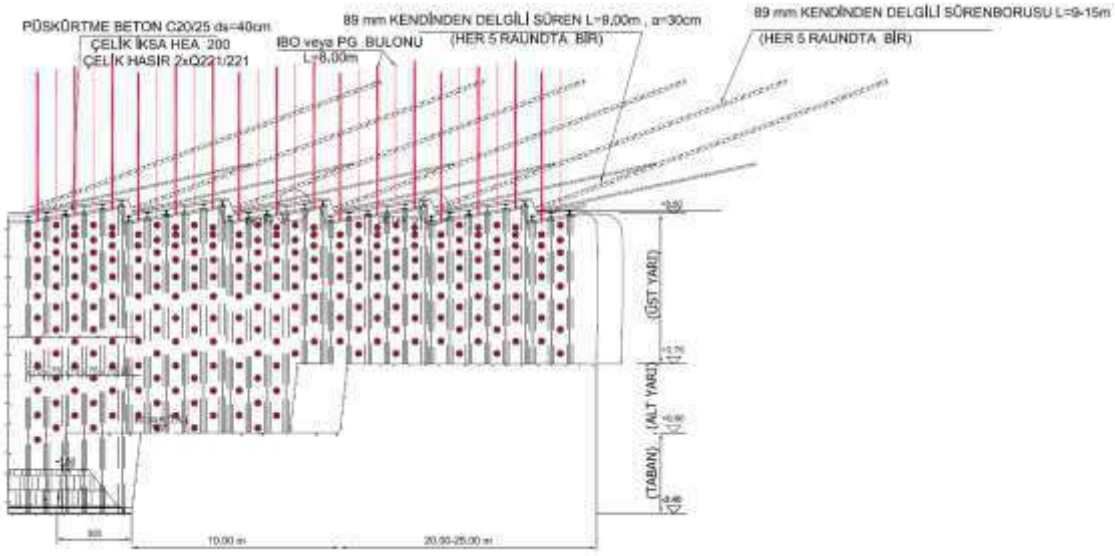
Uygulama Aşamaları

Tünel kazısı sırasında tünel aynasının kazı aşamasındaki durumu Şekil 12'de verilmektedir. Tünel kazısı belirlenen mevcut tahkimatlar ile başarılı bir şekilde uygulaması yapılmıştır. Tünel göçük bölgesi öncesi, tünel çevresinde devamlı olarak enjeksiyon yapılarak, tarama öncesi zemin güçlendirilmiştir. Sonrasında ise, kesite giren kesimlerin tahkimatları değiştirilerek tünel duraylılığı sağlanmıştır. Ayrıca Şekil 13 ve Şekil 14 de detayları verildiği şekilde, tünel kazısında üst yarı, alt yarı ve invert mesafeleri sınırlandırılmış ve tünel ringi hemen kapatılması sağlanmıştır. Her 5 kademede bir tünel tavanında çakılan çift sıra, 89 mm çaplı sürenler ile tünel tavan duraylılığı sağlanmış olup, tünel aynasında da olası kaymaları önlemek için devamlı tünel aynasına püskürtme beton uygulanarak duraylılığı sağlanmıştır.

Şekil 12. Göçük sonrası kazı ve tahkimat işleri



Şekil 13. Göçük sonrası uygulanan tahkimat sistemi detayları



Şekil 14. Göçük sonrası uygulanan tahkimat sistemi detayları-2

SONUÇLAR

1. T15 tünelinde meydana gelen göçüğün geçilmesi için tahkimat detayları için sıralama aşağıda verilmektedir.

Tünel dışarısından,

- ✓ Belirlenen göçük kesimine yüzeyden enjeksiyon ve beton basılarak boşluğun doldurulmasına çalışılacaktır,

Tünel içerisinden ise;

- ✓ Malzeme akışının olduğu yaklaşık Km:57+760'a kadar geri dolgunun yapılması
- ✓ Km:57+760 dan itibaren tünel kesitinde deformasyona uğramış kesimlerin 9 m uzunluğunda boru sürenlerle enjeksiyon yapılması,
- ✓ Km:57+760 ile km:57+740 arasında üst yarıda kontrollü olarak 5 m kademelerle akan malzemenin alınması ve kesit içerisinde giren yerlerin tarama işleminin yapılması,
- ✓ Km:57+740 dan itibaren üst yarıda mevcut takimatlar değiştirilerek tarama kazısına başlanacaktır.
- ✓ Tarama kazısı öncesi, tahkimat yüzeyinde röleveler alınacak, eğer kesite girdi ise tarama kazısı yapılacaktır.
- ✓ Göçük aynasında su geliri kontrol edilecek, su gelirinin durması durumunda göçük içerisine enjeksiyon yapılarak ayna sağlamlaştırılacaktır.
- ✓ Km:57+740 dan itibaren çakılacak olan 9 ve 15 m uzunluğundaki 3.5" çapında boru sürenler ile paker yardımı ile enjeksiyon yapılacaktır.
- ✓ 9-15 m uzunluğundaki sürenlerin çakılması sırasında tünel tavanında göçük bölümü bulunması durumunda boru süren sayısı artırılarak enjeksiyon göçük dolana kadar yapılacaktır.

2. Göçük sonrası yapılacak olan kazılarda tünel tavanın ve tünel aynasının stabilitesinin sağlanması zorunludur. Bunun için tünel tavanında sürenlerin yapılması ve tünel aynasında da püskürtme beton, hasrı çelik ve fiber tipi bulonlar ile ayna stabilitesi sağlanmalıdır.
3. Jeolojik birim geçişlerinde, fay zonu geçişleri öncesinde problemlerle karşılaşılmaması için ön delgiler yapılmalıdır. Özellikle su geliri beklenen kesimlerde yapılacak olan ön delgilerle yeraltı suyunun drene edilmesi sağlanmalıdır.

Kaynaklar

Bieniawski, Z.T., (1989) Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual For Engineers and Geologists in Mining, Civil and Petroleum Engineering. John Wiley & sons, Inc.

Sönmez, H. and Ulusay, R., (1999), Modifications to the geological strength index (GSI) and their applicability to stability of slopes. International Jornal of Rock Mechanics and Mining Science, 35 (2), 219-233

Yüksel Proje, (2011), Kayaş-Yerköy Demiryolu Kesim-1 (Km:12+263-74+100) Tünel Jeoteknik Raporu (T15, T16 ve T17), YJ-KYD—11-156-B

KİREÇTAŞI LİTOLOJİSİNDE KIRMATAŞ DOLGU MALZEMESİ İLE KİLLİ BİR ZEMİNDE YÜZEYSEL İYİLEŞTİRMENİN UYGULANMASI

AN APPLICATION OF CRUSHED LIMESTONE FILLING MATERIAL IN CLAYEY SOIL IMPROVEMENT

İ. Çobanoğlu[1], S.B. Çelik [1,*]
[1] *Pamukkale Üniversitesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü*
(*Sorumlu yazar: icobanoglu@pau.edu.tr)

ÖZET

Kırmataş olarak üretilen kireçtaşları inşaat sektörü içerisinde yaygın olarak kullanılmaktadır. Beton ve beton ürünleri en fazla kırmataş ihtiyacı olan malzemeler olarak görülmektedir. Yapı temellerinde dolgu malzemesi olarak kullanılacak doğal malzemelerin nitelikli olmaları yapı güvenliği açısından büyük önem taşımaktadır. Bu çalışmada yeraltı suyu yüzeye yakın olan alüvyal bir zemin içerisinde yapılması planlanan bir sanayi yapısı incelenmiştir. Yapı temelinde uygulanan kireçtaşı kökenli kırmataş malzeme ile yapılan dolgunun performansı araştırılmış ve ayrıca dolgu malzemesinin özellikleri belirlenmiştir. Dolguda kullanılan kireçtaşının birim hacim ağırlığı 2.56 gr/cm^3, görünür porozitesi % 0.76, ağırlıkça su emmesi % 0.37, tek eksenli basma dayanımı 93 MPa ve nokta yük dayanımı 2.79 MPa olarak belirlenmiştir. Uygulamada 3 farklı tane boyuna sahip kırmataş malzeme zeminin iyileştirilmesi amacıyla kullanılmıştır. Temel seviyesinin altında teşkil edilen 80 cm kalınlığındaki blokaj malzeme ile zeminin kapiler bölgeden uzaklaştırılması amaçlanmıştır. Blokaj malzeme üzerine serilen 40 cm kalınlığındaki balast malzeme ile blokaj malzeme içindeki boşlukların azaltılması amaçlanmıştır. En üstte serilen 40 cm kalınlığındaki plentmiks dolgu tabakası ile de sıkıştırılabilir bir temel alt yüzeyi oluşturulmuştur. Uygulama ve sonrasında yapılan yerinde yükleme deneyleri dolgu malzemesine ait oldukça yüksek dayanım parametrelerinin elde edilmesini sağlamıştır. Çalışma ile elde edilen bulgular uygulamanın başarısını ortaya koymuştur.

Anahtar Sözcükler: Zemin iyileştirme, kırmataş malzeme, dolgu malzemesi, kireçtaşı

ABSTRACT

The limestones produced as crushed stone are widely used in the construction sector. Concrete and concrete products are the main materials that need the construction sector. The fact that the natural materials to be used as filling material in the foundations of the building are of high quality is of great importance in terms of building safety. In this study, an industrial structure planned to be constructed in an alluvial soil close to the surface of the groundwater was investigated. The performance of the filler with limestone-based crushed material applied on the foundation was investigated and the properties of the filling material were also determined. It was determined that the limestone used in the filling was 2.56 gr/cm^3, the apparent porosity was 0.76 %, the water absorption as 0.37 %, the uniaxial compressive strength was 93 MPa and the point load index was 2.79 MPa. In practice, crushed stone with 3 different grain sizes was used to improve the foundation soil. It is intended to remove the foundation from the capillary area with the 80 cm thick blockage material formed below the foundation level. With the 40 cm thick ballast material laid on the blocking material, it is aimed to reduce the gaps in the blocking material. The top layer of 40 cm thick filler is laid on top and a compressible base bottom surface is formed. The in-situ loading tests provided very high resistance parameters for the filler material. The findings of the study revealed that the success of the application.

Keywords: Soil improvement, crushed limestone, filling material, limestone.

GİRİŞ

Yüzeysel zemin iyileştirme amacıyla nitelikli dolgu malzemelerinin kullanımı mühendislikte yaygın olarak kullanılmaktadır. Bu uygulamalarda sorgulanan en önemli konu dolguda kullanılacak malzemenin seçimi ve teknik özellikleri olmaktadır. Dolgunun amaca yönelik teşkil edilmesi, uygun sıkıştırma yöntemleri ile serilmesi ve sonrasında performansının değerlendirilmesi önem taşımaktadır. Kullanılması planlanan malzemenin projeye uygunluğu esas öneme sahip iken çoğu kez maliyeti en düşük olan malzemenin temin edilerek uygulanması tercih edilmektedir. Bu tür durumlar yapı inşaası sonrasında büyük ve önemli zemin problemleri ile karşılaşılmasına neden olmaktadır.

Dolgu malzemeler üzerinde yapılan çalışmaların büyük bölümü malzemeye ait elastik parametrelerin doğru belirlenmesinin önemini vurgulamaktadır. Tatsuoka vd. (2006) kırmataş beton agregaları üzerinde yapmış olduğu çalışmalarda elastisite modülü değerlerini doğrudan üç eksenli sıkışma deneyleri ile belirlemiş ve maksimum tane çapı değişimi ile ilişkilerini araştırmıştır. Kavak vd. (2001) yapmış oldukları çalışmada kırmataş ve doğal granüler dolgu malzemelerinin sıkışma karakteristikleri açısından değerlendirmiş ve kırmataş olarak üretilen granüler dolgu malzemelerin daha yüksek sıkışma performansı verdiğini ortaya koymuştur. Aynı çalışma kırmataş malzemenin yuvarlak tanelerden oluşan doğal malzemeye göre yaklaşık % 13 daha yüksek sıkışma değerleri verdiğini ortaya koymaktadır. Guyer (2013) temel altı dolgu malzeme karakterizasyonu ile ilgili yaptığı çalışmada granüler dolgularda sıkıştırma ekipmanı ve kullanılan malzeme özelliklerinin önemini vurgulamıştır. Mısır (2008), yapmış olduğu çalışma ile yumuşak kil zemin üzerine oturan dairsel bir temelin granüler dolgu ile iyileştirilmesini Plaxis 2D yazılımı ile modelleyerek taşıma gücü ve oturma değerlerindeki değişimleri belirlemiştir. Buna göre granüler dolgu kullanılarak iyileştirilen temelin taşıma gücünün arttığı ve oturmaların azaldığı tespit edilmiştir.

Zeminin dolgu ile iyileştirilmesindeki ana amaç; yük altında bulunan zeminin iyileştirilmesi ve böylece tasıma gücünün artırılarak istenmeyen oturmaların azaltılmasıdır. Oturma yumuşak ve kohezyonlu zeminlerde en fazla olmaktadır. Böyle bir durumda tasıma gücü yetersiz zeminin yalnız en üstteki bölümünün değiştirilmesi ile temel için izin verilen oturma sınırının altına düşürebilmektedir. Dolgu malzeme kullanılarak oluşturulacak katı ve rijit tabaka ile oturmalar hızla azaltılabilmektedir.

Eğer bir zemin, ortaya çıkan yükler altında çok fazla deforme olursa veya tasıma gücü yönünden yeterli değilse, zayıf zemin olarak kabul edilir. Bu durumda üst kısımdan gelen yüklerin taşınması için zeminin iyileştirilmesi gerekmektedir. Bu amaca yönelik olarak aşağıda sıralanan uygulamalardan biri tercih edilmektedir;

1 - Tasıma gücü yeterli olmayan zeminin doğal halde sıkıştırılarak sıkılığının artırılması
2 – Zeminde istenmeyen özellikteki malzemenin kaldırılarak yerine daha nitelikli bir malzemenin serilerek sıkıştırılması
3 – Zeminin farklı mekanik iyileştirme işlemleri ile (jet-grouting, fore kazık, taş kolon, vibro-replacement vb) bütün olarak iyileştirilmesi.

Bu çalışmada suya doygun killi bir zemin üzerine yapılması planlanan bir sanayi yapısı temelinin granüler ve kırmataş bir dolgu ile iyileştirilmesi ele alınmıştır.

İNCELEME ALANI VE UYGULANAN ÇALIŞMA YÖNTEMİ

İnceleme alanı Denizli ili Sarayköy ilçesi, Köprübaşı Mahallesi sınırları içinde yer almaktadır. Saha, Sarayköy'e yaklaşık 5 km ve Denizli il merkezine yaklaşık 30 km mesafede bulunmaktadır. İnceleme alanında yapılması planlanan sanayi gazı üretim tesisi, bölgede açılan jeotermal kuyulardan sağlanacak akışkan enerjisinin kullanılarak gaz elde edilmesi amacıyla tasarlanmıştır (Şekil 1). Planlanan yapı içinde 1 adet idari bina, 1 adet makine binası, 1 adet evoporatif kondanser ve 1 adet CO_2 stok tank yapısı yer almaktadır. Projeye esas vaziyet planına göre idari bina 11 m*29 m boyutlarında olup mütemadi (sürekli)

temel şeklinde düşünülmektedir. Makine binası 15.50 m*45.50 m, evoporatif kondansör ise 9.20 m*16.90 m boyutlarında olup sürekli temel olarak tasarlanmıştır. CO_2 stok tanklarının bulunacağı alan ise radye temel olarak düşünülmüş olup 16.60 m*23.50 m boyutlarındadır. Öngörülmüş yapı taban basıncı değerleri sırasıyla 10 t/m^2, 20 t/m^2, 10 t/m^2 ve 15 t/m^2 olarak öngörülmüştür.

İnceleme alanında zemin etüdü aşamasında 6 adet araştırma sondajı açılmış, jeofizik ölçümler alınmış, laboratuvar deneyleri yapılarak temel zeminine ait taşıma gücü ve oturma değerleri hesaplanmıştır. Zemin taşıma gücünün düşük ve olabilecek muhtemel oturmaların önüne geçebilmek amacıyla granüler dolgu ile yüzeysel zemin iyileştirmesinin yapılmasına karar verilmiştir. Bu çalışmada etüt kapsamında elde edilen mühendislik hesaplamalarından ziyade planlanan ve sonrasında uygulanan dolgu ile iyileştirmenin ele alınması ve detaylarının anlatılması amaçlanmıştır.

Şekil 1. İnceleme alanının genel görünümü ve etüt aşamasında yapılan sondaj çalışmaları.

ZEMİN ÖZELLİKLERİNİN BELİRLENMESİ

Yapılan zemin etüt çalışmaları ile elde edilmiş örneklere ait laboratuvar deneyleri zeminin CL türü düşük plastisiteli alüvyal kil çökellerinden oluştuğunu ortaya koymuştur. Zeminlerin mekanik özelliklerinin belirlenmesi amacıyla alınan örselenmemiş UD numuneler üzerinde kesme kutusu ve serbest basınç deneyleri gerçekleştirilmiştir. Hakim litolojinin kil boyutu malzemeden oluşması nedeniyle ayrıca her kuyudan alınan numuneler üzerinde konsolidasyon deneyleri yaptırılmıştır. Zeminin drenajsız kayma dayanımlarının belirlenmesi amacıyla ayrıca serbest basınç dayanımı deneyleri gerçekleştirilmiştir. Çizelge 1, serbest basınç deneyine tabi tutulan örnekler için elde edilmiş serbest basınç direnci ve kohezyon değerlerini göstermektedir. Şekil 2 ise deney numunelerinin serbest basınç testleri öncesi ve sonrası genel görünümlerini sunmaktadır.

Çizelge 1. Serbest basınç deneyleri ile belirlenmiş olan kohezyon değerleri.

Sondaj No	Derinlik (m)	Birim Hacim Ağırlık (gr/cm^3)	Serbest Basınç Direnci (kg/cm^2)	Kohezyon (kg/cm^2)
SK - 1	10.00	1.91	0.820	0.410
SK - 2	5.00	1.83	0.983	0.491
SK - 3	8.00	1.88	1.140	0.570
SK - 4	9.50	1.91	0.780	0.390
SK - 5	6.50	1.90	0.806	0.403
SK - 6	7.00	1.93	0.781	0.390

Şekil 2. Serbest basınç deneyine tabi tutulmuş olan numunelerden görünümler.

Yapılan kesme kutusu deneyleri ile elde edilmiş olan kayma mukavemeti parametrelerinin değişimleri, killi zeminlerin (CL) bütünü için içsel sürtünme açısı değerlerinin < 15^{o} ve kohezyon değerlerinin ise 0.169 kg/cm^2 ile 0.183 kg/cm^2 arasında olduğunu ortaya koymuştur.

ZEMİN TAŞIMA GÜCÜ VE OTURMALARIN BELİRLENMESİ

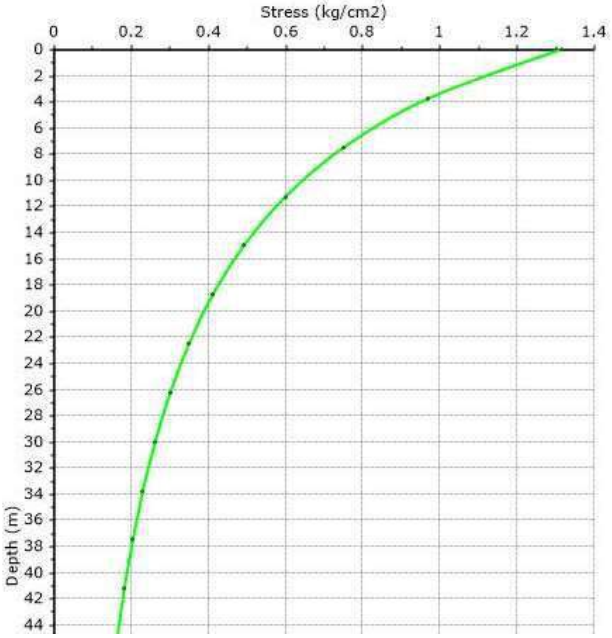
Bu çalışma kapsamında yürütülen arazi çalışmaları ile elde edilmiş verilerden yola çıkılarak zeminin taşıma gücü ve oturma açısından değerlendirilmeleri gerçekleştirilmiştir. Taşıma gücü analizlerinde Standart Penetrasyon Testi (SPT) verilerine dayalı hesaplama yöntemleri kullanılmış ve Meyerhof (1956) çözümü benimsenmiştir. Yapı alanı içerisinde yer alan sanayi yapıları için elde edilmiş taşıma gücü değerleri, hesaplanmış yatak katsayısı değerleri ile birlikte Çizelge 2'de sunulmuştur. Bu çizelgeye göre izin verilebilir taşıma gücü değerleri öngörülmüş yapı taban basıncından daha yüksek değerler vermiştir. Ancak aradaki farkların çok fazla olmaması ve ayrıca özellikle makine binası ve CO_2 tank yeri için zeminin yetersiz taşıma gücü değerine sahip olması bir zemin iyileştirmesi fikrinin oluşmasına neden olmuştur.

Çizelge 2. Yapılan arazi çalışmaları ile elde edilmiş düzeltilmiş SPT değerleri (N_{60}') ve elde edilmiş zemin taşıma gücü değerleri ile yatak katsayılarının lokasyonlara göre değişimleri.

Yapı Adı	N_{60}'	İzin Verilebilir Taşıma Gücü, (kPa)	Öngörülmüş Yapı Taban Basıncı (kPa)	Yatak Katsayısı (t/m^3)
İdari Bina	11.95	171.60	100	2151.0
Makine Binası	11.32	140.00	150	2037.6
Evaporatif Kondanser	10.56	151.70	100	1900.8
CO_2 Stok Tank Yeri	11.36	158.60	150	2044.8

Yapıya ait değerlendirmelerin zemin taşıma gücü haricinde konsolidasyon oturması açısından da yapılması gerektiğinden laboratuvarda gerçekleştirilen oturma deneylerinden yola çıkarak konsolidasyon oturması hesaplamaları gerçekleştirilmiştir. Bu amaçla özellikle saha içinde yüksek yapı yükü ile öne çıkacak olan "Makina Binası" için sondajlardan elde edilen örneklere ait mv hacimsel sıkışma katsayıları kullanılarak bir oturma analizi öngörülmüştür. Yeraltı suyu ortalama derinliği 1.50 m ve zemin birim hacim ağırlığı 1.85 t/m^3 olarak alınmıştır.

"Makine Binası" yapı temel alanı 15.5*45.5 m ve mütemadi temel olacak şekilde planlanmıştır. Öngörülen taban basıncı 15 t/m^2 (1.5 kg/cm^2) ve temel derinliği 1.0 m olarak alınmıştır. Zemin profili ve ilgili deney bilgileri kullanılarak öngörülmüş yapı yükü için zemin konsolidasyon hesaplaması yapılmıştır. Hesaplamalarda sıkışabilir tabaka kalınlığı (H) düşey gerilme dağılışı analizi yapılarak 10 m olarak belirlenmiştir.



Şekil 3. Yapı taban basıncı değerinin (1.315 kg/cm^2) düşey derinlik boyunca dağılımı.

Zemin profili ve ilgili deney bilgileri kullanılarak öngörülmüş yapı yükü **(15 t/m^2 = 1.5 kg/cm^2)** için zemin konsolidasyon hesaplaması yapılmıştır. Kazıdan kaynaklanan zemin gerilmesi hesaplamada dikkate alınmıştır. Bu yüzden **net taban basıncı;**

15 t/m^2 – (1.85 t/m^3*1.0 m) ≅ 13.15 t/m^2 (1.315 kg/cm^2) değerine azalmıştır.

Hesaplamalarda **sıkışabilir tabaka kalınlığı (H) 10 m** olarak alınmış ve tabaka ortasındaki (temel yüzeyinde itibaren 5 m derinlikteki düşey gerilme artışı ($\Delta\sigma$) değeri "Westergard Çözümü" kullanılarak **$\Delta\sigma$ = 8.80 t/m^2** (0.88 kg/cm^2) olarak belirlenmiştir (Şekil 3).

Deney numunesinden elde edilmiş konsolidasyon deneyi veri tablosunun ilgili gerilme kademesi kullanılarak 0.0179 cm^2/kg olarak belirlenmiştir. Konsolidasyon deneylerinden elde edilen m_v hacimsel sıkışma katsayısı kullanılarak konsolidasyon oturması;

$$\Delta H = m_V * \Delta\sigma * H$$

ΔH = 0.0179 cm^2/kg * 0.88 kg/cm^2 * 1000 cm = 15.75 cm
olarak elde edilmiştir.

Elde edilen oturma değerinin Çizelge 3'deki sınır değerler içinde yer almadığı görülmektedir. Bu açıdan da ele alındığında derin olmayan bir zemin iyileştirmesinin yapılması gerekli ve uygun olarak değerlendirilmiştir.

Çizelge 3. Temel türü ve zemin cinsine bağlı olarak oturma sınır değerleri Skempton ve McDonalds (1956; Bowles, 1996'dan alınmıştır)

Zemin Türü	Temel Türü	Toplam Oturma (mm)
Kohezyonlu	**Tekil**	**65**
Kohezyonlu	Radye	65 – 100
Kohezyonsuz	Tekil	40
Kohezyonsuz	Radye	40 - 65

Yapılan analizlerle de ortaya konulduğu gibi, yapının oturma açısından kritik sınırlar içerisinde kalmadığı görülmektedir. Belirtilen taban basıncı değeri için zeminde muhtemel bir konsolidasyon oturması ile karşılaşılması beklenmemektedir.

KIRMATAŞ GRANÜLER DOLGU İLE YÜZEYSEL İYİLEŞTİRMESİN TASARLANMASI

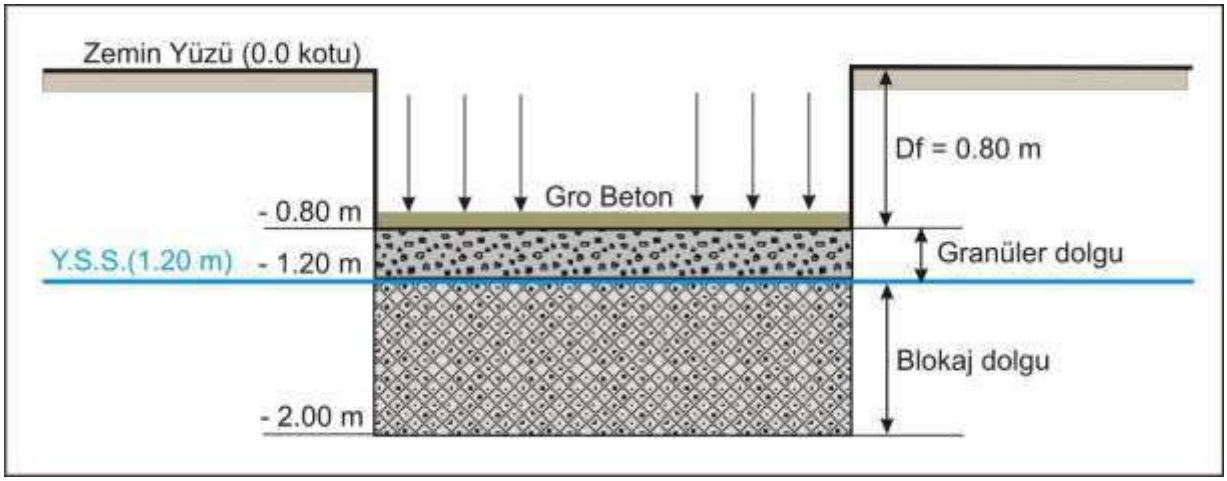
Temelin kuru zemin koşullarında teşkil edilebilmesi ve ayrıca zeminin oldukça yumuşak ve düşük taşıma gücü değerlerine sahip üst seviyelerdeki zeminin daha nitelikli hale getirilebilmesi amacıyla blokaj ve granüler dolgu ile yüzeysel iyileştirme işleminin yapılması bu çalışma kapsamında planlanmış ve uygulanmıştır. Planlanan bu çalışma aynı zamanda zemin içerisindeki kapiler bölgenin temel tabanı altından uzaklaştırılmasını da sağlayacaktır. Zira suyun kapiler yolla yükselmesi granüler yani iri taneli zemin çökellerinde mümkün olmamaktadır. Zeminde yapı yükü etkisiyle büyük gerilme farklılıklarının oluşmasını önlemek ve ayrıca temellerin elastik davranış sergileyebilmeleri için de blokaj ve dolgu uygulamaları tercih edilmiştir.

Klasik zemin iyileştirme yöntemlerinden olan dolgu malzemesi serilerek zeminin güçlendirilmesi en eski, pratik ve düşük maliyetli iyileştirme yöntemlerinden biridir. Bu yöntemde amaç, problemli olarak tespit edilen zeminin yerinden kaldırılarak onun yerine mühendislik nitelikleri daha iyi olan bir dolgu malzemesini kontrollü bir şekilde sermektir. Bu tür bir zemin iyileştirme planlanırken;

1- Mevcut zeminin türü, niteliği ve düşey profili
2- İyileştirme yapılacak alanın genişliği
3- Zeminin dayanım ve deformasyon özellikleri
4- Öngörülen yapı ağırlığı
5- İhtiyaç duyulan makine ve ekipman
6- Ekonomik olma

koşullarının irdelenmesi ve dikkate alınması gerekmektedir.

Projenin ekonomikliği açısından da yüzeysel bir iyileştirmenin yeterli olacağı düşünülmüştür. **Bu amaçla 80 cm kalınlığında blokaj dolgu ve daha üstünde 40 cm kalınlığında granüler bir dolgu uygulamasının yapılması tasarlanmıştır.** Ortaya konulan zemin kesiti Şekil 4'de gösterilmiştir.



Şekil 4. Kazı kesiti için önerilmiş yüzeysel iyileştirmenin şematize edilmiş görünümü.

Şekilde de görüleceği üzere, **80 cm kalınlığında blokaj dolgunun** blokaj malzemesinin geniş yüzeylerinin kazı tabanına bakmasının sağlanacak şekilde serilmesi, daha üstteki malzemelerin ise mevcut boşlukları dolduracak şekilde yerleştirilmesi gerekmektedir. Bu amaçla su emmesi düşük ve basınç dayanımı yüksek kireçtaşı kökenli kırmataş bir malzemenin temin edilmesi amaçlanmıştır. Blokaj dolgunun üzerinde yer alacak **40 cm kalınlığındaki plentmiks** türü (0-25 mm tane boyutunda) granüler

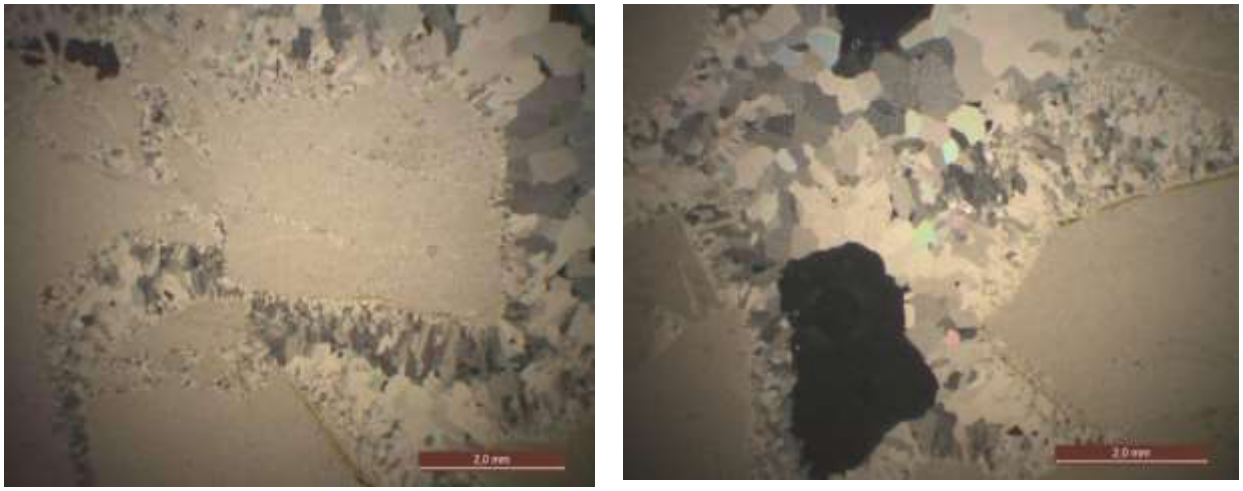
bir malzemenin sıkıştırılarak serilmesi ile kapiler doygun bölge yerine nitelikli bir malzemenin konulması sağlanmış olacaktır.

Planlanan çalışma kapsamında zeminin en yumuşak olduğu düşey profil içerisinde toplamda 1.20 m yüksekliğinde bir dolgu ile yüzeysel iyileştirme çalışmasının yapılması amaçlanmıştır. Bu şekilde temelin - 0.80 m derinlikte teşkil edilmesi ve yeraltı su seviyesi üzerinde oluşturulması sağlanmıştır. Sıkıştırma işlemlerinin sonunda ve temel alt kotundaki sıkıştırılmış granüler dolgu üzerinde plaka yükleme (yerinde yükleme) deneyleri yapılarak meydana gelen deformasyon miktarlarının elde edilmesi ve değerlendirilmesi işlemleri de amaçlanmıştır.

Dolgu Malzemesinin Seçimi ve Dolgu Özelliklerinin Belirlenmesi

Proje içerisinde ekonomik bir çözüm olması amacıyla 4 farklı granüler dolgu malzeme sahası tespit edilmiş ancak bunlardan kırmataş olarak üretilmekte olan kireçtaşı kökenli malzeme, “nitelikli” olarak değerlendirilmiştir. Bu değerlendirmede daha ekonomik olan ancak doğal dere malzemesi niteliğinde ve yassı taneler içermelerinden ötürü araştırılan diğer dolgu malzemeleri devre dışı bırakılmıştır.

Uygulamada kullanılan dolgu malzemesi kireçtaşı litolojisinde olup kırmataş olarak üretilmektedir. Kireçtaşı örnekleri üzerinde gerçekleştirilen petrografik analizlerde kayacın ince taneli mikritik kireçtaşları olduğu belirlenmiştir Kayaç içerisinde herhangi bir fosil içeriğine rastlanmamıştır. Kayacın uğradığı deformasyonlara bağlı olarak çatlak sistemleri gözlenmektedir. Hakim mineral mikro kristalin ve çatlaklardaki daha iyi gelişmiş iri taneli kalsit mineralleri olarak tespit edilmiştir (Şekil 5).



Şekil 5. İncelenen mikritik kireçtaşlarının polarizan mikroskoptaki görünümleri.

Laboratuvarda alınan kaya karotları üzerinde yapılan deneysel çalışmalar ile kayaca ait ortalama ağırlıkça su emme değerinin % 0.37, görünür porozitenin % 0.76, tek eksenli basma dayanımının 93.74 MPa ve nokta yük dayanımının 2.79 MPa olduğu belirlenmiştir. Deere ve Miller (1966) sınıflamasına göre kaya **“Orta Dayanımlı”** sınıfında yer almaktadır.

Yapı temel dolgularında kullanılacak dolgu malzemelerinin sıkışma parametreleri yanında tanesel dayanım özelliklerinin bilinmesi de büyük önem taşımaktadır. Bu amaçla laboratuvarda elde edilmiş 10 – 14 mm tane çapı aralığındaki malzeme üzerinde Los Angeles aşınma deneyi ve darbe dayanım deneyi gerçekleştirilmiştir (Şekil 6).

Şekil 6. Los Angeles ve Darbe Dayanım deneyleri için hazırlanmış olan granüler malzemenin görünümü.

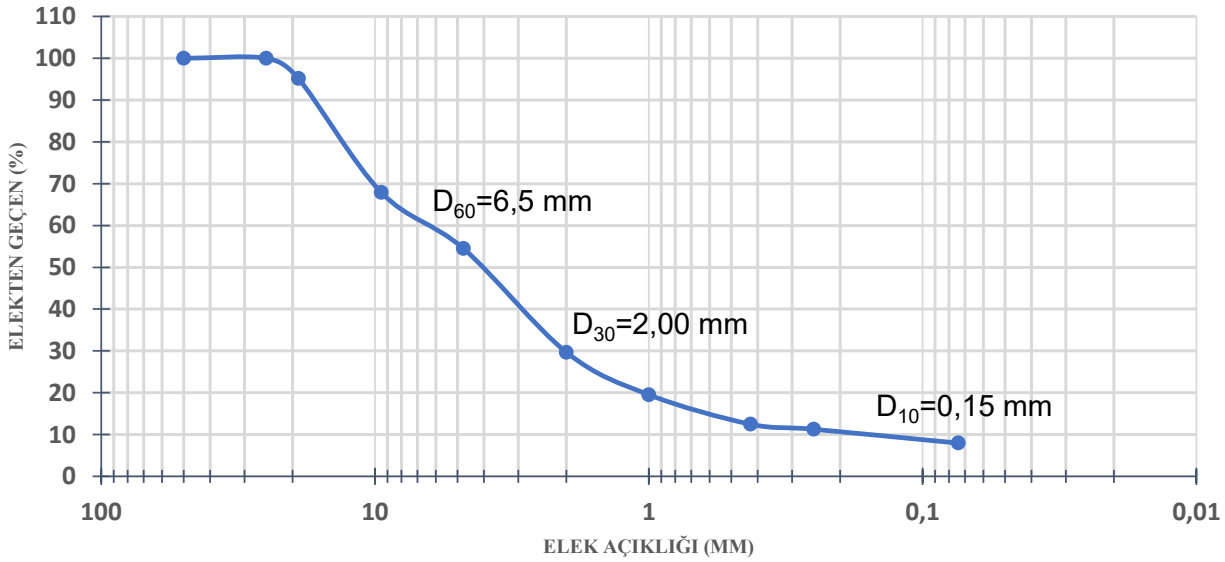
Oluşturulan agrega grubu için Los Angeles aşınma dayanımı değeri % 32.56 ve darbe dayanım indeksi % 11.24 olarak belirlenmiştir. Darbe dayanım değeri açısından agregalar "Yüksek Dayanımlı" olarak değerlendirilmiştir.

Dolgunun Teşkil Edilmesi ve Performans Değerlendirmesi

Ocaktan temin edilerek sahaya taşınan blokaj malzeme, oluşturulan kazı çukurunda ekskavatör kullanılarak serilmiş ve aynı makine ile sıkıştırılmıştır. Blokaj malzeme büyük oranda yeraltı suyu ile kaplı zemin içerisinde yer almıştır. Blokaj olarak kullanılan malzeme piyasada "Yapı Taşı" genel adıyla kullanılan ve patlatma sonrası doğrudan elde edilen iri bloklardan oluşmaktadır. Bu malzemeye ait bir tane boyu dağılımı olmamakla birlikte ocaktan farklı boyutlarda elde edilmeleri amaçlanmıştır (Şekil 7).

Şekil 7. Kazı çukuru tabanında sıkıştırılarak serilen kireçtaşı blokaj malzemenin görünümü.

Blokaj malzemenin en üst katmanına balast malzeme serilerek üst yüzeyde var olan taneler arasındaki boşlukların doldurulması amaçlanmıştır. Bu amaçla 30 – 60 mm tane büyüklüğünde yine kırmataş malzeme kullanılmıştır. En üstte ise yaklaşık 40 cm kalınlığında pletmiks malzeme silindirler sıkıştırılarak serilmiş ve temel taban kotuna ulaşılmıştır. Plentmiks malzeme üzerinde yapılan sıkışma deneyinde optimum su içeriği % 4.1 ve maksimum kuru birim hacim ağırlığı 2.09 gr/cm^3 olarak elde edilmiştir. Pletmiks malzemeye ait D_{50} ortalama tane çapı 4.0 mm olarak belirlenmiş olup malzeme SP grup sembolü ile tanımlanmıştır (Şekil 7). Malzemeye ait ince tane oranı (< 0.074 mm) % 7.96 olarak tespit edilmiştir.



Şekil 8. Plentmiks granüler dolgu malzemesine ait tane boyu dağılım eğrisi.

Şekil 9, blokaj malzeme üzerinde kullanılan balast malzemeyi (solda) ve en üstte 40 cm olarak sıkıştırılarak serilen pletmiks dolgu malzemesini göstermektedir.

Şekil 9. Blokaj malzeme üst kademesinde yer alan kireçtaşı balast malzemesi (solda) ve en üstte kazı taban kotunu oluşturacak şekilde sıkıştırılarak serilen plentmiks dolgu malzemesinin görünümü (sağda).

Dolgu işlemlerinin bütün olarak tamamlanmasının ardından kazı taban kotunda ve sıkıştırılmış plentmiks dolgu üzerinde 8 adet yerinde yükleme deneyleri yapılarak elastik parametrelerin belirlenmesi amaçlanmıştır (Şekil 10). Deneyler DIN 18134 (2012) standardına göre yapılmış ve maksimum yapı taban basınçlarının yaklaşık 3 katına (5.66 kg/cm^2) çıkılarak dolguya ait elastisite modülü (E) ve yatak katsayısı (k) değerleri hesaplanmıştır. Elde edilen elastik parametreler deney lokasyonlarına bağlı olarak Çizelge 4'de sunulmuştur.

Şekil 10. Yapı temel kotunda ve plentmiks malzeme üzerinde gerçekleştirilen plaka yükleme deneyleri.

Elde edilen oturma değerlerinin oldukça düşük ve elastik parametrelerin oldukça yüksek değerler vermiş olması dolgunun istenen sıkışma performansını sergilediğini göstermiştir.

Zemine ait taşıma gücü değerlerinden yola çıkılarak belirlenmiş olan yatak katsayısı değerleri 1900 – 2151 t/m^3 değerleri arasında yer alırken, sıkıştırılmış kırmataş dolgu üzerinde elde edilmiş yatak katsayısı değerlerinin 60736 – 91272 t/m^3 değerleri arasında değişmekte olduğu belirlenmiştir.

Çizelge 4. Yerinde yükleme deneyleri ile elde edilmiş deney parametreleri.

Deney No	Maks. Düşey Def. (mm)	E (MPa)	k (MN/m^3)	k (t/m^3)
1	0.975	138.11	615.09	61509
2	0.815	187.25	912.72	91272
3	1.175	123.45	612.00	61200
4	0.985	162.24	857.40	85740
5	0.900	154.55	615.09	61509
6	1.045	142.05	607.36	60736
7	1.257	131.07	643.05	64305
8	1.225	130.18	690.10	69010

SONUÇLAR ve ÖNERİLER

Doğaltaş olarak üretilmekte olan farklı kökendeki kayaçlar temel dolgusu amacıyla kullanılabilir nitelik taşıyabilirler. Bu nitelikteki malzemelerin temel dolgusunda kullanılabilmesi için istenen tane boyunda elde edilebilmeleri, düşük su emme kapasitesine ve yüksek dayanım özelliklerine sahip olmaları istenmektedir. Bu çalışma kapsamında incelenmiş olan mikro kristalin kireçtaşı birimi hem fiziksel ve mekanik ve hem de tane boyu dağılımlarının uygun olmaları nedeniyle yüzeysel zemin iyileştirme kapsamında uygun olarak değerlendirilmişlerdir.

Dolgu çalışmalarının bütününde granüler malzemenin tanesel dayanım özelliklerinin de deneysel olarak belirlenmesi önem taşımaktadır. Sıkışma elde edilebilecek ancak düşük tanesel dayanım özellikleri sergileyen birimlerin yapı yükü etki alanı içerisinde temel dolgusunda kullanılmaları önerilmemektedir.

Granüler dolgular da dahil olmak üzere bir çok dolgu uygulamasında kum konisi ile sıkışma yüzdelerinin belirlenmesi sıkışma performansının değerlendirilmesinde kullanılan yegane yöntem olarak görülmektedir. Oysa kum konisi ile elde edilecek sıkışma yüzdesi değerlerinin tek başına kullanılması ve yorumlanması oldukça hatalı sonuçların elde edilmesine neden olmaktadır. Bu yüzden özellikle yük altında kalacak granüler dolgularda kum konisi yerine, doğrudan yerinde yükleme deneyleri ile elde

edilen elastik parametrelerin hesaplanması ve değerlendirilmesinin daha doğru bir yöntem olacağı açıktır.

Dolgu malzemesine ait köken bilgileri ve mineralojik bileşenlerin belirlenmesi de benzer çalışmalar için yapılacak araştırmalar kapsamında ele alınarak incelenmelidir.

KAYNAKLAR

Bowles, J.E., (1996). Foundation Analysis and Design, McGraw Hill Publication, 1175 p. New York.

Deere D. and Miller R. (1966): "Engineering classification and index properties for intact rock" Tech. Report No AFWL - TR-65-116, Air Force Weapons Lab., Kirtland Air Base, New Mexico.

Guyer, P.J. (2013). An Introductions to Foundations on Fill and Backfilling, Course No: G01-003, Continuing Education and Development, Inc. 16 p.

Kavak, A., Yılmaz, C., Keskin, E., Mutman, U. (2001)."Otoyol Alt Temeli Dolgularında Kullanılabilecek Yuvarlak ve Köşeli Dolgu Malzemelerinin Karşılaştırılması, *3.Kentsel Altyapı Ulusal Sempozyumu*, Eskişehir.

Meyerhof, G.G. (1956), Penetration tests and bearing capacity of cohesionless soils, Journal of the soil mechanics and foundation division, ASCE, Vol. 82, No. SM1, January, pp. 1-19.

Mısır, (2008). Granüler Stabilize *Dolgu İle İyileştirilen Yumuşak Kil Zeminlere Oturan Temellerin Analizi,* Çukurova üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, 124 s., Adana.

Tatsuoka,F., Tomita,Y., Lovati,L., Aqil,U. (2006). Crushed concrete aggregate as a backfill material for civil engineering soil structures. In: Correia (Ed.),Designand Construction of Pavements and Rail Tracks, *Geotechnical Aspects and Processed Materials*. Taylor& Francis, pp. 139–157.

MADEN KAYNAK KESTİRİMİNDE HOMOJEN ORTAM MODELLEMESİNE YÖNELİK YENİ YÖNTEMLERİN GELİŞTİRİLMESİ

DEVELOPING NEW METHODS FOR DOMAIN MODELING IN MINERAL RESOURCE ESTIMATION

H. Kıvrak[1,*], A. E. Tercan[2]

[1]Aile Çalışma ve Sosyal Hizmetler Bakanlığı,
([*]Sorumlu yazar: hamza.kivrak@ailevecalisma.gov.tr)
[2]Hacettepe Üniversitesi

ÖZET

Maden kaynak kestiriminin önemli adımlarından biri maden yatağında benzer dağılım gösteren tenör, litolojik, mineralojik zonların varlığının sorgulanması ve tespit edilmesidir. Bu zonlar içinde kestirim kalitesinin arttığı bilinmektedir.

Çalışmanın amacı, maden yataklarında homojen ortamların kestiriminde tenör değişkenlerini de hesaba katan yeni yöntemler geliştirmektir. Bu amaçla, Rastlantı Ormanı (RO) yöntemi ile Krigleme yönteminin birleştirilmesine dayanan iki yöntem geliştirilmiştir. Bunlardan Rastlantı Ormanı + Krigleme yöntemi (ROKY), örneklemdeki tenörlerle kategorik değişken arasındaki ilişkinin RO ile tanımlanması, örneklenmemiş lokasyonlardaki tenörlerin Ortalamasız Krigleme yöntemi ile kestirilmesi ve kestirim değerlerinin RO'ya beslenmesi adımlarını içerir. Gruplandırılmış Rastlantı Ormanı + Krigleme yöntemi (g-ROKY) ise hatalı sınıflandırmalara yol açan Kriglemenin törpüleme (smoothing) etkisini azaltmak için geliştirilmiştir. ROKY'den farklı olarak orijinal ve kriglenmiş verilerin standartlaştırılarak gruplanmasına, gruplanmış verilerle RO'nun oluşturulması ve homojen ortamların tayinine dayanır.

Geliştirilen yöntemler, kamuya açık Jura veri kümesi üzerinde uygulanmış ve test edilmiştir. Yapılan sınıflandırmalar standart bir yaklaşım olan İndikatör Krigleme yöntemi ile karşılaştırılmıştır. Karşılaştırılan yöntemler içinde g-ROKY gerçek homojen ortamlara en yakın kestirim değerleri üreten yöntem olmuştur.

Anahtar Sözcükler: Homojen ortam, İndikatör Krigleme, ROKY, g-ROKY

ABSTRACT

One of the crucial steps of mineral resource estimation is to examine and determine the presence of domains which have similar grade, lithological and/or mineralogical distribution in mineral deposits. It is well known that defining the domains improves estimation quality.

The objective of study is to develope new methods considering grade variable in domain modeling. For this purpose, two methods are developed, based on combination of Random Forest (RF) and Ordinary Kriging. The first method, called as ROKY (Random Forest + Kriging), includes the stages of defining the relationship between grades and categorical variable by RF, estimating the grade values at unsampled locations by Ordinary Kriging and feeding the estimated values into RF. The second method, g-ROKY (Grouped Random Forest + Kriging), is developed for avoiding the smoothing effect of kriging which causes misclassifications. g-ROKY, different from ROKY, is based on grouping the sample and kriged estimates in standardized form, constructing RO by grouped data and finally determination of the domains.

The methods are applied to public domain Jura data set. In addition, the classifications made by these two methods are compared with traditional Indicator Kriging method. Among the compared methods, g-ROKY is the one that produces the closest estimation values to true domains.

Key words: Domain, Indicator Kriging, ROKY, g-ROKY

GİRİŞ

Maden kaynak kestirimi, bir maden varlığının geometrisinin, miktarının, tenör ve dağılımının jeolojik bilgi ve sondaj verilerinden kestirimini içerir. Kaynak kestirim süreci temel olarak veri tabanı oluşturma, homojen jeolojik katı modelleme, blok modelleme-tenör kestirimi ve kaynak model üretimi adımlarından oluşur. Veri tabanı, cevher yatağı modelleme ve ocak tasarımına temel olan (jeolojik haritalar, sondaj logları vs.) verilerin yönetiminden sorumludur. Kavramsal jeolojik katı model, kaynak kestirim sınırlarını belirler. Bu sınırlar içinde benzer jeolojik özellikler ve öznitelik dağılımı gösteren ortamları (domains) tanımlamak gerekir. Sabit ya da değişken boyutlu bloklar bu ortamlar içinde oluşturulur ve blokların öznitelikleri bu ortamlar içinde kestirilir. Gerçekte homojen jeolojik ortam modellemesi ve bloklama işlemi bağımsız olmayıp birbirini tamamlayan süreçlerdir. Bir maden yatağında homojen ortamların belirlenmesi ve ortama göre bir kestirim süreci izlenmesi gerekir. Bu yapılmadığında standardın altında kestirimler elde edilir ve normalin çok altında ya da çok üstünde tenör ve tonaj değerleri üretilir (Tercan vd., 2018).

Homojen jeolojik ortam modellemesi ya da kısaca ortam modellemesi litoloji, mineraloji, alterasyon, yapısal unsurlar gibi jeolojik değişkenler ile sondaj karotlarının analizinden elde edilen öznitelik bilgisine dayanır. Problem, bu bilgiler verildiğinde maden kaynak kestiriminde kullanılan blokları ortamlara atamaktır.

Homojen ortamların tayin edilmesine yönelik literatürde bir çok yaklaşım mevcuttur. Bu yöntemler; kestirimi esas alan Kesit Yöntemi, Işınsal Bazlı Fonksiyonlar (Radial Basis Functions), Çoklu Gauss Krigleme (Multi Gaussian Krigging), İndikatör Krigleme ve İndikatör Eş Krigleme yöntemleri; sınıflandırmayı esas alan Log-Olasılık Grafiği yöntemi, K-Ortalamaları, Hiyerarşik Kümeleme (Hierarchical Clustering) yöntemleri olarak sayılabilir. Bütün bu sayılan yöntemlerde homojen ortamların belirlenmesi işlemi, veri kümeleri içinde homojen ortamlara ilişkin kategorik veriler ile bunların konumsal özellikleri kullanılarak yapılmakta olup cevherin kalite değişkenlerinin homojen ortam belirlenmesinde bir rolleri bulunmamaktadır. Örneğin, bir linyit sahasında yukarıda bahsedilen yöntemler kullanılarak linyitin litolojik homojenliğinin tespit edilmeye çalışıldığını varsayalım. Literatürde var olan yöntemlerle homojen litolojik birimlerin tespitinde sondaj ve karotlardan elde edilen litolojiye dair bilgiler ve her bir sondajın konumsal özellikleri kullanılmaktadır. Ancak bu yöntemlerle homojen ortamlar kestirilirken linyitin alt ısıl değer, kül, nem vb. kalite değişkenleri dikkate alınmamaktadır.

Çalışma kapsamında yeni geliştirilen yöntemler, Krigleme yöntemiyle Rastlantı Ormanı yönteminin birleşimine dayanmaktadır. Bu yöntemlerden ROKY (Rastlantı Ormanı + Krigleme yöntemi), örneklemdeki tenör ve kategorik değişkenleri ilişkilendiren Rastlantı Ormanlarının üretimi, tenör değişkenlerinin Ortalamasız Krigleme (OK) ile kestirimi ve kestirim değerlerinin Rastlantı Ormanına beslenmesi adımlarını içerir. g-ROKY (Gruplandırılmış Rastlantı Ormanı + Krigleme yöntemi) ise kriglemenin törpüleme (smoothing) etkisinin sebep olduğu sınıflandırma hatasını azaltmak amacıyla geliştirilmiştir. g-ROKY; gerçek ve kriglenmiş verilerin standartlaştırılması (z-skorlara dönüştürülmesi), z skorların gruplandırılması, gruplandırılmış gerçek verilerle rastlantı ormanının oluşturulması ve gruplandırılan kestirim değerlerinin Rastlantı Ormanına beslenerek sınıfların belirlenmesi adımlarından oluşur.

İndikatör Krigleme yöntemi (IK), ROKY ve g-ROKY'nin ortam modellemedeki performansları kamuya açık jura veri kümesi için incelenmiştir. Yöntemlerin performansı, kestirimlerin gerçek homojen ortamlara yakınlık derecesi ile ölçülmüştür.

KULLANILAN YÖNTEMLER

Ortalamasız Krigleme Yöntemi

Yöntemin amacı, bir ya da daha fazla örneklenmemiş nokta veya bloğa ilişkin bir değişkenin değerini, örnek verilerden yararlanarak kestirmektir. x_0 noktasındaki kestirim değeri,

$$Z^*(x_0) = \sum_{i=1}^{N} \boldsymbol{\lambda_i} \mathbf{z}(\mathbf{x_i}) \quad (1)$$

ile hesaplanır. Eşitlik 1'de $\boldsymbol{\lambda_i}$ ağırlıkları, kestirim hatalarının ortalaması sıfır ve varyansı minimum olacak şekilde belirlenir:

$Ort[Z^*(x_0) - Z(x_0)] = 0$

$Var[Z^*(x_0) - Z(x_0)]$ minimumdur (Armstrong, 1998).

Bu eşitliklerde;

$Z(x_0)$: x_0 noktasındaki Z değişkeninin gerçek değerini,

$Z(x_i)$: x_0 noktasındaki Z değişkenini kestirmek için kullanılacak örnek verileri.

$Z^*(x_0)$: x_0 noktasındaki Z değişkeninin kestirilen değerini,

$\boldsymbol{\lambda_i}$: Kestirimde kullanılacak $Z(x_i)$ değerinin ağırlığını,

N : Kestirimde kullanılacak veri sayısını

göstermektedir.

Eş. 1'de, $Z^*(x_0)$ kestirim değerinin verilerin ağırlıklı ortalamaları kullanılarak hesap edildiği görülmektedir. Kestirimin yansız olması için $\boldsymbol{\lambda_i}$ ağırlıklarının toplamı 1'e eşit olmalıdır.

$$\sum_{i=1}^{N} \boldsymbol{\lambda_i} = 1 \quad (2)$$

Noktasal veriler için Ortalamasız Krigleme yönteminin nokta Krigleme yöntemi eşitliği matris formunda Eş. 3'teki gibi gösterilebilir.

$$\begin{matrix} & & & & & & & & \mathbf{A} & \mathbf{x} & \boldsymbol{\lambda} & = & \mathbf{b} \end{matrix}$$

$$\begin{bmatrix} \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_1},\mathbf{x_1}) & \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_1},\mathbf{x_2}) & \cdots & \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_1},\mathbf{x_N}) & \mathbf{1} \\ \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_2},\mathbf{x_1}) & \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_2},\mathbf{x_2}) & \cdots & \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_2},\mathbf{x_N}) & \mathbf{1} \\ \vdots & \vdots & \cdots & \vdots & \vdots \\ \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_N},\mathbf{x_1}) & \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_N},\mathbf{x_2}) & \cdots & \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_N},\mathbf{x_N}) & \mathbf{1} \\ \mathbf{1} & \mathbf{1} & \cdots & \mathbf{1} & \mathbf{0} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \boldsymbol{\lambda_1} \\ \boldsymbol{\lambda_2} \\ \vdots \\ \boldsymbol{\lambda_i} \\ \boldsymbol{\psi}(\mathbf{x_0}) \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_1},\mathbf{x_0}) \\ \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_2},\mathbf{x_0}) \\ \vdots \\ \boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_N},\mathbf{x_0}) \\ \mathbf{1} \end{bmatrix} \quad (3)$$

A matrisinin tersi ile b vektörü çarpımından ağırlıkları ($\boldsymbol{\lambda}$) ve Lagrange Çarpanını ($\boldsymbol{\psi}$) bulmak mümkün olacaktır. Eş. 3 te; $(\mathbf{x_i}, \mathbf{x_j})$, Z rastlantı değişkeninin x_i ve x_j veri noktaları arasındaki yarı variogramı ve $\boldsymbol{\gamma}(\mathbf{x_i}, \mathbf{x_0})$, x_i ve kestirim yapılacak nokta arasındaki yarı variogramı göstermektedir (Webster, 2001).

İndikatör Krigleme Yöntemi

İndikatör Krigleme yöntemi ilk olarak Journel (1982) tarafından ortaya atılmış olan bir tür parametrik olmayan koşullu Ortalamasız Krigleme yöntemidir ve genellikle bölgesel değişkenlerin örneklenmemiş lokasyonlarına ilişkin koşullu birikimli dağılım fonksiyonunun kestiriminde kullanılır. İndikatör Krigleme yönteminin uygulanabilmesi için bölgesel değişkenlere yönelik ikinci derece durağanlık veya normal dağılım gösterme gibi gereksinimler olmadığından bu yöntem geniş çaplı bir alanda kullanılabilmektedir (Liu vd., 2008).

Çok metalli bir maden yatağında cevherin barit, florit, bastneazit gibi minerallerle tanımlanmış olduğunu varsayalım. Eğer z, bu mineralojik sınıfları gösterirse x lokasyonundaki indikatör fonksiyon Eş. 4'teki gibi tanımlanabilir.

$$I(x,Y)=\begin{cases}1 & y(x)\in Y\\ 0 & y(x)\notin Y\end{cases} \quad (4)$$

Burada y(x) barit, florit, bastneazit gibi mineralojik sınıfları ve y(x)∈Y ise ilgili mineralojik sınıflardan birine ait olma durumunu ifade etmektedir. I (x, Y) indikatör fonksiyonu bütün mineralojik sınıflar için belirlenir. Y'nin verilen koşullarında y(x)∈Y olasılığı olan F(y) ve indikatör fonksiyonun beklenen değeri olan E{I(x,Y)} sırasıyla Eş. 5 ve Eş. 6 ile ifade edilir.

$$F(x,y) = Prob[I(x,Y)=1] \quad (5)$$
$$E\{I(x,Y)\} = 1x\,F(x,y) + 0\,x\,[1-F(x,y)] = F(x,y) \quad (6)$$

Beklenen değer eşitliği Eş. 6, bir D sahasında bağımsız değişkenlere ilişkin bir veri kümesinin mineralojik sınıflardan birine ait olma olasılığının indikatör değişkenlerin ortalamasına eşit olduğunu göstermektedir. Eğer I(x+h, Y) ve I(x, Y) birbirlerinden h uzaklığıyla ayrılmış indikatör değişkenlerse, indikatör yarı variogramı γ_I(h,Y), Eşitlik 7 ile tanımlanabilir:

$$\gamma_I(\mathrm{h},\mathrm{Y}) = \frac{1}{2}E\{[I(x+h,Y)-I(x,Y)]^2\} \quad (7)$$

Eş. 7'e göre γ_I (h, Y)'nin h adım uzaklığına göre deneysel variogram grafiği çizilebilir ve bu grafiğe küresel ve üssel gibi teorik yarı-variogram modelleri uyarlanabilir. Ortalamasız Krigleme yöntemi kullanılarak I(x,Z) kestirilerek örneklenmemiş x noktasında bir mineralojik sınıfın var olma olasılığı Eş. 8 ile hesaplanabilir:

$$F^*(x,Y) = \sum_{k=1}^{N}\lambda_k I(x_k,Y) \quad (8)$$

Burada, F^*(x,Y) kestirilen belirli mineralojik sınıfın var olma olasılığını, N ise kestirimde kullanılan komşu örnek sayısını, x_k ise komşu örneklerden k'ıncı örneği ve λ_k ise en iyi doğrusal yansızlık koşuluyla indikatör yarı variogram modeli kullanılarak o örneğin kestirim için kullanılacak ağırlığını ifade etmektedir (Liu vd., 2008).

İndikatör Krigleme yöntemi ile homojen ortam modellenmesi aşağıda belilrtilen 4 temel işlem adımıyla gerçekleştirilir:

1. Maden yatağındaki herbir homojen ortam indikatörlere dönüştürülür
2. İndikatörler için variogramlar hesaplanır ve modellenir
3. Herbir indikatör için örneklenmemiş lokasyondaki değerler indikatör krigleme yöntemi ile kestirilir.
4. Kestirilen indikatörlerden en yüksek olasılığa sahip olanlar örneklenmemiş lokasyonların homojen ortamları olarak atanır (Kıvrak, 2018)

Rastlantı Ormanı Yöntemi

Rastlantı Ormanı yöntemi ile, sınıf değişkeni bilinmeyen bir bağımsız değişken vektörü, rastlantısal şekilde çekilen alt örneklem kümeleri ile oluşturulan sınıflandırma ağaçlarına girdi olarak beslenerek bağımsız değişken vektörünün sınıfı belirlenir. Bu yöntemde, her bir ağaç modeli, sınıf değişkeni içermeyen bağımsız değişken vektörünün sınıfını tayin etmekte bir oy hakkına sahiptir (Breiman, 2001). Orman içerisindeki ağaç sayısı dikkate alınarak en çok oy alan sınıf, bağımsız değişken vektörünün sınıfı olarak kestirilmiş olur.

Rastlantı Ormanı Yöntemi; Sınıflandırma ve Regresyon Ağaçları, Bagging yöntemi ve Rastlantısal Düğüm Değişkeni Seçimi işleminin birleştirilmesi ile elde edilen bir sınıflandırma algoritması olarak da ifade edilebilir (Breiman, 2001). Bu yöntemde hem orijinal veri kümesinden Bagging yöntemiyle rastlantısal alt veri kümeleri oluşturularak hem de her bir ağacın yapılandırılması esnasında dallanma

sürecinde rastlantısal düğüm değişkenleri seçilerek birbirlerinden farklı sınıflandırma ağacı yapıları oluşturulur. Rastgele ağaç yapılarında herhangi bir budama algoritması kullanılmaz (Melville vd., 2004). Rastlantı Ormanı yönteminde sınıflandırma ağaçları oluşturulurken dallanma kriterlerinin belirlenmesinde başka bir ifadeyle dallanma için özniteliklerin (düğüm değişkenlerinin) seçiminde Gini İndeksi kullanılır (Pal, 2005).

Rastlantı Ormanı yönteminde ağaç yapılarının oluşturulabilmesi için kullanıcı tarafından bazı parametrelerin belirlenmesine ihtiyaç duyulur. Bu parametreler; düğüm değişkeni seçiminin her bir dallanmada kaç adet bağımsız değişken arasından yapılacağı ve ormanı oluşturulacak ağaç sayısıdır. Her bir düğümde dallanmanın sınıflandırma kontrastını en iyi şekilde sağlamasına olanak sağlayan düğüm değişkeni, bütün bağımsız değişkenler kullanılarak değil kullanıcının sağladığı parametre göz önünde bulundurularak rastlantısal olarak belirlenen bağımsız değişkenler arasından seçilir. Ayrıca kullanıcı tarafından H adet ağaç oluşturulmasının istenildiği varsayılırsa, sınıflandırılacak veriler bu H adet ağacın her birinin sınıflandırma işlemine tabi tutulur. İlgili veri için H adet ağacın sınıflandırmasından en çok oyu alan sınıf, verinin sınıfı olarak kestirilmiş olur (Çölkesen, 2009).

E eğitim veri kümesinin; $\vec{Z}$ bağımsız değişken vektörlerinden ve Y kategorik sınıf değerlerinden oluştuğunu varsayalım. Y kategorik sınıf değişkeni k=1, 2, ..., K olmak üzere K adet kategorik değişken değeri alabilsin. Ayrıca, bağımsız değişken vektörü olan $\vec{Z}^{F}$'ye ait verileri içeren ancak sınıf değişkeni Y^{F}'ye ilişkin verilerinin bilinmediği F ise kestirim veri kümesi olsun. Rastlantı Ormanı yöntemi ile F kestirim veri kümesinin sınıf değerlerinin kestirimi aşağıdaki adımlarla gerçekleştirilir:

1) Eğitim veri kümesi E'den B_1, …, B_M bootstrap örneklemleri çekilir.

2) Her bir bootstrap örneklemi (B_m n=1, …, N) için Sınıflandırma ve Regresyon Ağaçları (T_n) üretilerek $\vec{Z}$ ve Y arasındaki ilişki her bir ağaç yapısıyla ortaya konulur. Bu aşamada Sınıflandırma ve Regresyon Ağaçlarının oluşturulması sürecinden farklı olarak:

a. Her bir düğüm noktasında düğüm değişkeni ve değişken değeri seçiminin belirlenmesi için sınıf kestirimi için kullanılabilecek bağımsız değişkenler içinde rastgele seçilen düğüm değişken adayları kullanılır. P'nin E veri kümesi içindeki bağımsız değişken sayısını gösterdiği düşünülürse rastgele seçilecek düğüm değişkeni adayı sayısı $\sqrt{P}$ olarak belirlenebilir.

b. Üretilen her ağaç, yaprak düğüme erişilene kadar geliştirilir. Sınıflandırma ve Regresyon Ağaçları yönteminden farklı olarak her hangi bir budama işlemi yapılmaz.

3) Oluşturulan Rastlantı Ormanı ile, kestirim veri kümesi F'nin $\vec{Z}^{F}$ bağımsız değişken vektörü kullanılarak Y^{F} sınıflarının kestirimi her bir Sınıflandırma ve Regresyon Ağacı'ndan elde edilen sonucun değerlendirilmesi ile sağlanır. $\hat{f}_h(\vec{Z}^{F})$'nin F veri kümesinin h'inci ağaç yapısı ile sınıf değişkenlerinin kestirimini gösterdiği düşünülürse bootsrap örneklemi ile oluşturulan H adet ağaçtan F veri kümesinin Rastlantı Ormanı ile kestirilen Y^{F} sınıfları:

$$I[Oylama_{Y_k^F}]_{k=1}^{K} = \begin{cases} \mathbf{1}\ \boldsymbol{eğer}\ \hat{f}_h(\vec{Z}^{F}) = Y_k \\ \mathbf{0}\ \boldsymbol{eğer}\ \hat{f}_h(\vec{Z}^{F}) \neq Y_k \end{cases}$$

olmak üzere;

$$Y^{F} = \boldsymbol{argmax}_{Y_k^F}\left\{\sum_{\boldsymbol{h=1}}^{\boldsymbol{H}} I[Oylama_{Y_k^F}]\right\} \quad (9)$$

şeklinde hesaplanabilir (Efron, 1997). Eş. 9 kullanıldığında, H adet ağaç yapısından en fazla oyu alan sınıflar F kestirim veri kümesinin sınıfları olarak kestirilmiş olur.

Rastlantı Ormanı + Krigleme Yöntemi (ROKY)

ROKY, farklı homojen ortamların bulunduğu bir maden yatağında örneklenmemiş lokasyonların hangi ortama ait olduğunu kestirmek için kullanılabilecek yeni bir yöntemdir.

Bir $D \in R^3$ yatağının K sayıda ortama ($D \cup D_k$, k=1,...,K ve $k \neq j$ ise $D_k \cap D_j = \varnothing$) ayrıldığını varsayalım. Ayrıca D yatağı içinde N adet lokasyonda [s_i, i=1,...,N $\in$ D] çok değişkenli verilerin ölçüldüğünü ve bu ölçümlerin P sayıda sürekli bağımsız değişken $Z(s)=[Z_1(s),...,Z_P(s)]^t$ ve Y(s) kategorik bağımlı değişkenle ilişkili olduğunu varsayalım. Bu ifadede üstel t; vektörün evriğini (transposition) göstermektedir. D yatağı, ölçümlerin yapıldığı malzeme (genelde sondaj karotları) hacmine göre çok daha büyük olan M sayıda [b_j, j=1,...,M$\in$D, M>>N] bloğa bölünsün. Z(s) ve Y(s) bilgisini kullanarak b_j, j=1,...,M blokların her birini D_k, k=1,...,K ortamlarından birine atamak amacıyla geliştirilen yeni yaklaşımda;

1. Z(s) ve Y(s) arasındaki ilişki f (Z(s))=Y(s), Rastlantı Ormanı Yöntemi ile tanımlanır.
2. M sayıda örneklenmemiş blok lokasyonuna [x_i, i=1,...,M $\in$ D] ait P sayıdaki bağımsız değişken [$Z_1(x),...,Z_P(x)$] Ortalamasız Krigleme yöntemi ile kestirilir.
3. M adet bloğun hangi homojen ortama atanacağı, birinci adımda, örneklenmiş lokasyonlar için kurulan Z(s) ve Y(s) ilişkisinden faydalanılarak oluşturulan Rastlantı Ormanına, Ortalamasız Krigleme yöntemiyle kestirilmiş olan $Z(x)^*$ bağımsız değişkenleri beslenerek $f(Z(x)^*)$= Y(x) ile örneklenmemiş x lokasyonundaki Y(x) sınıf değerleri hesaplanır (Kıvrak, 2018).

Gruplandırılmış Rastlantı Ormanı + Krigleme Yöntemi (g-ROKY)

Krigleme yönteminin düşük değişken değerlerini yüksek, yüksek değerleri ise düşük kestirerek bir törpüleme etkisi (smoothing) gösterdiği bilinmektedir. ROKY yönteminde Rastlantı Ormanı gerçek verilerin bağımsız değişkenleri ile bağımlı sınıf değişkeni arasındaki ilişkiyi ortaya koymakta olup sınıf değerleri hesap edilecek verilerin bağımsız değişkenleri krigleme ile kestirilmektedir. Kriglenmiş bağımsız değişkenler, orijinal verilerle oluşturulan Rastlantı Ormanına beslendiğinde törpüleme etkisi sınıflandırma hatasına sebep olmaktadır. Kriglemeyi takiben gerçek ve kriglenmiş bağımsız değişkenlerin standartlaştırılarak (z-score transformation) gruplandırılmaları, kestirim verilerindeki törpülenmelerin gruplar içinde gizlenmesine olanak sağlayarak sınıflandırma hatasını azaltmaktadır. Bu amaçla geliştirilen g-ROKY'nin çalışma prensibi aşağıdaki gibi açıklanmıştır;

1. Örneklemdeki P sayıdaki [$Z_1(s),...,Z_P(s)$] bağımsız sürekli değişkenleri kullanılarak M sayıda örneklenmemiş blok lokasyonuna [x_i, i=1,...,M $\in$ D] ait [$Z_1(x),...,Z_P(x)$] bağımsız sürekli değişken değerleri Ortalamasız Krigleme yöntemi ile kestirilir.

2. Kriglemeyi takiben P sayıdaki örneklem bağımsız değişkeni (Z(s)) ve kriglenmiş bağımsız değişken ($Z(x)^*$) aşağıdaki eşitliklerle standartlaştırılır.

$$Z(s)_{st}=\frac{Z(s)-\mu(Z(s))}{\sigma(Z(s))} \qquad Z(x)^*_{st}=\frac{Z(x)-\mu(Z(x)^*)}{\sigma(Z(x)^*)} \tag{10}$$

Eş. 10'da $Z(s)_{st}$ standartlaştırılmış örneklem bağımsız değişkenlerini, $Z(x)^*_{st}$ standartlaştırılmış kriglenmiş bağımsız değişkenleri, μ ortalamayı, σ ise standart sapmayı göstermektedir.

3. Standartlaştırılan bağımsız değişkenlerin gruplandırılması işleminin ilk adımında Eş. 11 ile Grup Aralığı hesaplanır:

$$\text{Grup Aralığı= } \{\text{Maks.}(Z(x)^*_{st})\text{-Min}(Z(x)^*_{st})\}/G \tag{11}$$

Eşitlik 11'de G, oluşturulmak istenilen grup sayısına karşılık gelmektedir.

Bu durumda, gruplandırma işlemi aşağıdaki fonksiyonlarla yapılır:

$$f(Z(x)^*_{st}) = \begin{cases} 1 & eğer\ Z(x)^*_{st} < \{\min(Z(x)^*_{st}) + 1\ x\ Grup\ Aralığı\} \\ 2 & eğer\ \{\min(Z(x)^*_{st}) + (2-1)\ x\ Grup\ Aralığı\} < Z(x)^*_{st} < \{\min(Z(x)^*_{st}) + 2\ x\ Grup\ Aralığı\} \\ \vdots & \vdots \\ G-1 & eğer\ \{\min(Z(x)^*_{st}) + (G-2)\ x\ Grup\ Aralığı\} < Z(x)^*_{st} < \{\min(Z(x)^*_{st}) + (G-1)\ x\ Grup\ Aralığı\} \\ G & eğer\ \{\min(Z(x)^*_{st}) + (G-1)\ x\ Grup\ Aralığı\} < Z(x)^*_{st} \end{cases}$$

$$f(Z(s)_{st}) = \begin{cases} 1 & eğer\ Z(s)_{st} < \{\min(Z(x)^*_{st}) + 1\ x\ Grup\ Aralığı\} \\ 2 & eğer\ \{\min(Z(x)^*_{st}) + (2-1)\ x\ Grup\ Aralığı\} < Z(s)_{st} < \{\min(Z(x)^*_{st}) + 2\ x\ Grup\ Aralığı\} \\ \vdots & \vdots \\ G-1 & eğer\ \{\min(Z(x)^*_{st}) + (G-2)\ x\ Grup\ Aralığı\} < Z(s)_{st} < \{\min(Z(x)^*_{st}) + (G-1)\ x\ Grup\ Aralığı\} \\ G & eğer\ \{\min(Z(x)^*_{st}) + (G-1)\ x\ Grup\ Aralığı\} < Z(s)_{st} \end{cases}$$

$f(Z(x)^*_{st})$ ve $f(Z(s)_{st})$ fonksiyonları ile standartlaştırılmış örneklem grupları $Z^G(s)_{st}$ ve kriglenmiş veri grupları $Z^G(x)^*_{st}$ hesaplanır.

4. Rastlantı Ormanı ile $Z^G(s)_{st}$ ve örneklem bağımlı sınıf değişkeni olan Y(s) arasındaki ilişki ortaya konulur.

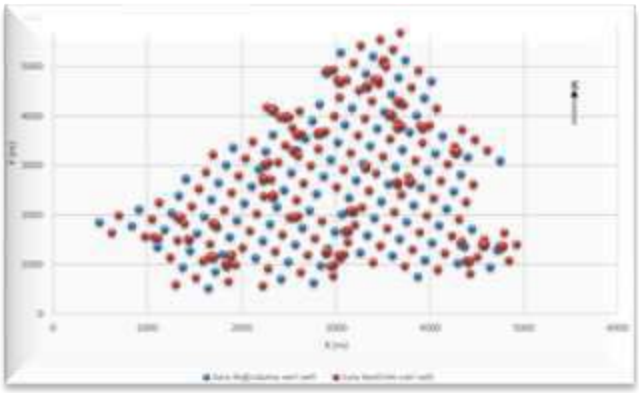
5. $Z^G(x)^*_{st}$, dördüncü adımda oluşturulan Rastlantı Ormanına beslenerek örneklenmemiş x lokasyonundaki Y(x) sınıfları hesaplanır.

g-ROKY'de ROKY'ye ek olarak grup sayısı G'nin belirlenmesi gerekir. G değeri seçilmemiş veri kestirim hatasını en aza indirgeyen minimum sayı olarak belirlenir (Kıvrak, 2018).

JURA VERİ KÜMESİ HOMOJEN ORTAMLARININ BELİRLENMESİ

Jura Veri Kümesi Özellikleri

Jura veri kümesi, eser miktarda ağır metaller içeren toprak yapısını analiz etmek için İsviçre Federal Teknoloji Enstitüsü'nce sağlanan kamuya açık bir veri kümesidir (Goovaerts, 1997). Veri kümesi; X ve Y koordinatları ile Cd, ,Co, Cr, Cu, Ni, Pb, Zn kalite değerleri sürekli değişkenler; üst örtü tipi ve kaya türü kategorik değişken olmak üzere 12 adet değişken değeri içermektedir. Bu veri kümesinin 259 adedi (Jura kestirim veri kümesi) kestirim için, 100 adedi (Jura doğrulama veri kümesi) ise doğrulama için ayrılmıştır. Jura kestirim veri kümesi ile Jura doğrulama veri kümesinin konumları Şekil 1'de gösterilmiştir. Yapılan uygulama çalışmalarının daha önce aynı veri kümesiyle Bel, Allard vd.'nin (2009) Sınıflandırma Ağaçları ile yaptıkları sınıflandırma doğruluğuyla kıyaslanabilmesi için kestirim ve doğrulama veri kümeleri ile sınıf değerleri bahsedilen çalışmada kullanıldığı şekilde belirlenmiştir.



Şekil 1. Jura verilerin konumları

Veri kümesinde sürekli değişkenler dışında kategorik bağımsız değişken olan üst örtü tipi değişkeni de bulunmaktadır. Bu değişken; 1: Orman, 2: Mera, 3: Çimenlik, 4: Tarım Alanı değerlerini alabilmektedir.

Veri kümesindeki değişkenlerden kategorik olan kaya türü değişkeni, sınıfları (homojen ortamları) temsil etmektedir. Bu sınıflar: 1: Argovian, 2: Kimmeridgian, 3: Sequanian, 4: Portlandian, 5: Quaternary'dir. Sınıflardan 3, 4 ve 5. sınıf kaya türleri 3. sınıfta birleştirilmiş ve bu çalışma toplam 3 sınıf üzerinden yapılmıştır (1. Argovian, 2. Kimmeridgian ve 3. diğerleri).

Uygulama Genel Adımları

Jura veri kümesi için yapılan çalışmaların genel adımları Şekil 2'de gösterilmiştir.

Şekil 2. Jura veri kümesi için uygulama adımları

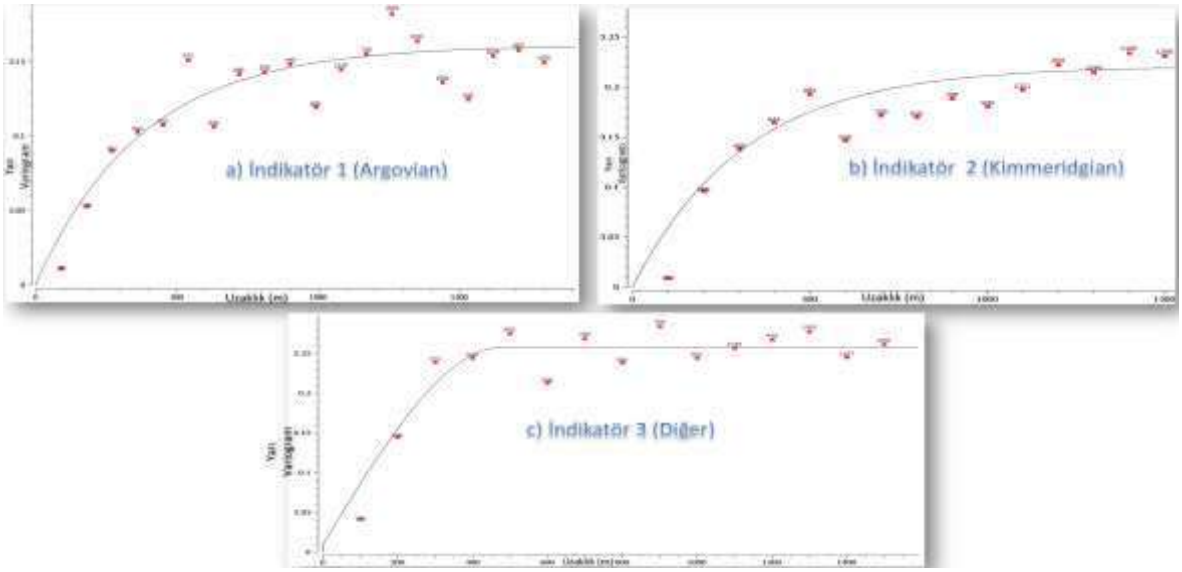
İK ile Yapılan Çalışmalar

İndikatör Krigleme yöntemiyle kaya türlerinin tayini için ilk olarak Jura kestirim veri kümesindeki kaya türleri indikatörlere dönüştürülmüştür. Bu amaçla öncelikle sınıf 1'de yer alan (kaya türü Argovian olan) verilere 1 değeri, sınıf 2 ve 3 olan verilere ise 0 değeri atanarak birinci indikatör veri kümesi; daha sonra sınıf 2'de yer alan (kaya türü Kimmeridgian olan) verilere 1 değeri, sınıf 1 ve 3 olan verilere 0 değeri atanarak ikinci indikatör veri kümesi; son olarak sınıf 3'te yer alan (kaya türü diğer olan) verilere 1 değeri sınıf 1 ve 2 verilere ise 0 değeri atanarak üçüncü indikatör veri kümesi oluşturulmuştur. Bu üç indikatör için oluşturulan variogramlara ilişkin parametreler Çizelge 1'de gösterilmiştir.

Çizelge 1. Jura kestirim veri kümesi kaya türü indikatörlerinin

İndikatör	C0	C	a	Variogram Türü
İnd1 (Argovian)	0	0.16	1134	Üssel
İnd2 (Kimmeridgian)	0	0.22	940	Üssel
İnd3 (Diğer)	0	0.248	450	Kürese

Şekil 3'teki Jura kestirim verileri için oluşturulan variogram modelleri kullanılarak Jura doğrulama verilerinin kaya türleri İndikatör Krigleme yöntemi ile kestirilmiştir. Her üç indikatör için yapılan kestirimlerden (sınıf 1, sınıf 2 ve sınıf 3) maksimum olanı ilgili veri satırının kaya türü olarak belirlenmiştir.

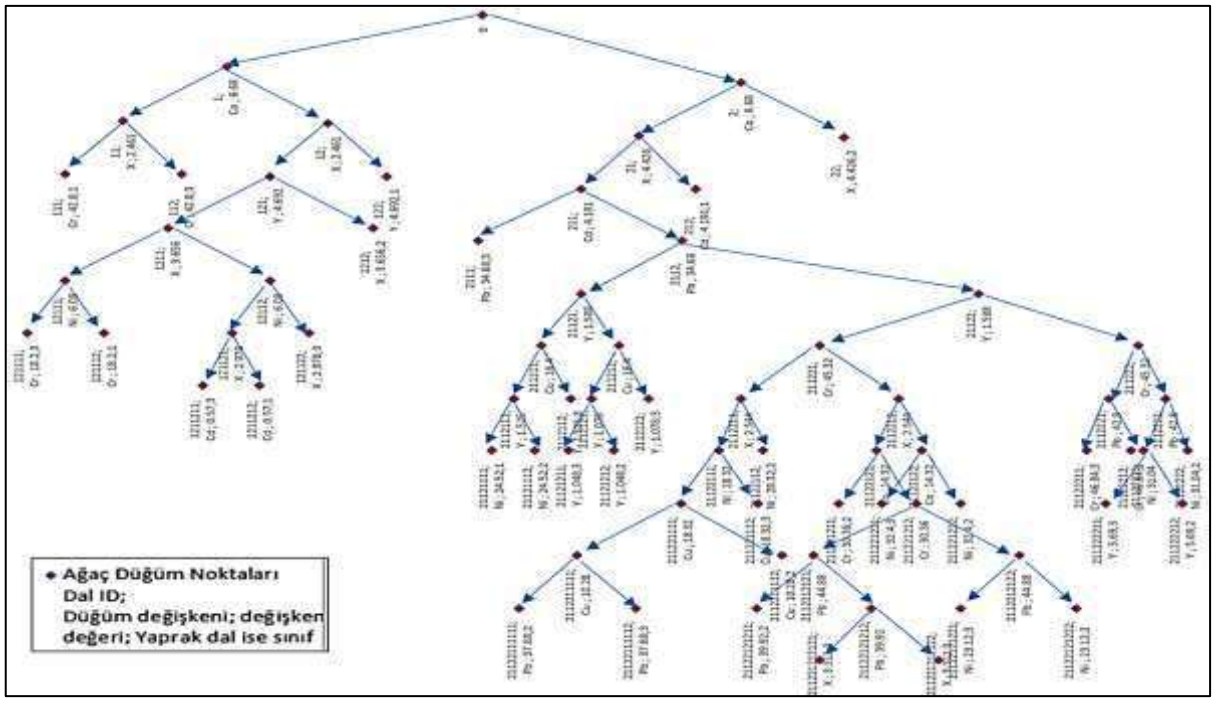


Şekil 3. Jura kestirim veri kümesi indikatörlerinin yön bağımsız deneysel variogramları ve variogram modelleri

ROKY ile Yapılan Çalışmalar

Jura veri kümesinden oluşan örnekte kaya türü değerleri (homojen sınıflar) bağımlı değişken, öznitelik ile koordinat değerleri bağımsız değişkenlerdir. Bu değişkenler arasındaki ilişkiyi ortaya koymak için Rastlantı Orman algoritması kullanılmıştır. Amaç, örnek olmayan lokasyonlardaki kaya türlerinin belirlenmesidir. Jura doğrulama veri kümesinin bulunduğu lokasyonlara ilişkin değişken değerlerinin ve kaya türlerinin bilinmediğini varsayalım. Bu değerleri elimizde var olan örnekleri, yani Jura kestirim veri kümesini kullanarak tayin etmeye çalışacağız. Bu amaçla ilk etapta Jura kestirim veri kümesindeki bağımlı değişken (kaya türü) ile bağımsız değişkenler (X,Y, Cd, Co, Cr, Cu, Ni, Pb, Zn) arasındaki ilişkiyi tespit etmek için 100 adet sınıflandırma ağacından oluşan Rastlantı Ormanı oluşturulmuştur (üst örtü tipi kategorik değişken olduğu için Ortalamasız Krigleme ile kestirilmemiş dolayısıyla Rastlantı Ormanı + Krigleme yönteminde dikkate alınmamıştır). Bu ağaçlardan bir tanesi Şekil 4'te gösterilmiştir. Oluşturulan Rastlantı Ormanının seçilmemiş veri kestirim hatası %22'dir.

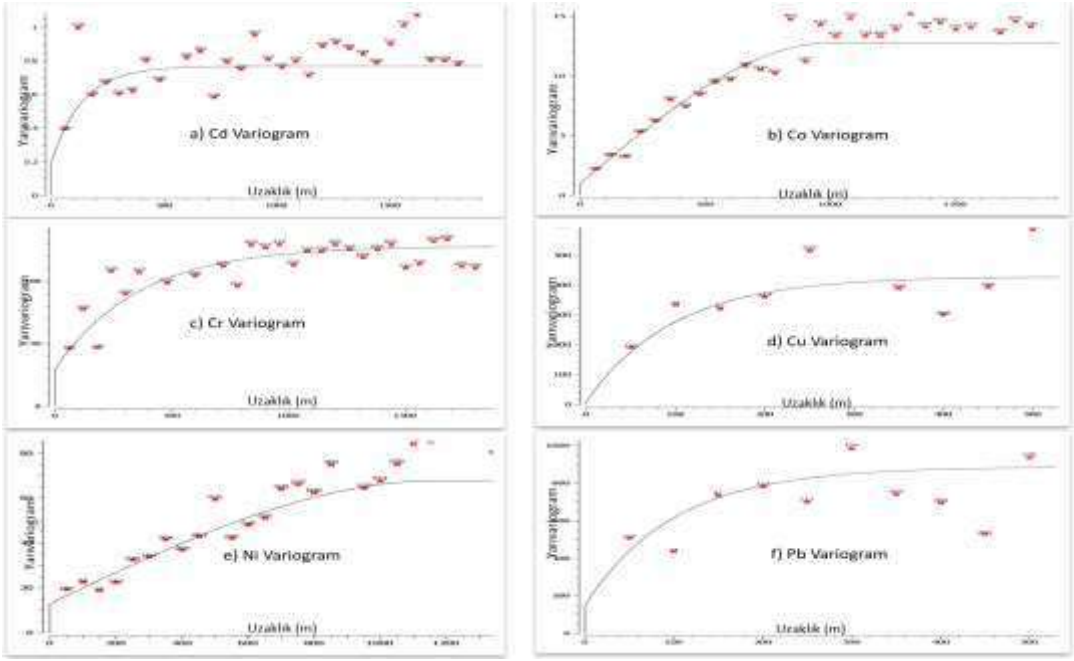
Şekil 4'te düğüm etiketleri 1 ve 2 rakamları kullanılarak verilmiştir. Veri kümesinin ayrım yapılmamış ilk hali 0 numarası ile ağaç yapısının en tepesinde yer almaktadır. Ağaç yapısı oluşturulurken veri kümesinde düğüm için belirlenen sürekli bağımsız değişken değerinden küçük olanlar 1 dalına büyükeşit olanlar ise 2 dalına ayrılmaktadır. Örneğin, sınıflandırma işlemi 12 no'lu düğüm için gerçekleştirildiğinde Y koordinat değeri 4692'den küçük olan veri satırları 121 no'lu dala, büyükeşit olduğu veri satırları ise 122 no'lu dala ayrılmaktadır.

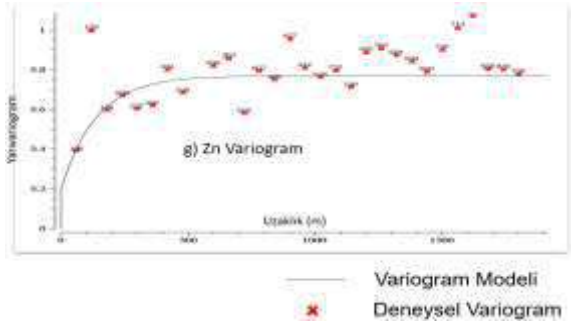


Şekil 4. Jura kestirim veri kümesi için oluşturulan ve 100 adet sınıflandırma ağacından oluşan Rastlantı Ormanından 40. ağaç yapısı.

İkinci aşamada Şekil 5'te gösterilen variogram modelleri kullanılarak Ortalamasız Krigleme ile Jura doğrulama veri kümesinin bulunduğu lokasyonlara ilişkin değişkenlerin (Cd, Co, Cr, Cu, Ni, Pb, Zn) değerleri kestirilmiştir.

Son olarak Jura doğrulama veri kümesinin bulunduğu lokasyonlar için kestirilmiş bağımsız değişkenlerin sınıfları (kaya türleri) Jura kestirim veri kümesi kullanılarak oluşturulan Rastlantı Ormanına krigleme ile elde edilen kestirim değerleri beslenerek hesaplanmıştır.





Şekil 5. Jura kestirim veri kümesi bağımsız değişkenlerinin yön bağımsız (omni-directional) deneysel variogramları ve variogram modelleri.

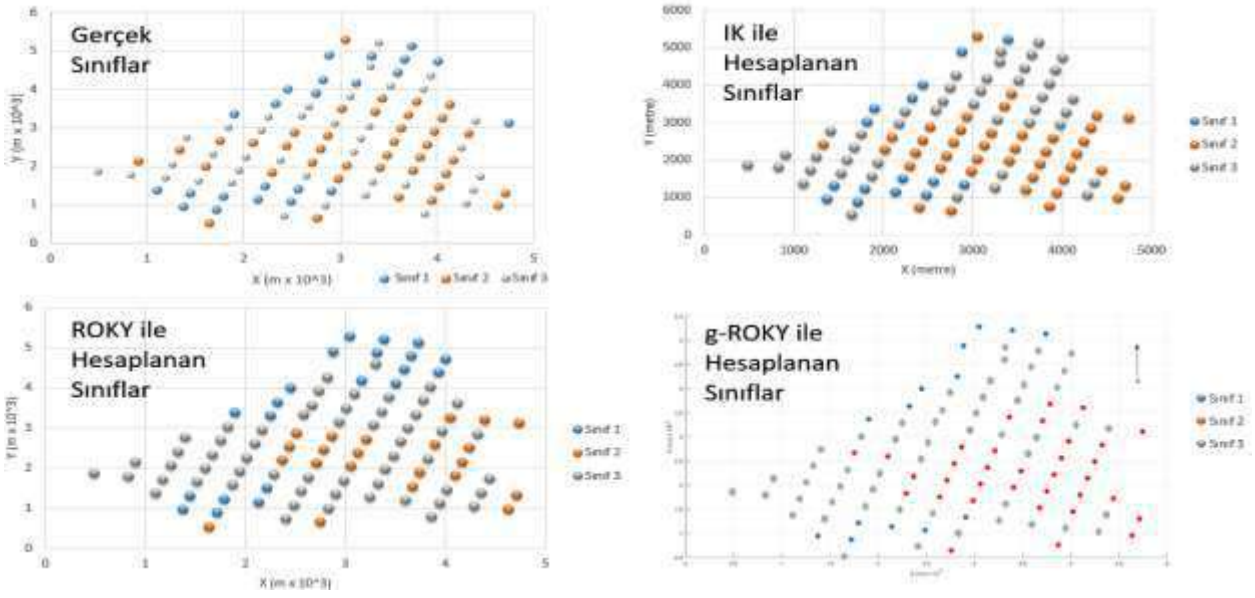
g-ROKY İle Yapılan Çalışmalar

g-ROKY ile Jura doğrulama veri kümesinin sınıflarının hesaplanmasının ilk adımında ROKY ile yapılan sınıflandırmada kullanılan kriglenmiş veriler ve Jura kestirim verilerinin öznitelikleri standartlaştırılarak gruplandırılmıştır.

Gruplandırılan Jura kestirim veri kümesi ile 100 adet sınıflandırma ağacı içeren Rastlantı Ormanı oluşturulmuştur. RO'nun seçilmemiş veri sınıf kestirimi hatası %.17.8'dir.

Elde Edilen Sonuçlar ve Karşılaştırma

IK, ROKY ve g-ROKY yöntemleriyle hesaplanan sınıf haritaları Şekil 6'da verilmiştir.



Şekil 6. Jura Doğrulama veri kümesinin gerçek sınıfları ile IK (indikatör krigleme), ROKY (Rastlantı Ormanı + Krigleme) ve g-ROKY (Gruplandırılmış Rastlantı Ormanı + Krigleme Yöntemi) ile hesaplanan sınıf değerleri haritası

g-ROKY ile yapılan Jura doğrulama veri kümesi sınıflandırmaların İndikatör Krigleme ve ROKY ile yapılan sınıflandırmaya göre daha doğru sonuç verdiği Çizelge 2'de görülmektedir.

Çizelge 2. Jura doğrulama veri kümesinin g-ROKY ile hesaplanan sınıfları ve karşılaştırmalar

Açıklama	Kaya Türleri Sınıf 1	Sınıf 2	Sınıf 3	Toplam
Jura doğrulama veri kümesinin gerçek kaya türü sayıları	23	39	38	100
İndikatör Krigleme ile doğru tahmin edilen kaya türü sayıları	13	28	24	65
ROKY ile doğru tahmin edilen kaya türü sayıları	11	20	30	61
g-ROKY ile doğru tahmin edilen kaya türü sayıları	**15**	**25**	**28**	**68**

SONUÇLAR

Jura veri kümesi üzerine yapılan çalışmalarda gerçek verilerin sınıflarına en yakın kestirim değerlerini g-ROKY üretmiştir.

Yeni geliştirilen yöntemlerden ROKY homojen ortamların belirlenmesinde İndikatör Krigleme yöntemine göre daha olumlu bir sonuç sağlayamasa da, g-ROKY hem İndikatör Kriglemeden hem de ROKY'den daha doğru sınıf hesaplamaları yapabilmektedir.

İndikatör Krigleme yöntemi ile ROKY ve g-ROKY'nin uygulanma zorlukları kıyaslanırken verideki bağımlı ve bağımsız değişkenlerin sayısı ve nitelikleri değerlendirilmelidir. Örneğin, 3 adet bağımsız değişken ve 5 adet farklı sınıf değeri alabilen bağımlı kategorik değişken içeren bir veri kümesini ele alalım. İndikatör Krigleme ile yapılacak sınıf kestiriminde öncelikle 5 adet sınıf için indikatörler belirlenmelidir. Daha sonra bu indikatörler için 5 farklı variogram modelinin oluşturulması ve kriglemenin yapılması gerekmektedir. ROKY veya g-ROKY'de ise 3 adet bağımsız değişkenin variogram modelleri oluşturulması, bağımsız değişkenlerin krigleme ile kestirimlerinin yapılması ve kestirim değerlerinin Rastlantı Ormanına beslenmesi süreci izlenecektir. Dolayısıyla böyle bir örnek veri kümesinde variogram modelleme ve krigleme işlemleri açısından ROKY veya g-ROKY'nin uygulanması daha kolay olacaktır. Ancak bağımsız değişken sayısı bağımlı sınıf değişkeninin alabileceği sınıf değerlerinden fazla ise durum tersine dönmektedir ve İndikatör Krigleme yönteminin uygulanması daha az zaman alan bir yöntem olmaktadır.

IK, ROKY ve g-ROKY'nin uygulanma süreleri karşılaştırıldığında veri sayısı, sınıflandırılacak veri sayısı ve RO'nun içereceği sınıflandırma ağacı sayısı etkili olmaktadır. Üretilecek sınıflandırma ağacı sayısı ve veri sayıları arttıkça ROKY ve g-ROKY'deki işlem süreleri artmaktadır.

Teşekkür

Bu çalışma, 215M999 no'lu TÜBİTAK projesi kapsamında desteklenmiştir.

Kaynaklar

Armstrong, M., (1998), Basic linear geostatistics, Springer, 153p.

Bel, L., Allard, D., Laurent, J.M., Cheddadi, R. and Bar-Hen, A., (2009), CART algorithm for spatial data: Application to environmental and ecological data, Computational Statistics and Data Analysis, 53, 3082-3093.

Breiman, L., (2001), Random Forests, Statistics Department, Universitiy of California, January 2001, Berkeley.

Çölkesen, İ., (2009), Uzaktan Algılamada İlerisınıflandırma Tekniklerinin Karşılaştırılması Ve Analizi, Yüksek Lisans Tezi, Gebze Yüksek Teknolojienstitüsü Mühendislik ve Fen Bilimleri Enstitüsü, Sayfa 74.

Efron, B., Tibshirani, R. J., (1997), Improvement on Cross-Validation:The 632+Bootstrap Method, Journal of the American Statistical Association, Volume 92.

Goovaerts, P., (1997), Geostatistics for Natural Resources Evaluation, Oxford Univ. Press, New-York, 483 p. Appendix C describes (and gives) the Jura data set.

Journel, A. G., (1982), Nonparametric Estimation of Spatial Distributions, Journal of the International Association for Mathematical Geology, June 1983, Volume 15, pp 445-468.

Kıvrak, H., (2018), g-ROKY: Maden Kaynak Kestiriminde Homojen Ortam Modellenmesine Yönelik Yeni Bir Yöntemin Geliştirilmesi, Hacetepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Doktora Tezi.

Liu R. M., Wang X. J., Zhang W., (2008), Regional Environment Risk Assesment and Probability Distribution of Topsoil PAHs in Tianjin Area.

Melville, P., Mooney, R., (2004), Creating Diversitiy in Ensembles Using Artificial Data, Information Fusion: Special Issue on Diversity in Multiclassifier Systems.

Pal, M., (2005), Random forest classifier for remote sensing classification, International Journal of Remote Sensing, 26, 217-222.

Tercan, A.E., Erunç, G., Genç, Y., (2018), Maden Kaynak Kestiriminde Sınıflandırma ve Regresyon Ağacı Yöntemi ile Homojen Ortam Modellemesi, TUBİTAK Projesi, Proje No: 215M999, 65s.

Webster, R. and Oliver, M. A., (2001), Geostatistics For Environmental Scientists, John Wiley&Sons, Chichester, England.

MADEN SEKTÖRÜNDE DİJİTAL DÖNÜŞÜM; BAKIRTEPE ALTIN İŞLETMESİ

DIGITAL TRANSFORMATION IN MINING INDUSTRY; A CASE STUDY, DEMİR EXPORT BAKIRTEPE GOLD MINE

B.Giray [1,] *, H.Çınar [2], O.Ceylan[3], B.Aksanı[4]

[1] DemirExport , Veri Analiz Yöneticisi – Proje ve İş Geliştirme
*(*Sorumlu yazar : burcug@demirexport.com)*
[2] DemirExport , Veri Analisti – Proje ve İş Geliştirme
[3] DemirExport, Tesis Yöneticisi – Bakırtepe Altın İşletmesi
[4] DemirExport , Genel Müdür Yardımcısı - Proje ve İş Geliştirme

ÖZET

Endüstri 4.0. devrimi ile birçok sektörde dijital dönüşüm gerçekleşmeye başlamıştır. Deloitte'un yayınladığı madencilik trendleri yazısında, dijitalleşmenin madencilik sektöründe kendine yer edinmeye başladığı belirtilmiştir (Deloitte, 2018). Dijital teknolojileri madenciliğin öngörülemeyen değişkenliğini yönetmek için kullanmak mümkündür. Bilgi teknolojisi ve operasyonel teknoloji ile tecrübeyi entegre etmenin, iş modellerini yeniden şekillendiren bir dönüşüm sağlayabilme potansiyeline sahip olduğu söylenebilir.

Demir Export bu bağlamda, 2016 yılında Koç Holding'in desteği ile dijitalleşme sürecine başlamıştır. Belirlenen projeler arasında en önemlisi Veri Merkezi oluşturmak olmuş, böylece şirketin dahilinde üretilen her verinin kayıt altına alınarak, değer katan bilgilere dönüştürülmesi hedeflenmiştir. Pilot bölge olarak belirlenen Bakırtepe Altın İşletmesi'nden toplanan veriler ile veri analiz çalışmalarına başlanmıştır. Farklı veri kaynaklarından gelen veriler ilişkilendirilerek, gelişmiş analizler ve raporlamalar için veri setleri oluşturulmuştur. Raporlamalar ve analizler ile günlük operasyonlarda hem gözden kaçan fırsatlar belirlenmiş, hem de karar destek mekanizmalarında bilgilerin erişilebilirliği arttırılmıştır. Çalışmalarda emre amadeliği etkileyen ve maliyetleri yükselten duruşlar, işletmedeki ön eleme, kırma/eleme, taşıma/yayma devreleri için analiz edilmiştir. Çıkan sonuçların dinamik olarak verildiği raporlama sistemleri oluşturulmuştur. Sensör verileri kullanılarak kestirimci bakım çalışmalarına başlanmıştır. Yapılan analizler sonucunda, sıklıkla yaşanan duruşlarda iyileştirme fırsatları yakalanmıştır. Bu süreç, çalışanların farkındalığında artışa neden olarak bakış açılarının gelişmesini sağlamış, böylece yeni fırsatlar yakalanarak devam eden analiz çalışmaları ile yapılan işe değer katılmasına devam edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Big Data, dijital dönüşüm, veri analizi, kestirimci bakım

ABSTRACT

Along with Fourth Industry Revolution, digital transformation has started in many sectors. In Deloitte’s publication about the trends mining sector, it was stated that digitalization started to gain a place in the mining sector (Deloitte, 2018). It is possible to use digital technologies to manage the unpredictable variability of mining industry. It can be said that integrating information technology and operational technology has the potential to create a business transformation that creates value for mining companies and reshape their business models.

In this context, Demir Export started the digitalization process projects in 2016 with Koç Holding’s support. The most important of them was to create a Data Center, so that the company's

internal data was recorded and converted into value-adding information. Data analyses have been started with the data collected at the Bakırtepe Gold Plant, which was designated as a pilot trial. Data sets have been created for advanced analyses and reporting by associating data from different data sources. In the reporting and analyses, both missed opportunities were identified in daily operations and accessibility of information was increased in decision support mechanisms. In the study, the shutdowns affecting the availability and increasing the costs were analyzed for the crushing/screening, conveying/stacking circuits in the proces plant. Reporting systems have been created in which the results are given dynamically. As a result of the analyzes, opportunities for improvement were frequently encountered in the frequent shutdowns. This process led to an increase in the awareness of employees, which led to the development of perspectives, and continued to add value to the work done through ongoing analysis studies.

Keywords: Big Data, digital transformation, data analysis, predictive maintenance

GİRİŞ

Dünya büyük bir hızla değişirken, şirketler de hedefleri doğrultusunda dijital çağa ayak uydurmaya çalışmaktadır. Endüstri 4.0 devrimi ile her sektörde dijital dönüşüm dönemi başlamıştır. Analitik, bulut, hareketlilik (mobilite) , nesnelerin interneti ve bu nesnelerden gelen verilerin işlenmesi gibi konular dahil olmak üzere, Dijital Operasyonlarla ilgili tartışmalar her yerde gerçekleşmektedir.

Endüstri 4.0. devrimi ile başlayan dijital dönüşüm serüveni ülkemizde de hızla yayılmaktadır. Dünya pazarları ile rekabet edebilmek için, Türkiye'de de üretimin daha hızlı, verimli ve kaliteli olması gerekmektedir. Dünya pazarlarıyla özellikle Çin ve Hindistan gibi ucuz iş gücünün bulunduğu ülkelerle rekabet edebilmek için üretim verimliliğinde veri analizinin desteğini almak daha da önem kazanmıştır. Diğer sektörler kadar hızlı olmasa da Deloitte'un yayınladığı 2018 Madencilik Trendleri'nde dijitalleşmenin küresel madencilik sektöründe kendine yer edinmeye başladığı ifade edilmiştir.

Bununla birlikte, Madencilik endüstrisinin dijital dönüşümü kolay olmayacaktır. Uzun yıllara dayanan bir deneyime sahip madencilik sektörü, geleneksel iş modellerini ve kültürlerini değiştirmek zorunda kalacağı için bu alanda zorluk yaşama olasılığı yüksektir.

Verimlilik, madencilik sektörünün karşı karşıya olduğu en üst düzey operasyonel risk olmaya devam etmekte ve şirketler geleneksel maliyet azaltma çalışmalarının yanısıra, alternatif yöntemlerin bu konuya destek olabileceğini fark etmeye başlamışlardır. Bu bağlamda, yeni dijital teknolojileri kucaklamak, verimliliği ve ticari sonuçları iyileştirmek için çok önemli olmaya başlamıştır. Bugün, hızla değişen yeni teknolojiler, işletme verimliliğini artırmak, daha doğru ve çevik planlamayı geliştirmek için yeni olanaklar sunmaktadır.

Madencilik şirketlerinin bilgi teknolojilerini ve operasyonel teknolojileri birleştirerek, yeni değerler yaratıp, iş süreçlerini yeniden şekillendiren bir dönüşüm sağlama potansiyeli vardır. Madencilik sektörünün karmaşık süreçlerinde otomasyon sistemlerini kullanarak yönetmeye verilen önem, son yıllarda sensörlerin ürettiği verilerin toplanmasına da verilmeye başlanmıştır. Gerek otomasyon sistemlerinin, gerekse farklı veri kaynaklarının ürettiği verileri toplayarak üretimle ilgili tahmin yapmak, yönlendirmek, bakım/onarım çalışmalarını planlayıp ve yöneterek operasyonel destekler sağlamak mümkündür.

Veri analizi ile ilgili yaklaşımların temelinde, dört ana ilgi alanını (gerçek zamanlı veri izleme, veri platformları, veri analizi ile gelecek tahminleme ve tarihsel verileri analiz etme) kontrol edecek bir dijital veri merkezi meydana getirmek olacaktır.

Tüm üretim hattından ve diğer kaynaklardan üretilen verilerin bir arada işlenme ihtiyacı big data kavramını ortaya çıkarmıştır. Bu da farklı gerekliliklerin ortaya çıkmasına sebep olmuş, sensör verilerinin çok hızlı ve çok büyük miktarlarda gelmesi, gelen verilerin saklanması, bu büyük veri havuzundan istenen veriye hızlı ulaşılabilmesi, yapılacak analizler için verinin hızlı işlenebilmesi bunlardan birkaçını oluşturmuştur. Gelişen teknoloji ile beraber bu sorunlara da çözüm bulunmaya başlanmış, verileri elde tutma maliyetlerinin düşmesi, verilerin saklanmasını ekonomik hale getirmiş, bulut (cloud) teknolojisi sayesinde verilerin ulaşabilirliği sağlanmıştır. Analiz için kullanılan yeni yazılım dilleri oluşmuş, böylece verinin çok daha hızlı işlenmesi sağlanabilmiş, daha hızlı ve hassas sonuçlar alınabilmiştir. Sektörler bugüne kadar işleyemedikleri verileri de farklı kaynaklar ile karşılaştırıp yorumlama şansı yakalamıştır. Anlık alınan verilerin görüntülenebiliyor olması bile verimlilik artışlarına neden olabilmektedir.

Demir Export 2016 yılında Koç Holding'in desteği ile dijitalleşme sürecine başlamıştır. Bu süreçte, iş birimleri ile yapılan görüşmeler sonucunda sadece üretimde değil, şirketin birçok biriminde dijital dönüşüm projeleri oluşturulmuş, her bir proje için zaman ve bütçe planlaması yapılmıştır. En büyük proje Bakırtepe Altın İşletmesinde Big Data ile yapılan dijital dönüşüm olmuştur. Bu makalede Bakırtepe Altın İşletmesi'nde yapılan projelerden bahsedilmiştir.

DEMİREXPORT BAKIRTEPE İŞLETMESİ DİJİTALLEŞME ÇALIŞMALARI

Demir Export A.Ş., Türkiye'nin en büyük sanayi ve ticaret kuruluşu olan Koç Topluluğu'nun madencilik faaliyetlerini yürüten şirketidir. Kurulduğu 1957 yılından beri demir cevheri üretimini sürdüren Demir Export A.Ş., sonraki yıllarda baz metallerden çinko, kurşun, gümüş, bakır cevheri ve altın üretimine de başlamıştır.

Demir Export A.Ş.'nin geliştirdiği ilk altın madeni olan Bakırtepe İşletmesi, yıllık yaklaşık 20.000 ons altın üretim kapasitesine sahiptir. Çevre ve iş emniyeti ile ilgili en iyi uygulamaların takip edilmekte olduğu Bakırtepe İşletmesinde yığın liçi yöntemi ile altın üretimi yapılmaktadır.

Şekil 1. Proje Aşamaları

Bakırtepe İşletmesinde Big Data projesi , işletmedeki tüm veri kaynaklarının tespiti için analiz çalışmaları ile başlamıştır. Birçok sürecin kağıtlar ve excel üzerinden takip edildiği görülmüş, sensör verilerinin sadece scadalarda görüntülenip, geçmiş verilerin tutulmadığı tespit edilmiştir. Birim bazında üretilen her türlü veri için Bilgi Teknolojileri birimi ile çalışma yapılıp, veriler için ekranlar hazırlanmış, tüm verilerin geçmiş ve yeni oluşan kayıtları dijitalleştirilmeye başlanmıştır. Tüm operasyonel faaliyetler ERP programına geçirilmiştir.

Cevherin ocaktan üretilip tesiste ürün olması süreçlerini içeren bütün adımlar için sürekli izleme ve aksayan yönleri belirlemek için herkesin üstünde anlaşacağı ortak bir platform ihtiyacı doğmuş ve bu platforma erişim her an her yerden yapılabilir olması gerektiğine karar verilmiştir.

Koç Sistem tarafından farklı sektörlerin kullanımı için tasarlanmış ve entegre çözümlere sahip nesnelerin interneti platformu olan "Platform 360" alt yapısı kullanılarak veriler ortak bir havuzda toplanmaya başlanmıştır. Sensör verileri (4086 adet) işletmelere kurulan OPC sunucuları aracılığı ile bu platforma bağlanmıştır. Bir mesaj kuyruk sistemi aracılığı ile alınan sensör verileri herhangi bir internet kesintisi durumunda OPC sunucularda saklanmış ve sensör verilerinde kayıplar önlenmiştir. Verilerin

tutulduğu farklı veritabanlarında saklanan verilere ek olarak, emtia borsası ve hava durumu gibi dış veriler de aynı havuza dahil edilmiştir. İşletmeye sonradan dahil edilen her sensörün verisi de hızlıca sisteme entegre edilmiştir.

Tüm verilerin bir havuzda toplanması aşamasından sonra Bakırtepe İşletmesi için yapılan çalışmaları 4 ana başlıkta toplayabiliriz (Şekil 2).

Şekil 2. Proje Çıktıları

Erken Uyarı Sistemleri

İşletmede bulunan tüm sensör verileri anlık olarak alındığı için, sensör değişim değerlerinin önemli olduğu yerlerde kritik değerler tanımlanarak, ilgili kişilere email ya da SMS ile uyarı yapılmaya başlanmıştır. Erken uyarı sistemlerinin efektif çalışabilmesi için iyi bir stok yönetiminin olması gerektiği tespit edilmiş ve stok yönetimi sürecinin dijitalleşebilmesi için stoklar dijital ortama taşınmış, akıllı stok yönetim sistemi oluşturulmuştur. Dijitalleşme kapsamında yürütülen "Akıllı Ambar" projesi ile bu destek sağlanmıştır.

Operatörlerin kontrolünde kâğıt üzerinde kayıt altına alınan tesis çalışma verileri ve anlık üretim durumu, otomasyon altyapısının güçlendirilmesi sonrasında tüm veriler sistem üzerinde toplanmaya başlamış, kontrol işlemlerinin, komutların ve yapılan değişikliklerin hikayesi kayıt altına alınmıştır. Aşağıda yapılan bazı erken uyarılar listelenmiştir;

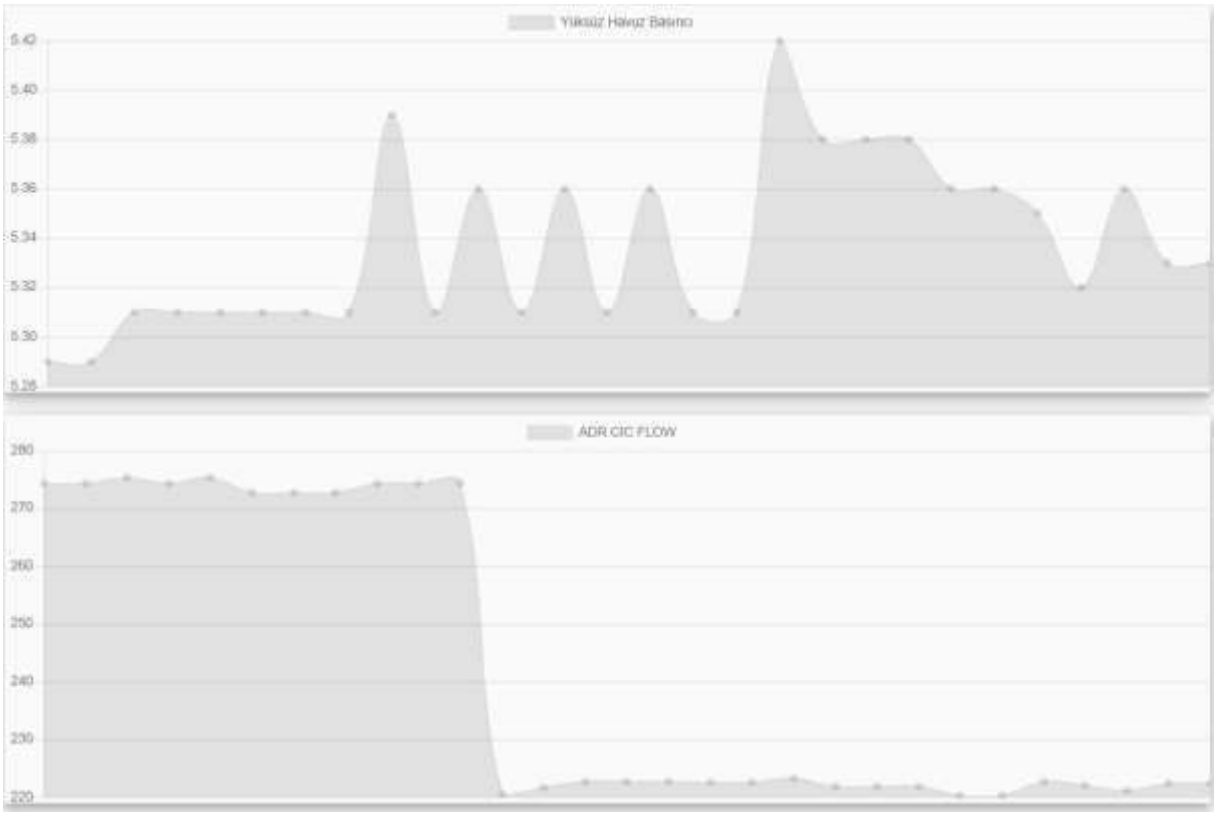
1. Bant motorlarının akım değerlerinin motor kapasitesinin %10 üzerine çıktığı durumlar,
2. Bant kantarı değerinin kapasitesini aşan değerler,
3. Çözelti tank seviyelerindeki kritik seviyelerin aşılması,
4. ADR, CIC giriş kapasite aşımları,
5. ADR, yüksüz havuz pompa basınç değerlerinin 3-6 bar dışında gerçekleştiği durumlarda sistem ilgili kişileri bilgilendirmektedir.

Gerçek Zamanlı Veri İzleme

Sürekli gözlemlenmek istenen sensörler için hazırlanan ekranlardan trendler izlenmektedir (Şekil 3). Tesis akım şeması üzerinde kantar, akım, debi, basınç, sıcaklık gibi değerleri işleyerek, tesisten anlık üretim verilerinin görüntülenmesine başlanmıştır. Anlık tesis verilerine internet üzerinde "DExboard" adı verilen web tabanlı bir platform ile ulaşılmaktadır. İşletmenin toplanan veriler ile görmek istediği çıktılar bu platform aracılığı ile cep telefonu, tablet ve bilgisayarlardan gözlemlenmektedir.

DExboard platformuna anlık maliyet tablosu da eklenmiştir. Depodan masraf yerlerine çıkışı yapılan her malzeme için anlık olarak maliyetlendirme yapılmaktadır. Birbirinden farklı çalışan ve

birbirini etkileyen birimlerin tamamının tek bir platformda toplanarak bütün etkileri analiz edilebilmektedir.



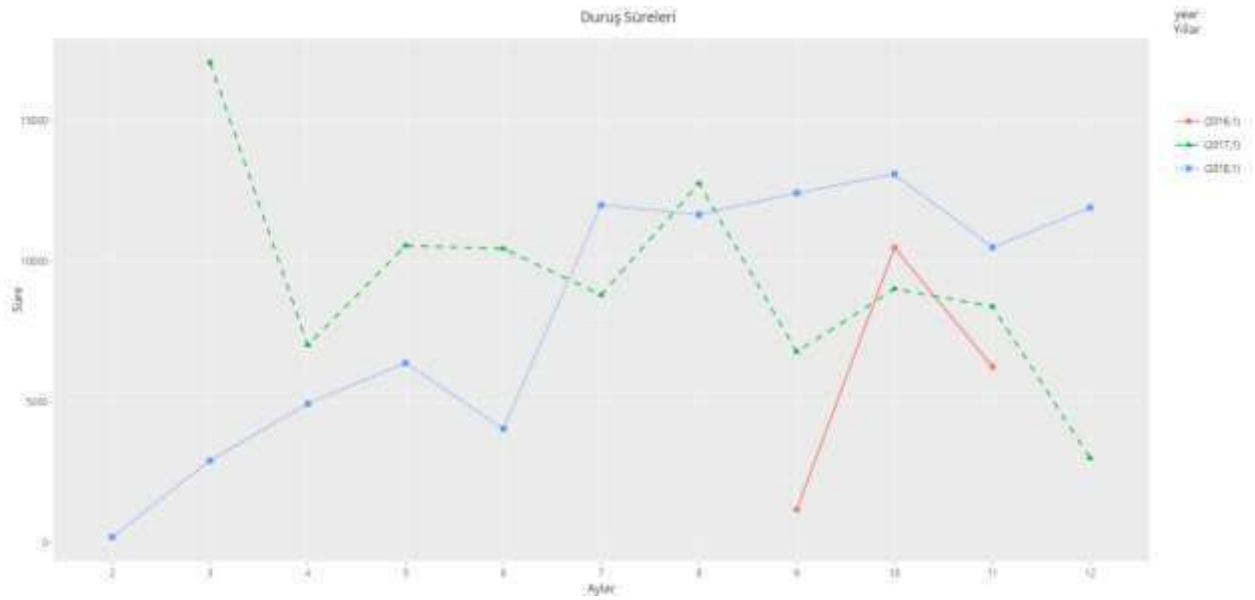
Şekil 3. Sensör Trend Ekranları

Ayrıca yine ekranlardan bant kantarlarından anlık gelen veriler ile tonaj ve motor akımlarının takibi yapılmakta, anlık fiili üretimler gözlemlenmektedir.

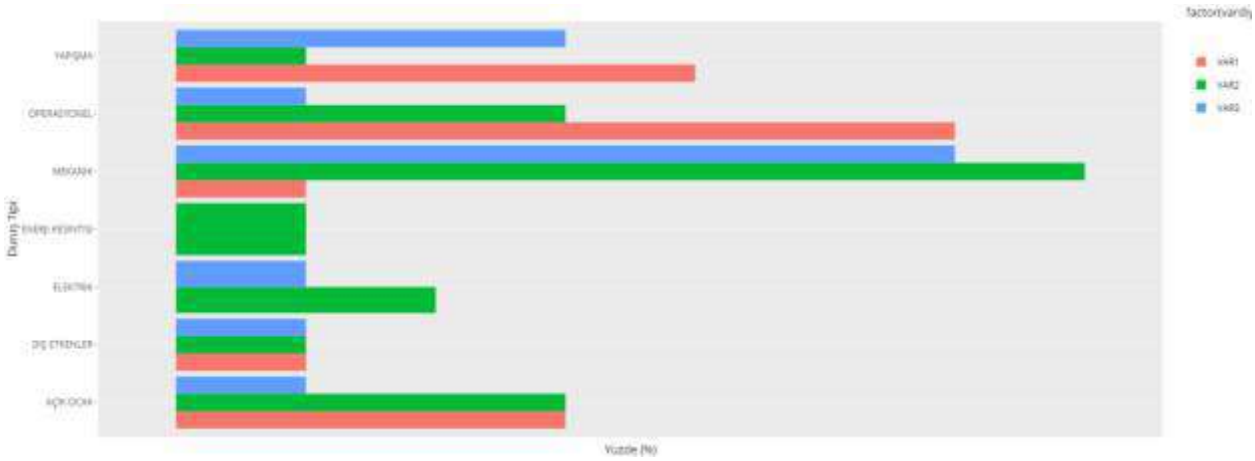
Birim	Fiili Üretim	Bütçe
Açık Ocak Cevher	6072.55	2664.48
Açık Ocak Dekapaj	0	12903.23
Ön Elek	0	104.52
Kırma Eleme	3675	2204.65
Taşıma Yayma	1755	2309.15
ADR-CIC Besleme	4105.16	0
LIC-PAD Besleme	5231.86	0
	Son Güncelleme: 2019-03-27 15:31:06	

Şekil 4. Anlık Veri Ekran Örneği

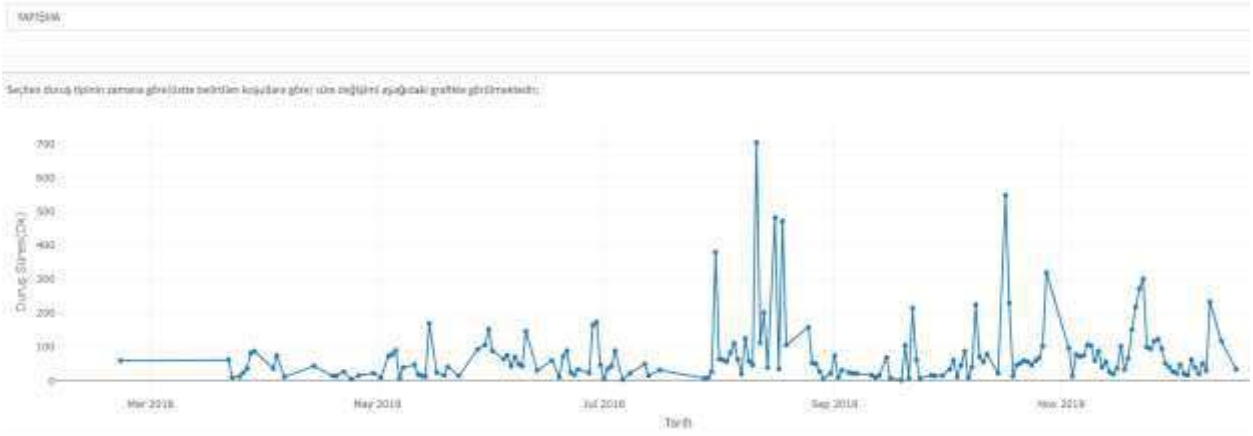
Dinamik duruş raporları ile her üretim birimi için; yıl veya vardiya bazında karşılaştırmalı ya da sadece duruş tipi özelinde raporlar ile operasyona destek verilmiştir.



Şekil 5. Yıllara Göre Duruş Karşılaştırma Grafiği



Şekil 6. Vardiya Bazlı Duruş Tipleri Dağılım Grafiği

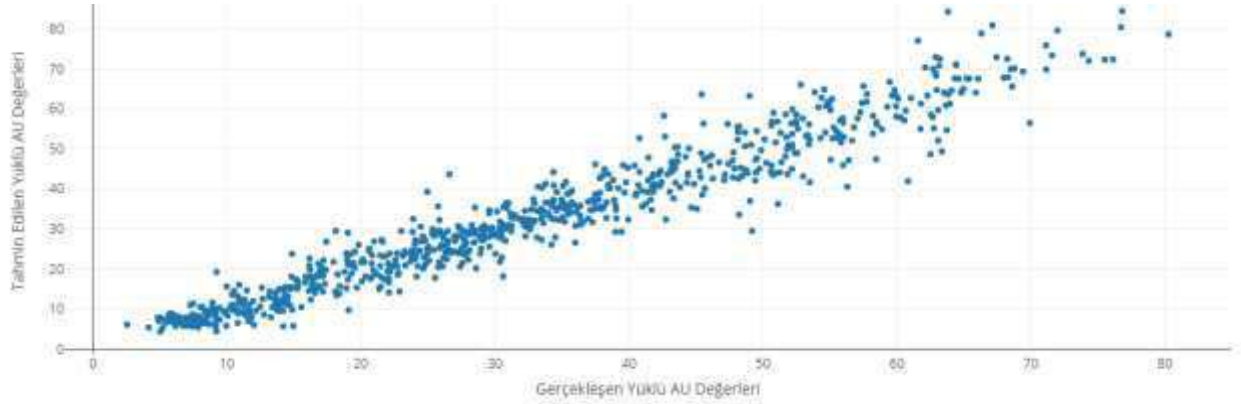


Şekil 7. 2018 Cevher Yapışmasından Kaynaklı Duruş Trendleri

Üretim Tahminleme

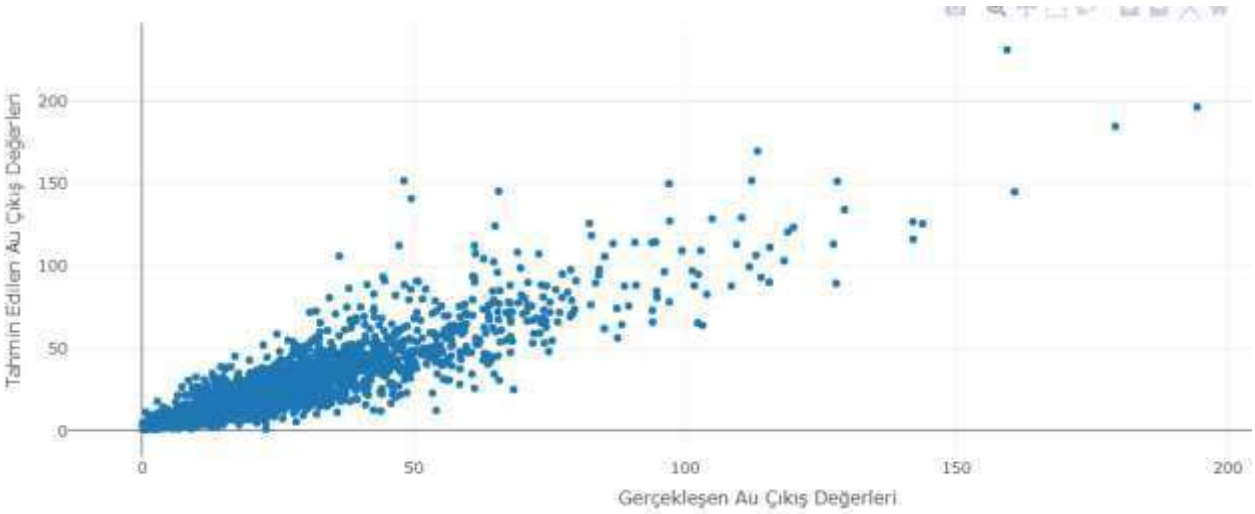
Kolon test sonuçları, sulama verileri, laboratuvar sonuçları, liç alanına serilen cevher ve bunlarla ilgili tarihsel miktar, tenör, verim, konum verileri kullanılarak, yüklü havuza gelen çözeltideki altın miktarları tahmin edilebilmektedir.

Yüklü havuza gelen çözeltinin içindeki altın miktarını tahmin eden modelin doğruluk derecesi %94 olup, verilerin artışıyla modelin tahmin gücü iyileşmektedir (Şekil 8).



Şekil 8. Yüklü Havuz Analizi;Tahmin Edilen - Gerçekleşen

Ayrıca, havuzdan alınan çözeltinin karbon adsorbsiyon, sıyırma, elektroliz verimleri kullanılarak dönem sonlarında dökülecek dore miktarı yaklaşık olarak tahmin edilebilmektedir (Şekil 9).



Şekil 9. Sıyırma Analizi; Tahmin Edilen – Gerçekleşen

Sıyırmayı etkileyen değişkenler kullanılarak bir kaçak altın miktarını tahmin eden bir model oluşturularak, işlem değişkenlerinin optimizasyonu yapılabilmektedir. Tesis yöneticisi değerleri değiştirip, tahmini kaçırılacak altın miktarını görmektedir. Tahminleme her sıyırma sırası için farklı değerleri önermektedir.

Şekil 10. Sıyırma Analizi Kaçırılan Altın Hesaplama Ekranı

Benzer bir analiz , önemli duruş sebeplerinden biri olan cevherin yapışma durumu içinde yapılmıştır. Yapışmada ön elek kullanımının önemi analiz sonucunda belirlenmiştir.

Şekil 11. Yapışma Tahmin Hesaplama Ekranı

Yapışmayı etkileyen sıcaklık, nem, mevsim gibi değişkenler girilerek, eski verilere göre yapılan model ile kırıcıda yapışma olup olmayacağı %93 oranında belirlenmiştir.

		Predicted		
		Yapışma	Aktif	Doğruluk Yüzdesi
Observed	Yapışma	388	18	95.6
	Aktif	21	123	85.4
				92.9

Şekil 12. Yapışma Analiz Modeli Doğruluk Yüzdesi

Kestirimci Bakım Analizi

Makine bakım ve onarımları, tesisin olası duruşları işletmeler için büyük maliyetler oluşturmaktadır. Kestirimci bakım, izlenen ekipmanlardan sensör verileri alınarak, arıza gerçekleşmeden bakımın doğru ve yeterli bir biçimde yapılmasını sağlar. Kestirimci bakım ile bakım faaliyetleri ve arızalarda azalmalar, emre amadelik ve sonucunda üretimde artış olabilmektedir. Big data projesi kapsamında toplanan sensör verileri ile hataları önceden tahmin etmek amacı ile bir kestirimci bakım analizi yapılmıştır.

Duruşların işletme üretim maliyetlerinin yükselmesinde çok önemli etkileri vardır. Tesislerin duruş süreleri boyunca üretim kayıpları dışında, sarf ettikleri yedek parça maliyetleri göz önüne alındığında duruşların maliyetleri ön plana çıkar. İşletmeleri gerektiği zamanda gerektiği kadar durdurmak ilerde yaşanacak büyük duruşlardan ve hasarlardan korumaktadır. Bu nedenle işletmeyi plansız duruşlarla işletmek yerine sürekli çalışma prensibi ortaya çıkmıştır. Böylece, kestirimci bakım planlaması için işletmede bulunan üretim ekibi yeniden duruşları sınıflandırmış ve kayıtları düzenleyerek yeni kayıt oluşturmaya başlamıştır. Makine çalışma süreleri otomasyon üzerinden gelen bilgiler ile tamamlanmış, veriler erken uyarı sistemleri ile desteklenmiştir. Anlık duruş analizinin görüntülenmesi ile en çok sorun yaşanan noktalar belirlenerek düzeltilmesi, izlenecek adımlar olarak belirlenmiştir. Kestirimci bakım analizinde kullanılan veriler dağıtık sistemlerden (birden fazla sunucunun birbirleri arasında iletişim kurarak ve birbirleri ile replike şekilde bir ağ bütünü olarak çalışan sistemler) big data teknolojisi ile bir araya getirilerek analiz edilmeye başlanmıştır. Bu analizlerde minimum, maksimum ve ortalama sensör değerleri, sensör varyans değeri, saçılım grafiği, ilişki katsayıları gibi basit açıklayıcı istatistiklerin yanı sıra; Principal Component Analysis, Random Forest, GBM, Ridge Regression, LASSO Regression gibi ileri düzey istatistik yöntemler de kullanılmıştır.

İleri istatistik yöntemleri büyük boyutlardaki sensör ve sensör verileri ile kullanılmış, bu verileri alabilmek, işleyebilmek ve sonuç üretebilmek için sensör sayılarını azaltmak adına Boyut İndirgeme (Dimension Reduction) yapılmıştır. Örneğin; 1000 adet sensör ile çalışmak yerine, bu sensörlerin ilişkilerine istatistiki yöntemler ile bakılıp, karar verilerek, değişimi açıklama miktarını fazla düşürmeden; çok daha az veri ile sensör verilerinin birleşimi olan bileşenler, ile çalışılmıştır.

Sistemde iki çeşit sensör bulunmakta olup, bir grup sadece true-false bilgisini üretirken, diğer grup değer üretmektedir. İki tür sensör grubu içinde model oluşturup, tahminleme yapılabilmektedir. Aşağıda true-false değeri üreten bir sensör örneği verilmiştir. Bu örnekte, aglomeratörde bulunan bant kayması ile ilgili error sensörünün durumu incelenmiştir.

Seçilen sensörün, örnek veri grubu son 6 ayı içermektedir. Bu örnekteki sensör seçilen aralıkta 115 kez false değerini vermiştir. Sensörün false değer üretmesi arızaya geçtiği anlamına gelmekte olup, sensörün false olma durumu incelenmiştir.

Description of selected sensor

Features of sensor 343139
Sensor Description: AGL-ACI-ERROR-DURUM
Sensor Name: OPC1_Bakirtepe_Aglomerator_PLC02.BT_PLC02.Aglomerator.Alarm.Errors.-.-.-.Aglomerator_Aci_Motoru_Bant_Kaydi
Sensor Line Number: 305
Sensor Type Id: 2
Sensor Device: Aglomerator
This sensor reveals boolean output.
This sensor is an ERROR sensor.
There are 115 records that belong to the sensor 343139

Şekil 13. Seçilen Sensörün Tanımları

İlgili sensörün hata verme sıklıkları saat cinsinden görülebilmekte olup, bu değerlere bakılarak bir model oluşturulmuştur. Modeli oluşturmak için gerekli en önemli bilgi, sensörün hata verme sıklığının belirlenebilmesidir (Şekil 14).

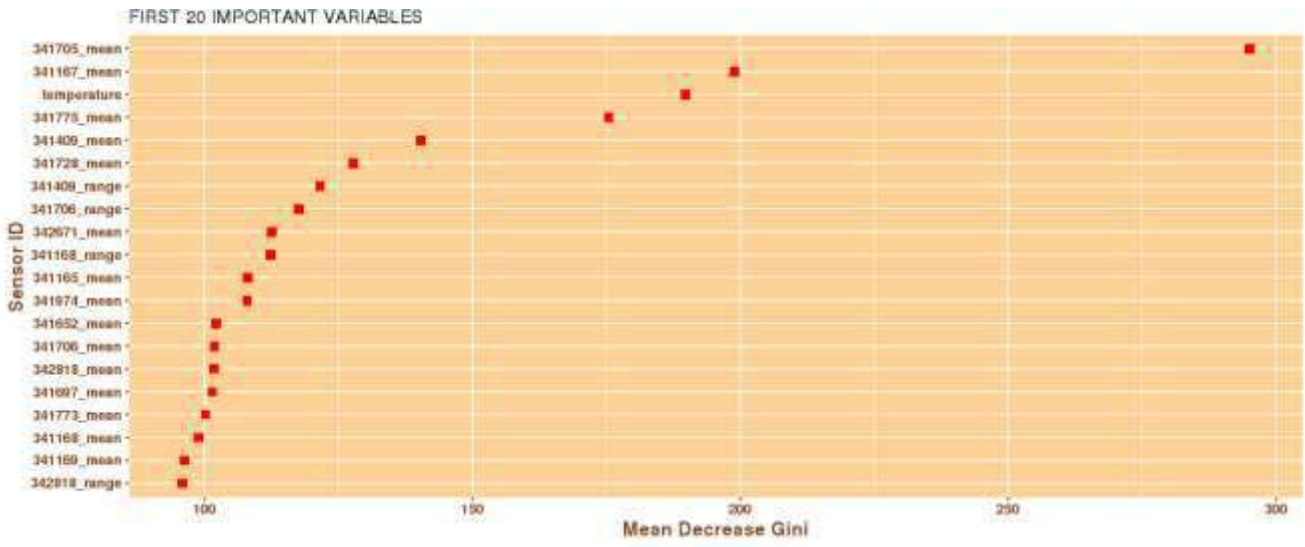
Statistics

The statistics of remaining useful life (RUL)

Min.	1st Qu.	Median	Mean	3rd Qu.	Max.
0.00	8.55	25.00	28.71	46.00	84.17

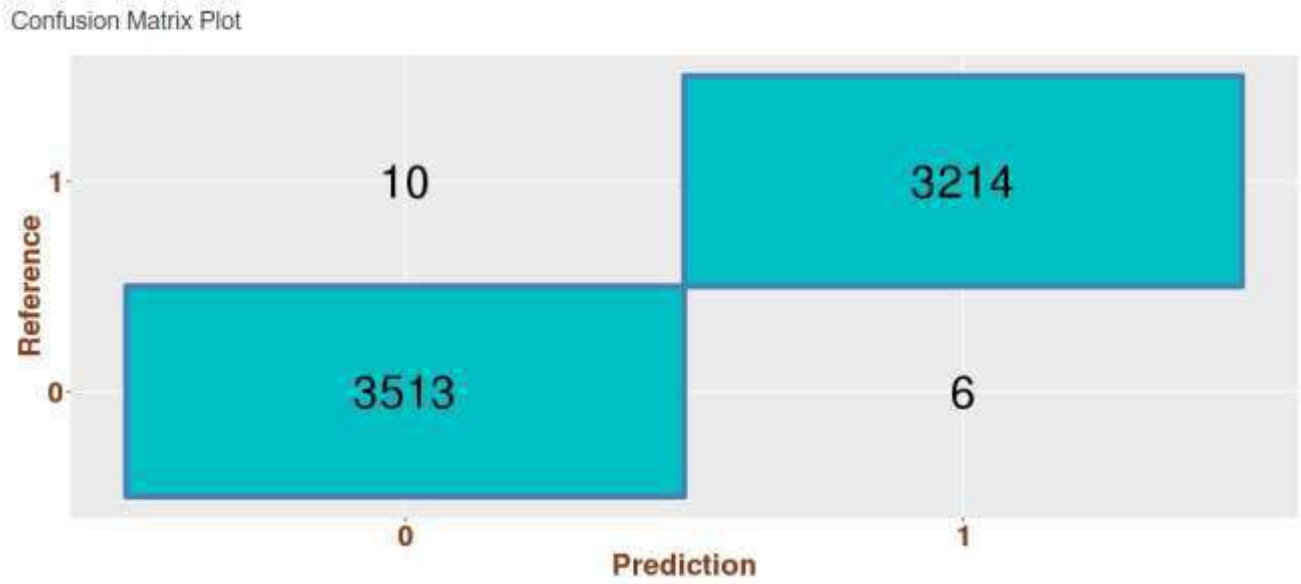
Şekil 14. Sensörün Hata Sıklık İstatistik Verileri

Program aynı zamanda seçilen sensörün hata verdiği durumlarda, diğer sensörlerle de ilişkisini analiz ederek, en etkili 20 sensörü belirlemektedir. Bu analize göre en büyük etkiyi 341705 nolu çimento besleyicisinin hız sensörü etkili görülmüş, sistem etkili olduğunu belirlediği bu sensörlerden bir model oluşturmuştur (Şekil 15).



Şekil 15. Sensörü Etkileyen İlk 20 Değişken

Oluşturulan modelin doğru tahminleme oranları aşağıda görülmektedir. Model, 3224 hata tahmininin 3214'ünü doğru olarak tahmin etmiştir. Kalan 10 durumda hata verecek tahminine rağmen, hata oluşmamıştır. Model, hata tahmin edilmeyen 3518 tahminin 3513'ünü doğru bilmiş, 6 hata olmayacak tahminine karşılık, hata meydana gelmiştir.



Şekil 16. 343139 Nolu Sensör Modelinin Hata Matrisi

Modelin doğruluk seviyeleri incelenerek, yeterli olup olmadığına karar verilebilir. Değerler 1'e ne kadar yakınsa model o kadar tutarlı olup, yeterli olmadığı durumlarda daha önce belirlenen parametreler değiştirilerek modeller karşılaştırılabilir ve en uygun olduğu düşünülen model kaydedilir.

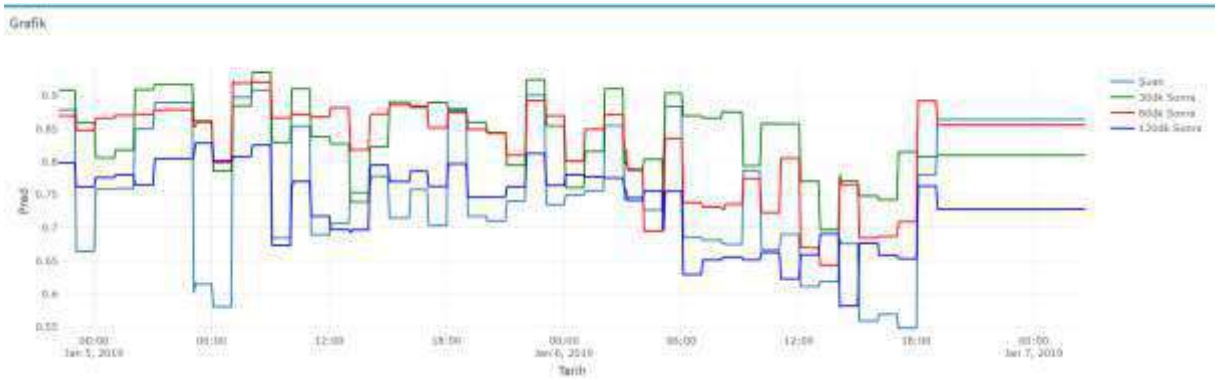
Şekil 17. Model İstatistik Tablosu

Model oluşturulduktan sonra son sekiz saatlik veriler kullanılarak hata tahminleri yapılmaktadır.

```
Sensor ID: 343139
Sensor Description: AGL-ACI-ERROR-DURUM
Sensor Name: OPC1_Bakirtepe_Aglomerator_PLC02.BT_PLC02.Aglomerator.Alarm.Errors.-.-.-.Aglomerator_Aci_Motoru_Bant_Kaydi
2019-01-07 13:30An Error will happen in next24hours
Sensor Value: 0
```

Şekil 18. Modelin Tahminleme Çıktısı

Kayıt altına alınan modellerin, ilgili kişiler tarafından takibinin yapılabilmesi için dinamik ekranlar da hazırlanmıştır. Şekil 19'da, modellenmiş bir sensörün zamana göre hata tahminleri verilmiştir.



Şekil 19. Sensörün Hata Zamanı Tahmin Grafiği

SONUÇLAR

Maden işletmelerinde teknik zorlukların yanında en büyük sorun kültürel değişimdir. Kültürel değişim teknik sorunların çözümünden daha fazla zaman ve sabır istemektedir. Projenin başından bugüne kadar olan iki yıl sonunda bu değişim işletme de yeni yeni başlamıştır. Bugün işletmedeki mühendisler ile BT ve OT ekibi aynı dili konuşabilmektedir. Aynı amaca hizmet edildiğinin farkedilmesi ve çıktıların önce işletmeye sonrada personellere fayda sağlaması işbirliğini arttırmıştır. Sürdürülebilir dijitalleşme için işbirlikçi modeller ve dijital kültürü teşvik etmek gerekmektedir.

Sürecin öncelikli hedeflerden biri, operasyona katkı sağlamak ve her türlü verinin her yerde izlenebilir olmasını sağlamaktır. Erken uyarı ve anlık veri izleme sistemleri ile sensör trendlerinin izlenebilir olması, sahaya inmeden tesisin durumu hakkında istenildiği zaman bilgi vermektedir. Sadece bilgisayarlar ile değil cep telefonu ve tabletlerden ulaşım sağlanması, operasyonun daha dinamik olmasını sağlamıştır.

Dinamik modeller ile tesis birimler bazında ele alınmıştır. Duruş verilerinin dijital ortama taşınması ile yapılan duruş analizleri vardiyalara göre farklılıkları, duruş tiplerinin tarihsel değişimleri hakkında bilgi vermektedir. En büyük duruş nedenlerinden biri olan cevherin yapışmasından kaynaklı duruşlar için, ön elek kullanımının etkisi analiz edilmiştir. Ön elek kullanımının hem tenöre katkısı olduğu hem de yaşanan cevher yapışma miktarlarını azalttığı gözlemlenmiştir.

Sıyırma analizleri, sürece etki eden sıcaklık, voltaj vb. gibi değerlerin en yüksek altın verimi için olması gereken optimum değerleri tespit edebilmektedir. Yığın alanından yüklü havuza çözeltide gelen altın miktarını hesaplayan model sayesinde altın döküm miktarları tahmin edilebilmektedir.

Sensör verileri bir yıldır kayıt altına alınmaktadır. Hata veren sensörlerin, diğer sensörlerin hata öncesi davranış şekillerine göre belirli zaman aralığında hatayı verip vermeyeceği tahmin edilmeye

başlanmıştır. Bu süreçte modeller tahminlemelerindeki sapmalara göre gelişmektedir. Bu sayede kestirimci bakım yapılabilmektedir.

Platform 360 'ın m2m teknolojisi sayesinde bir data projesini bir sonraki aşama olan nesnelerin interneti projesine çevirmek planlanmaktadır. Bu sayede ekipmanlardan alınan veriler ile otomatik şekilde makineleri yönetmek mümkün olacaktır.

KAYNAKLAR

Deloitte'un Madencilik Trendleri 2018 Raporu. https://www2.deloitte.com/tr/tr/pages/energy-and-resources/articles/tracking-the-trends-2018.html

MADENCİLİK FALİYETLERİNDE İNSANSIZ HAVA ARACI FOTOGRAMETRİSİ UYGULAMALARI

UNMANNED AERIAL VEHICLE PHOTOGRAMMETRY APPLICATIONS IN MINING

Y. Gül [1,*], F. Poyraz [2], K.Ö. Hastaoğlu [2]

[1]*Sivas Cumhuriyet Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: ygul@cumhuriyet.edu.tr)*
[2]*Sivas Cumhuriyet Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Harita Mühendisliği Bölümü*

ÖZET

Günümüzde özellikle uluslararası alanda, açık maden işletmelerinde halihazır harita üretimi, üç boyutlu modelleme, hacim, kübaj hesapları ve deformasyonların izleme çalışmalarında İnsansız Hava Aracı (İHA) Fotogrametrisi yönteminden faydalanılmaktadır. Son yıllarda İHA fotogrametri yöntemi ülkemizde de madencilik sektöründe kullanılmaya başlanmıştır. Madencilik sektöründe İHA fotogrametri yönteminin kullanılması zaman, maliyet ve özellikle iş güvenliği açısından çok büyük avantajlar sağlanmaktadır. Bu çalışmada İHA fotogrametrisi yönteminin madencilik sektöründe kullanım alanları ve özellikle ulusal anlamda İHA fotogrametrisi yöntemi ile açık maden işletmelerinde gerçekleştirilen halihazır harita üretimi, üç boyutlu modelleme, hacim, kübaj hesapları ve deformasyonların izleme çalışmalarından örnekler sunulmaktadır.

Anahtar Sözcükler: İHA, Fotogrametri, Madencilik

ABSTRACT

In today's international field, unmanned aerial vehicle (UAV) photogrammetry method is used in opencast mininig in the study of map production, three-dimensional modeling, volume, cubage calculations and monitoring of deformations. In recent years, UAV Photogrammetry method has been used in the mining sector in our country. The use of UAV photogrammetry in the mining sector provides great advantages in terms of time, cost and work safety. In this study, the use of UAV photogrammetry method in the mining sector and especially in the case of opencast mininig in national scale using the UAV photogrammetry method, the examples of the current map production, three-dimensional modeling, volume, cubage calculations and monitoring of deformations are presented.

Keywords: UAV, Photogrammetry, Mining

GİRİŞ

İHA Fotogrametrisi; uzaktan kumandalı, yarı otonom veya otonom olarak çalışan, pilotu olmayan fotogrametrik ölçüm platformlarıdır. Platform, küçük veya orta boy bir video kamera, termal kamera, kızılötesi kamera veya Lidar ile donatılmıştır. İHA'lar uygulanan sensörlerin konumunu yerel veya küresel bir koordinat sisteminde kaydedilmesini ve izlenmesini sağlar. Bu nedenle İHA Fotogrametrisi yeni bir fotogrametrik ölçüm aracı olarak anlaşılabilir (Eisenbeis, 2009; Kara, 2018).

Günümüzde İHA fotogrametri yöntemi özellikle madencilik faaliyetlerinde oldukça yaygın olarak kullanılmaktadır. Özellikle açık maden işletmelerinde kazı dolgu çalışmaları neticesinde, çalışma sahasında topoğrafya devamlı değişmekte ve sürekli olarak mevcut durumun haritalanması gerekmektedir. İHA fotogrametri yöntemi kullanılarak hali hazır haritaların oluşturulması gerek zaman gerekse emek yönünden klasik yersel yöntemlere göre büyük avantajlar sağlamaktadır. Bu yüzden sık periyotlarla haritalama çalışmalarında İHA fotogrametri yöntemi tercih edilmektedir. Özellikle hacim

hesaplarında İHA fotogrametri yönteminin kolay ve doğruluğu yüksek bir yöntem olması yöntemin en büyük avantajı olarak değerlendirilmektedir. Son yıllarda açık maden işletmeleri hacim hesaplarında bu yöntem oldukça yaygın kullanılmaktadır (Cho vd., 2015; Silva vd., 2016; Rahman vd., 2017). İHA fotogrametri yöntemi kullanılarak hesaplanan hacim değerlerinin doğruluğuna ilişkin gerçekleştirilen çalışmalar sonucunda yöntemin başarı ile kullanılabileceği kanıtlanmıştır (Arango ve Morales 2015; Seki vd., 2017; Tercan 2017).

Son yıllarda İHA fotogrametri yöntemi deformasyonların izlenmesinde de sıklıkla kullanılmaya başlanılmıştır (Rau vd., 2011; Niethammer vd., 2012; Nauman 2014; Deffontaines vd., 2016; Kara, 2018). Bu çalışmalarda peryodik uçuşlardan elde edilen ortofotolar ve Sayısal Yükseklik Modellerinden (SYM) faydanılmaktadır. Peryodik ortofotolar ve SYM' ler farklı analizlere tabi tutularak kütlesel yer değiştirmeler belirlenmektedir.

Bu çalışmada maden işletmelerinde İHA fotogrametrisi uygulamalarına ait örnekler sunulmaktadır. Bu örnekler; yazarların yürütücü ve/veya araştırmacı olarak yer aldığı 02.03.2017 tarih ve 2017-587-2/1 nolu KOSGEB tarafından Ar-Ge, İnovasyon ve Endüstriyel Uygulama Destek Programı kapsamında desteklenen ve halen devam eden "İnsansız Hava Aracı (İHA) İle Açık Maden İşletmelerinde Yüksek Çözünürlüklü Sayısal Arazi Modelleri, Hâlihazır Haritalarının Yapımı ve Alansal Deformasyonların İzlenmesi için MineGeoP Yazılımının Geliştirilmesi" konulu proje çalışmaları ve yine yazarların Cumhuriyet Teknokent (Sivas) üzerinden yürütücü ya da araştırmacı olarak çalıştığı özel sektör hizmet sözleşmeleri kapsamında elde edilen verilerin değerlendirilmesi sonucunda üretilmiştir.

İHA FOTOGRAMETRİ İŞLEM ADIMLARI

İHA ile fotogrametri çalışması genel işlem adımları Şekil 1' de sunulmaktadır. Buna göre sırası ile sahada Yer Kontrol Noktaları (YKN) tesis edilir, daha sonra uçuş planları hazırlanır ve son olarak elde edilen hava fotoğrafları işlenir (Şekil 1).

Genelde İHA fotogrametri uygulamalarında ilk olarak çalışılacak sahaya Yer Kontrol Noktaları (YKN) tesis edilir (Şekil 2). YKN'lerin 3 Boyutlu koordinat değerleri GNSS (Global Navigation Satellite System), Total Station vb. yersel yöntemler ile belirlenir. YKN noktaları hava fotoğraflarından kolaylıkla görülebilecek ve konum bilgileri bilinen noktalardır. Bu yer kontrol noktaları fotoğraf değerlendirme aşamasında jeodezik-fotoğraf koordinatları arası geçiş için mutlak yöneltme elemanlarının belirlenmesi amacıyla kullanılmaktadır (Kara 2019).

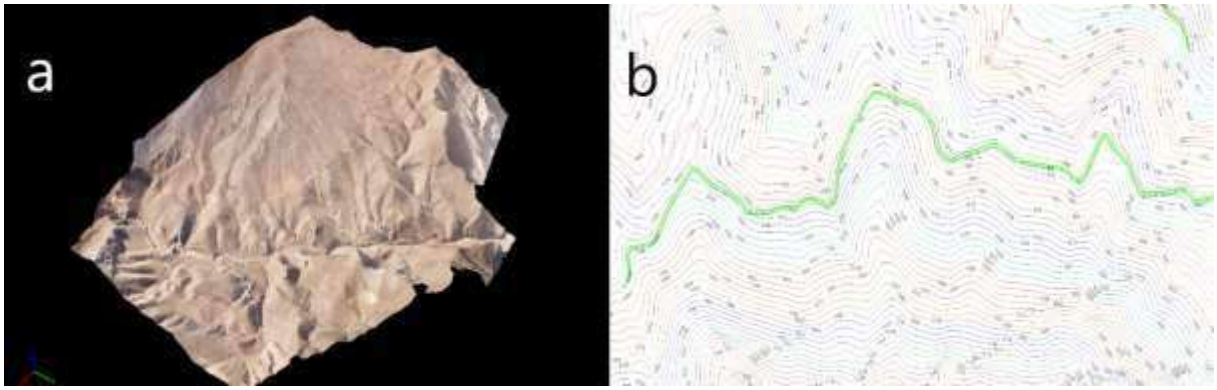
Daha sonra istenilen konum doğruluğu göz önünde bulundurularak uçuş planları hazırlanmaktadır. Uçuş planları; bindirme oranları, uçuş yüksekliği, kullanılan kameranın özellikleri, kamera bakış açışı, uçuş güzergahı vb. bilgiler ışığında hazırlanır. Uçuş planlarına göre gerçekleştirilen otonom uçuşlar doğrultusunda çalışma sahasına ait hava fotoğrafları elde edilir. Son olarak fotogrametrik değerlendirme yazılımlarında hava fotoğrafları ve YKN koordinat bilgileri kullanılarak fotogrametrik değerlendirme işlemi gerçekleştirilir.

Şekil 1. İHA Fotogrametrisi İşlem Adımları (Gültekin vd., 2016)

Şekil 2. Yer Kontrol Noktası (https://harita.gov.tr)

MADEN SAHALARINDA İHA UYGULAMLARI

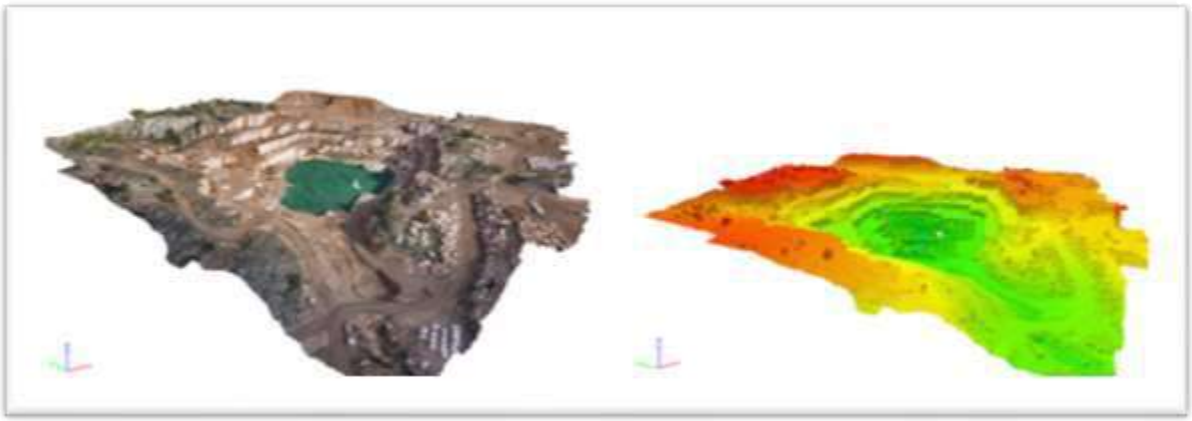
İHA fotogrametri yöntemi genellikle maden sahalarında hâlihazır harita yapımı, hacim hesapları ve deformasyon izleme çalışmalarında kullanılmaktadır. Şekil 3'de yaklaşık 400 hektarlık bir maden işletme sahasına ait üç boyutlu nokta bulutu ve hâlihazır haritası görülmektedir. Bu sahada kot farkı yaklaşık 700 m'lere kadar çıkmaktadır. Böyle bir sahada yersel yöntemler kullanılarak hali hazır harita çalışması yaklaşık 1.5-2 ay gibi bir süreyi kapsamakta iken İHA fotogrametri yöntemi kullanılarak bu işlem toplamda 7 günde tamamlanmıştır. Arazide sarp eğimler bulunduğu için her noktaya ulaşmak mümkün olmamaktadır, yer yer eğimin %50'nin üzerine çıkmasından dolayı yamaç ve şevlerde yersel yöntemle ölçü yapılması neredeyse imkânsız bir hal almaktadır. Fakat Şekil 3a incelendiğinde İHA fotogrametri yöntemi ile arazinin tamamının nokta bulutunun oluşturulduğu gözlenmektedir. Sonuç olarak hâlihazır harita üretiminde, İHA fotogrametri yönteminin kullanılması zaman, maliyet, emek ve doğruluk açısından çok büyük avantajlar sağlamaktadır.



Şekil 3. İHA fotogrametrisi ürünleri a) Üç boyutlu nokta bulutu b) Hâlihazır harita

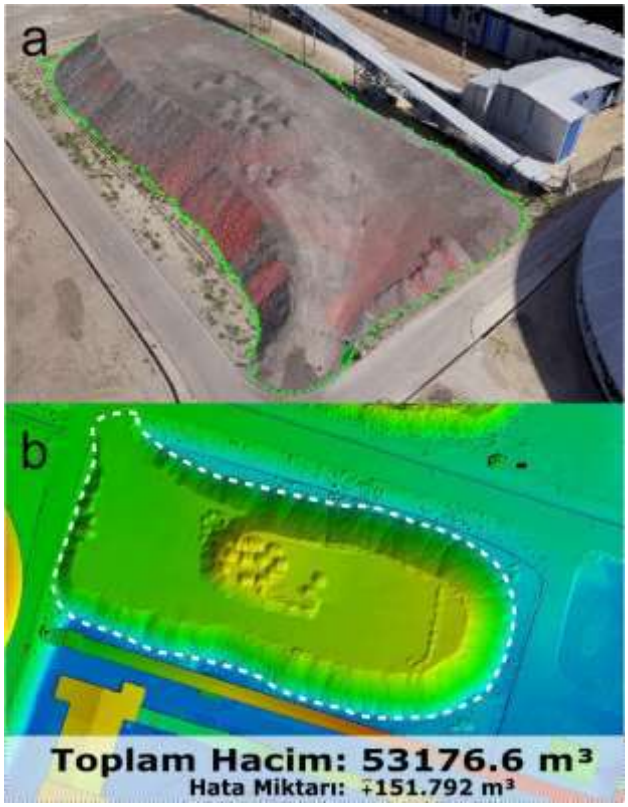
İHA fotogrametri yöntemi kullanılarak çalışılan bölgenin 3B nokta bulutu ve SYM'si çok kısa sürelerde üretilebilmektedir. Klasik yersel yöntemler kullanılarak oluşturulacak SYM'lerde çözünürlük alım yapılan nokta sıklığına bağlı olarak değişmektedir. Genellikle klasik yersel yöntemlerde alım noktaları arası mesafe 10 ila 20 m arasında değişmektedir. Buna bağlı olarak enterpolasyon yöntemleri kullanılarak oluşturulan SYM'lerin çözünürlükleri de 10 ila 20 m arasında oldukça büyük değerler olmaktadır. Bu yüzden oluşturulan SYM'ler arazinin gerçek yükseklik modelini yansıtmamaktadır. Özellikle açık maden işletmelerinde iş güvenliği açısından klasik yersel yöntemlerle basamak ucu ve dibinde alım yapmak büyük riskler taşımaktadır. Bu duruma bağlı olarak basamaklara ait SYM'lerde doğru bir şekilde çıkarılamamaktadır. Fakat İHA fotogrametri yönteminde SYM' lerin çözünürlüğü 1 cm seviyesine kadar düşürülebildiğinden istenilen çözünürlük seviyesine göre uçuş planları hazırlanarak 3B nokta bulutu elde edilebilmektedir.

Şekil 4' de yaklaşık 50 Hektarlık bir açık mermer ocağına ait 2 cm çözünürlükte nokta bulutu ve SYM sunulmaktadır. Şekil 4'de açıkça görüleceği üzere tüm basamaklar çok net bir şekilde haritalanmıştır.



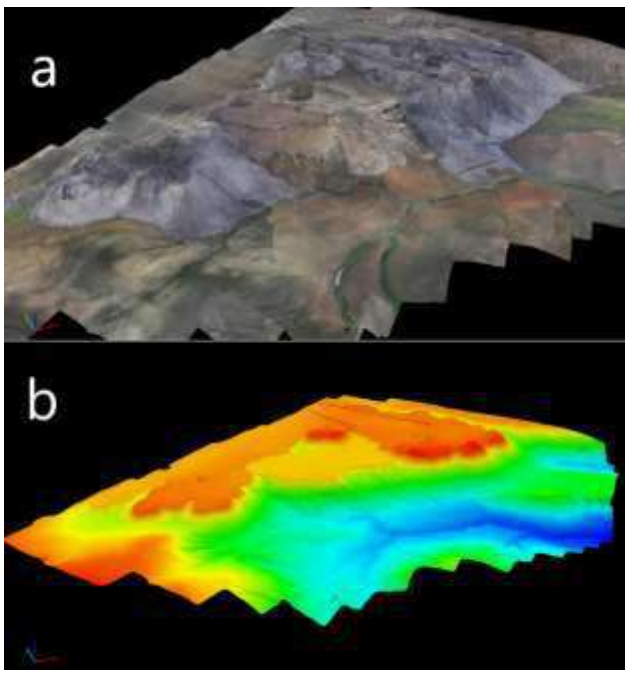
Şekil 4. İHA fotogrametri yöntemi kullanılarak oluşturulan 3B nokta bulutu ve SYM

İHA fotogrametri yöntemi ile oluşturulan ortofoto haritalar ve SYM' ler kullanılarak istenilen alana ait hacim hesaplamaları da çok yüksek doğrulukla elde edilebilmektedir. Şekil 5'de yaklaşık 10 dönümlük bir alanı kapsayan bir stok sahasına ait hacim hesabı görseleri sunulmaktadır. Yaklaşık 53.000 m^3' lük bir hacim hesabı 150 m^3 hata ile belirlenmiştir. Özetle % 0.2 gibi çok düşük bir hata ile hacim hesabı gerçekleştirilmiştir.



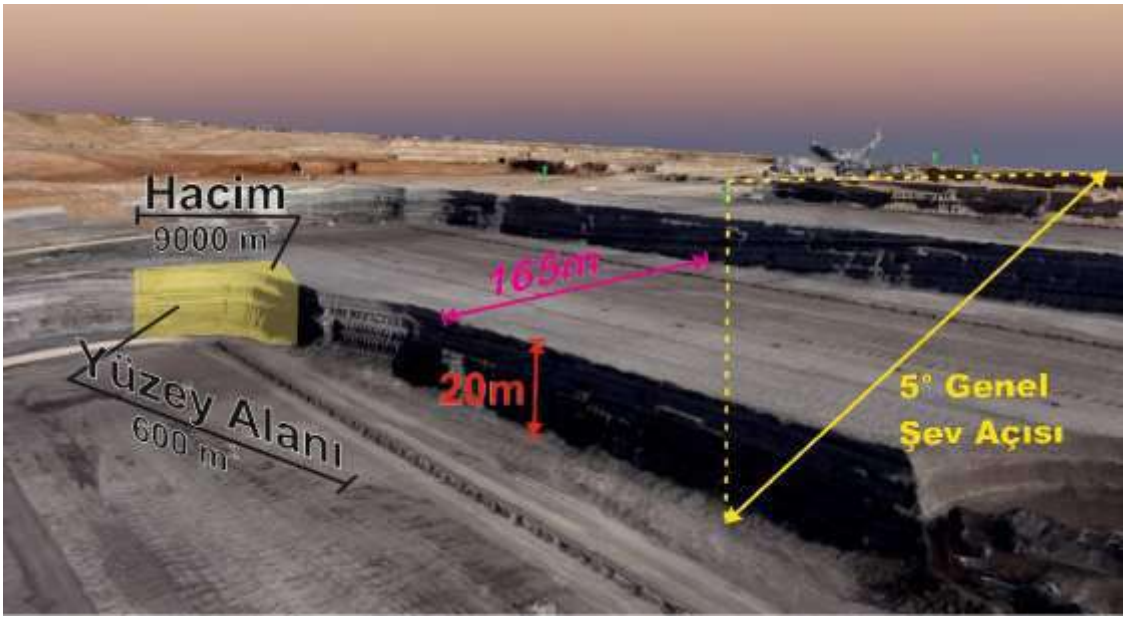
Şekil 5. İHA fotogrametrisiyle hacim hesabı a) Üç boyutlu nokta bulutu b) SYM ve hacim hesabı

Özellikle açık kömür işletmesi kül döküm sahası gibi üzerinde ölçüm yapmanın iş güvenliği açısından büyük riskler taşıdığı sahalarda İHA fotogrametrisi başarılı sonuçlar üretmektedir. Şekil 6'da bir açık kömür işletmesi kül döküm sahasında gerçekleştirilen hacim hesabı görselleri sunulmaktadır.



Şekil 6. Açık kömür işletmesi kül döküm sahası a) Üç boyutlu nokta bulutu b) SYM ve hacim hesabı

İHA fotogrametri yöntemi ile elde edilen ortofotolar ve SYM'ler kullanılarak; çalışma sahasında alan ve hacim hesaplarının yanı sıra basamak açısı, genişliği ve yüksekliği, genel şev açısı ve özellikle anlık örtü-kazı oranları gibi hesaplamalar çok kısa sürelerde ve çok yüksek doğrulukta gerçekleştirilebilmektedir (Şekil 7).

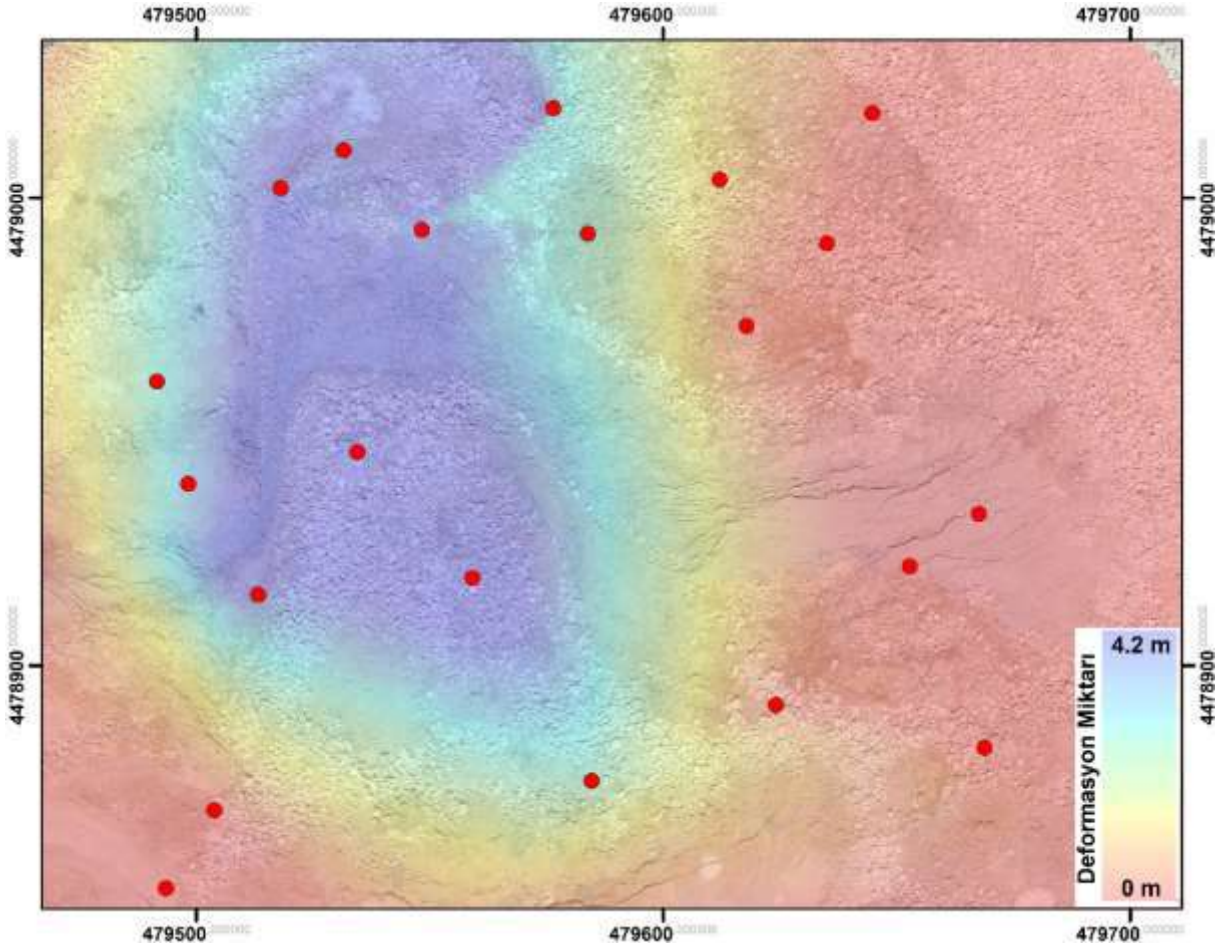


Şekil 7. Ortofoto ve SYM kullanılarak gerçekleştirilebilen hesaplamalar.

Tüm bunların yanı sıra İHA fotogrametrisi ile çalışma sahasındaki alansal deformasyonlarında izlenmesinde mümkündür. Yersel yöntemler ile deformasyonlar noktasal olarak izlenebilmekte ve dolayısıyla tüm çalışma sahasına ait sonuçlar üretilememektedir. Fakat İHA fotogrametri yöntemi kullanılarak gerçekleştirilen çalışmalarda deformasyonların alansal olarak izlenebilmesi mümkündür. Şekil 8'de bir açık krom ocağında oluşan deformasyon çatlaklarının İHA fotogrametrisiyle tespitine yönelik görseller sunulmaktadır.

Şekil 8. Açık krom ocağında oluşan deformasyon çatlakları

Şekil 9'da ise bir açık mermer ocağı döküm sahasının İHA fotogrametrisiyle oluşturulan deformasyon haritası verilmiştir. Şekil 9'dan da anlaşılacağı üzere alansal deformasyonlar İHA fotogrametri yöntemi ile başarıyla izlenebilmektedir.



Şekil 9. Açık mermer ocağı döküm sahası alansal deformasyon haritası

SONUÇ

Son yıllarda özellikle açık maden işletmelerinde yaygın olarak kullanılan İHA fotogrametri yöntemi ile çalışma sahalarının 3D modelleri ve SYM'leri oluşturulmaktadır. Oluşturulan bu modeller üzerinden alan, kübaj, dolgu miktarı ve dekapaj hesaplarının yanı sıra basamak açısı, genişliği ve yüksekliği, genel şev açısı ve özellikle anlık örtü-kazı oranları gibi hesaplamalar çok kısa sürelerde zahmetsizce gerçekleştirilebilmektedir. Bunun yanı sıra elde edilen ortofo haritalar ve 3B modellerin yardımı ile işletmenin güncel durumu görsel olarak gözler önüne serilerek ileriye yönelik planlamalar daha doğru, hızlı ve etkin bir şekilde gerçekleştirilebilmektedir. İHA fotogrametrisi ile elde edilen dönemsel ortofoto ve SYM'ler kullanılarak yer değiştirme miktarları da alansal olarak başarı ile belirlenebilmektedir. Bu husus özellikle iş güvenliği açısından işletmelere büyük avantaj sağlamaktadır.

TEŞEKKÜR

GEOMINE AR-GE YAZILIM LTD. ŞTİ. ve çalışanlarına sağladığı veri desteğinden dolayı teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Arango, C., & Morales, C. A. (2015). Comparison between multicopter UAV and total station for estimating stockpile volumes. In *International Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences - ISPRS Archives*. https://doi.org/10.5194/isprsarchives-XL-1-W4-131-2015.

Cho, S. J., Bang, E. S., & Kang, I. M. (2015). Construction of precise digital terrain model for nonmetal open-pit mine by using unmanned aerial photograph. Economic and Environmental Geology, 48(3), 205-212.

Deffontaines, B., & vd. (2016). Active interseismic shallow deformation of the Pingting terraces (Longitudinal Valley–Eastern Taiwan) from UAV high-resolution topographic data combined with InSAR time series. Geomatics, Natural Hazards and Risk, 1-17.

Eisenbeiss, H. (2009). UAV Photogrammetry. Zurich: Eidgenössische Technische Hochschule

Gültekin, Y., Özemir, I., Uzar, M., & Şimşek, M. (2016). İnsansiz Hava Aracları ile Ortofoto ve Sym Üretimi. Uzaktan Algilama-Cbs Sempozyumu (Uzal-Cbs 2016), (S. 310-318). Adana.

Kara B.C. (2018) . İnsansiz Hava Araci Fotogrametrisi İle Alansal Deformasyonlarin İzlenebilirliğinin Araştirilmasi. Sivas Cumhuriyet Üniversitesi Fen Bilimleri Entitüsü, Yüksek Lisans Tezi, Sivas.

Naumann, M., Bill, R., Niemeyer, F., & Nitschke, E. (2014). Deformation analysis of dikes using Unmanned Aerial Systems (UAS). In *Proceedings of the South Baltic Conference on Dredged Materials in Dike Construction, Rostock, Germany* (Vol. 1012, p. 119126).

Neithammer, U., James, M., Rothmund, S., Travelletti, J., & Joswig, M. (2012). UAV-based remote sensing of the Super-Sauze landslide: Evaluation and results. Engineering Geology.

Rahman, A. A. A., Maulud, K. N. A., Mohd, F. A., Jaafar, O., & Tahar, K. N. (2017). Volumetric calculation using low cost unmanned aerial vehicle (UAV) approach. In IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. https://doi.org/10.1088/1757-899X/270/1/012032.

Rau, J., Jhan, J., & Lob, C. (2011). LinbLandslide mapping using imagery acquired by a fixed-wing UAV. ISPRS – Int. Arch. Photogramm. Remote Sens. Spatial Inform. Sci., XXXVIII-1/C22, 195-200.

Seki, M , Tiryakioğlu, İ , Uysal, M . (2017). Farklı Veri Toplama Yöntemleriyle Yapılan Hacim Hesaplarının Karşılaştırılması. Geomatik, 2 (2), 106-111. DOI: 10.29128/geomatik.322901.

Silva, C. A., Duarte, C. R., Souto, M. V. S., dos Santos, A. L. S., Amaro, V. E., Bicho, C. P., & Sabadia, J. A. B. (2016). Evaluating the accuracy in volume calculation in a pile of waste using UAV, GNSS and LiDAR. Boletim de Ciências Geodésicas. https://doi.org/10.1590/S1982-21702016000100005.

Tercan E. "İnsansiz Hava Araci Kullanilarak Antik Kent Ve Tarihi Kervan Yolunun Fotogrametrik Belgelenmesi: Sarihacilar Örneği." Journal of Engineering Sciences 5.3 (2017): 633-642.

MAKSİMUM PARÇACIK HIZINI MİNİMİZE EDEN YENİ BİR TEKNİĞİN GELİŞTİRİLMESİ

THE DEVELOPMENT OF A NEW TECHNIQUE MINIMIZED THE PEAK PARTICLE VELOCITY

A. Tosun

Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü ve Bergama Meslek Yüksekokulu İzmir/Türkiye (abdurrahman.tosun@deu.edu.tr)

ÖZET

Açık ocak patlatmalar sonucu titreşim dalgaları oluşmaktadır. Titreşim dalgaları tarafından meydana gelen maksimum parçacık hızı, patlatmanın yapıldığı bölgedeki yerleşim yerleri ve insanlara zarar vermektedir. Maksimum parçacık hız değerleri; patlatma noktası ile titreşimin oluştuğu nokta arasındaki mesafeye, gecikme başına kullanılan maksimum patlayıcı madde miktarına ve sahanın jeolojik faktörlerine bağlıdır. Literatürde, ya mesafe değerinin ya da patlayıcı madde miktarının düşürülmesiyle maksimum parçacık hız değerinin azaltılabileceği vurgulanmaktadır. Ancak bu durum üretim planlarını olumsuz yönde etkilemektedir. Bu çalışmada, hız değerinin azaltılması için üretim planlarını bozmadan bir patlatma tekniği önerilmiştir. Bu tekniğe göre bir taş ocağında patlatma deneyi gerçekleştirilmiş ve önerilen tekniğin maksimum parçacık hız değerini düşürdüğü tespit edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Titreşim, patlatma, maksimum parçacık hızı

ABSTRACT

Certain vibrational waves are formed as a result of open quarry blasts. The peak particle velocity occurred by these waves provides that structures and people present around the blast point are negatively affected. The peak particle velocity values depend on the distance between blast point and the point of vibration measured, the amount of maximum explosive material blasted the unit delay and geological factors of the field. In the literature, it is emphasized that reducing of the peak particle velocity value depends on either decreasing of the distance value or the amount of explosive material. However this situation negatively affects production plan. In this study, a new blast technique that does not affect production plan has been suggested for reducing the peak particle velocity. According to this technique a blast test was carried out in a quarry. As a result of the test, it is realized that the proposed technique has considerably reduced the peak particle velocity values.

Keywords: Vibrational waves, blast, peak particle velocity

GİRİŞ

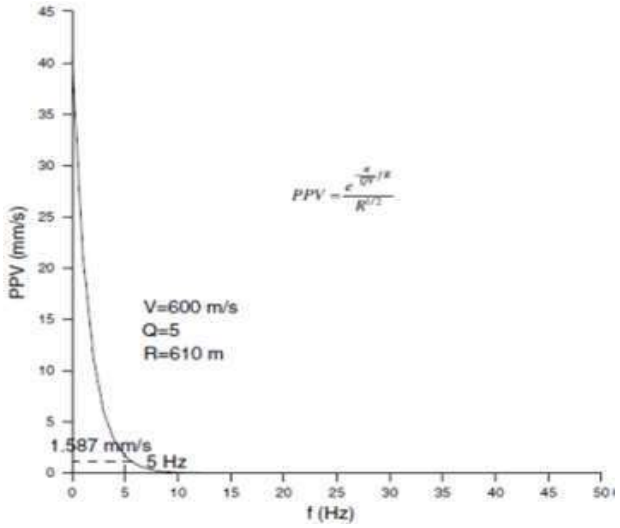
Açık ocak patlatmaları sonucu patlatma çevresi birtakım zararlı etkilere maruz kalmaktadır. Bu zararlı etkilerin en önemlilerden biri yer sarsıntısıdır. Birçok araştırmacı tarafından da vurgulandığı gibi patlatma sonucu oluşan yersarsıntısı, sahanın jeolojik faktörüne, gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarına ve patlatma noktası ile yersarsıntısının oluştuğu nokta arasındaki mesafeye bağlıdır (Duvall ve Fogelson, 1962; Ambraseys ve Hendron, 1968; Longefors ve Khilstorm, 1978; Ghosh and Daemen, 1984). Sahanın jeolojik faktörü kontrol edilemeyen çok karmaşık bir sistemdir. Çünkü her sahanın sahip olduğu jeolojik yapı birbirinden oldukça farklıdır. Jeolojik faktörden dolayı yersarsıntısını oluşturan dalgalar bazı sahalarda çok hızlı ilerlerken, bazı sahalarda ise bu dalgaların hızı çok yavaş olabilmektedir. Bu nedenle yersarsıntısı ölçümleri saha içinde, bir yön seçilip hep o yönde yapılması gerekmektedir. Patlatmalarda gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarı ise kontrol edilebilen

bir parametredir. Gecikme başına ne kadar çok patlayıcı madde kullanılırsa, yersarsıntısı dalgaları o kadar hızlı yayılıp ve bunun etkisi de daha tahrip edici olmaktadır. Patlatma noktası ile yersarsıntısının oluştuğu nokta arasındaki mesafe ne kadar çok ise yersarsıntı dalgalarının hızı da o kadar az olmaktadır.

Oluşan yersarsıntısından dolayı patlatma yapılan yere yakın bulunan yerleşim yerleri, yapılar ve insanlar negatif bir şekilde etkilenmektedir. Bu nedenle patlatma sonucu meydana gelen yersarsıntısı hızını azaltmak için araştırmacılar tarafından birtakım çalışmalar yapılmıştır (Bollinger, 1971; Siskind et al., 1980; Anderson et al., 1982; Dowding, 1985; Siskind et al., 1989; Anderson, 1993; Persson et al., 1994; Muller, 1997; Muller and Hohlfeld, 1997; Hoshino et al., 2000; Siskind, 2000; Chen and Huang, 2001; Tripathy and Gupta, 2002; Adhikari et al., 2004). Bu çalışmalarda, patlatma delikleri arasında uygun gecikme aralıkları uygulanarak ve/veya deliklerde kulanılan patlayıcı madde miktarı azaltılarak yersarsıntısından kaynaklanan maksimum parçacık hızının azaltılması sağlanmıştır. Aldas ve Ecevitoglu (2008)'de yaptıkları bir çalışma ile patlatma delikleri arasında sadece uygun gecikme aralıkları kullanarak yersarsıntısından oluşan maksimum parçacık hızını önemli ölçüde azaltmıştır. Ayrıca bu çalışmada, her bir sahanın sahip olduğu jeolojik özelliklere göre delikler arasında farklı gecikme aralıklarının kullanılması gerektiği vurgulanmıştır. Araştırmada gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarı dikkate alınmamıştır.

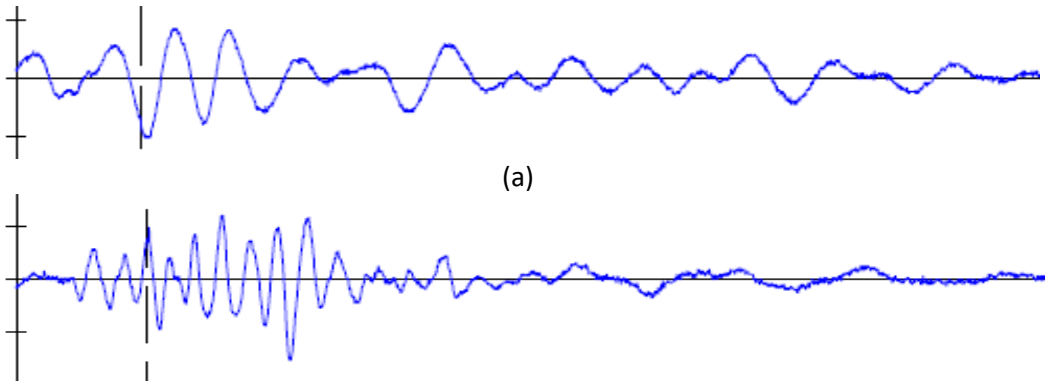
Yukarıdaki çalışmalarda, ya deliklerdeki gecikme başına patlayan patlayıcı madde miktarı azaltılarak ya da sahanın jeolojik özelliklerine göre delikler arasına uygun gecikme aralıkları verilerek maksimum parçacık hızının azaltılması gerçekleştirilmiştir. Uygun gecikme aralıkları ile gecikme süresi artırılmış ve böylece her bir patlatma deliğinin patlamasından oluşan sarsıntı dalgalarının birbirinden uzaklaştırılması sağlanmıştır. Ancak bu çalışmalarla ya üretim planı bozulmuş ya da maksimum parçacık hız değeri azaltılamamıştır.

Patlatmadan kaynaklanan yersarsıntısı dalgalarının frekansı, gecikme başına kullanılan maksimum patlayıcı madde miktarı ve patlatma noktası ile yersarsıntısının oluştuğu nokta arasındaki mesafe ile dolayısıyla maksimum parçacık hızı ile ilişkilidir (Ricker, 1977; Blair, 2004; Aldas, 2010…). Şekil 1'de görüldüğü gibi maksimum parçacık hızı ile dalga frekansı birbiriyle ters orantılıdır (Blair, 2004). Yüksek parçacık hız değerlerinde sarsıntı dalgalarının frekansı düşük olurken; düşük parçacık hızlarda ise sarsıntıya ait dalga frekans değerleri artmaktadır.



Şekil 1. Maksimum parçacık hız değeri ile frekans ilişkisi (Blair 2004).

Şekil 2 ‘de bir yersantısına ait dalga grafikleri görülmektedir. Şekil 2a’daki maksimum parçacık hız değeri 0.807 mm/sec. iken; Şekil 2 b’de ise bu değer 0.412 mm/sec.’dir. Dolayısıyla maksimum parçacık hızının daha düşük olduğu dalga grafiğine ait frekans değerinin daha yüksek olduğu Şekil 2’den anlaşılmaktadır. Frekans değerleri dalga genlikleri ile direkt ilişkilidir. Dalga frekans değerinin daha az olduğu (maksimum parçacık hızının daha yüksek olduğu) titreşim dalgalarına ait dalga genlikleri daha yüksek olmaktadır.

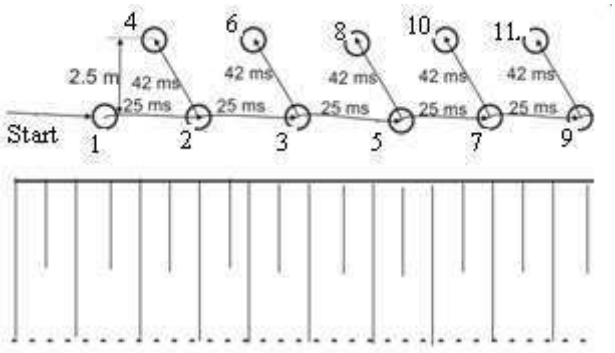


Şekil 2. Bir yersarsıntısına ait dalga grafikleri

Düşük frekans değerine sahip bir dalganın daha yüksek frekansa sahip olan birkaç dalgayı içine alacak şekilde yayıldığı Şekil 2’den anlaşılmaktadır. Şekil 2 a ve b’deki dalgaların üstüste bindiği düşünüldüğünde, bunların farklı dalga frekans ve genliğine sahip olmalarından dolayı birbirlerini sönümlenmesi sağlanabilir.

Bir patlatma işleminde patlatma delikleri gecikme sistemleri sayesinde ardarda patlamaktadır. Ardarda patlayan, deliklere ait maksimum parçacık hızlarının birbirinden farklı olmasının sağlanması ile her bir patlatma deliğinden kaynaklanan titreşim dalgaları, bir sonraki deliğe ait dalgaları yakalayabilir. Böylece sarsıntı dalgalarının üstüste binmesi sağlanarak birbirinden farklı dalga frekanslarının etkisiyle dalgaların birbirine sönümlendirilmesi gerçekleştirilebilinir.

Dalga frekansının en fazla, dolayısıyla maksimum parçacık hızının da en az olduğu patlatma deliği ilk başta; en az dalga frekansına, dolayısıyla en yüksek maksimum parçacık hızına sahip patlatma deliği de en sonda patlayacak şekilde bir patlatma operasyonu dizayn edilirse dalgalar birbirini yakalayarak üstüste binecektir. Bu durumun sağlanabilmesi için, ilk olarak patlayacak patlatma deliğine en az; daha sonra patlayacak deliklere de patlama gecikme süresinin çokluğuna göre bir öncekinden biraz daha fazla ve en son patlayacak patlatma deliğine de en çok patlayıcı madde koyulabilir. Her bir patlama deliğine koyulacak olan patlayıcı madde miktarı sıkılama ile ayarlanabilir. Patlama zaman aralıkları da gecikme sistemleri ile oluşturulabilir. Şekil 3’de örnek olması açısından bir patlatma dizaynı ve deliklerin patlama sırası verilmiştir. Çizelge 1’de ise yine örnek bir patlatma tasarımına ait patlatma parametreleri görülmektedir.



Şekil 3. Örnek bir patlatma dizaynı

Çizelge 1. Örnek bir patlatma tasarım parametreleri

Patlama deliklerinin patlama sırası	Patlama delikleri arasındaki zaman farkı (ms.)	Patlama deliğine koyulacak olan patlayıcı madde miktarı oranı
1	0	1,05 birim
2	25	1,10 birim
3	50	1,15 birim
4	67	1,20 birim
5	75	1,25 birim
6	92	1,30 birim
7	100	1,35 birim

Bu çalışmada bir taş ocağında iki adet patlatma deneyi gerçekleştirilmiş ve belli bir mesafeden patlatmadan kaynaklanan maksimum parçacık hız değerleri ölçülmüştür. Her iki deneyde de aynı özellikler ve verilere sahip olan patlatmalar dizayn edilmiştir. Ancak ikinci patlatma işlemine yukarıdaki teknik uygulanmıştır. Kaydedilen hız değerlerinden ikincisinin, önceki patlatma hız değerinden oldukça düşük olduğu görülmüştür.

ARAZİ ÇALIŞMALARI

Patlatma deneyleri İzmir Bornova'da bulunan Batıçim'e ait taş ocağında yapılmıştır. Deneylerde parçalanmayı sağlayan patlayıcı madde olarak ANFO; ANFO'nun patlatılmasını gerçekleştirmek için ise nitrogliserin esaslı patlayıcı madde kullanılmıştır. Patlatma deneylerinin her ikisi de tek sıralı ve beş delikli olarak dizayn edilmiş ve patlatmanın yapıldığı yer ile maksimum parçacık hızının ölçüldüğü noktalar aynı yerler olarak kalmıştır. Patlatma deliklerinin gecikme zamanları olarak delik içi 500, delikler arası ise 25 mili saniye olarak kaydedilmiştir. Çizelge 2'de söz konusu patlatma operasyonlarına ait veriler görülmektedir.

Çizelge 2. Her iki patlatma deneyleri için kullanılan veriler

Veriler	Birinci patlatma deneyi	İkinci patlatma deneyi
Delik Sayısı	5 adet	5 adet
Delik Çapı	89 mm.	89 mm.
Delik Boyu	13 m.	13 m.
Delikler Arası Mesafe	3 m.	3 m.
Dilim Kalınlığı	2,5 m.	2,5 m.
Sıkılama Boyu	4 m.	3 ile 5 m. arası
Şarj Kolonu Yüksekliği	9 m.	8 ile 10 m. arası
Gecikme Sistemi	(Delik içi 500ms. yüzeyde 25 ms.)	(Delik içi 500ms. yüzeyde 25 ms.)
Yemleme	0,5 kg/delik	0,5 kg/delik
Patlayıcı Madde Miktarı (ANFO)	45 kg/delik	40 ile 50 kg/delik
Gecikme Başına Kullanılan Maksimum Patlayıcı Madde Miktarı	45 kg	50 kg/delik
Ölçüm noktasının Patlama Noktasına olan Uzaklığı	585,3 m.	585,3 m.
Ölçülen Maksimum Parçacık hızı	0,923 mm/s.	0,512 mm/s.
Toplam ANFO miktarı	225 kg.	225 kg.

İkinci patlatma deneyine ait patlatma deliklerine, birinciden farklı olarak gecikme zamanlarına bağlı olarak farklı patlayıcı madde miktarları koyulmuştur (Çizelge 3). Buna göre deliklerdeki sıkılama boyları farklı değerler almıştır. Ayrıca deliklere koyulan patlayıcı madde miktarları hassas olarak hesaplanmıştır.

Çizelge 3. İkinci patlatma deneyine ait gecikme zamanları ve patlayıcı madde miktarları

Patlama deliklerinin patlama sırası	Patlama delikleri arasındaki zaman farkı (ms.)	Patlama deliğine koyulan patlayıcı madde miktarı (kg.)
1	0	40
2	25	42,5
3	50	45
4	75	47,5
5	100	50

DEĞERLENDİRME

Birinci deneyde, ölçüm noktasının patlatma noktasına olan uzaklığı 585,3 m olarak hesaplanmış ve gecikme başına kullanılan maksimum patlayıcı madde miktarı da 45 kg olarak kaydedilmiştir. İkinci deneyde ise patlatma ve ölçüm noktaları birinci deneyinkiyle aynı olduğundan, mesafe değeri ve jeolojik faktörler yine aynı kalmıştır. Ancak bu deneyde gecikme başına kullanılan maksimum patlayıcı madde miktarı 50 kg. olarak daha fazla olmasına rağmen maksimum parçacık hız değeri birinciye göre çok daha düşük olarak ölçülmüştür. Deneylere ait yığın parçalanma derecelerinin aynı olmasını sağlamak için her iki deneyde de patlayıcı miktarı toplam 225 kg. olarak kullanılmıştır. Bu durum, kullanılan tekniğin parçalanma derecesini bozmadan parçacık hız değerini azalttığını göstermektedir. Çalışmanın farklı sahalarda ve çok sayıda deney ile desteklenmesi gerekmektedir.

SONUÇLAR

Bu çalışmada bir taş ocağında iki adet patlatma deneyi gerçekleştirilmiş ve 585,3 m. mesafeden, maksimum parçacık hız değerleri ölçülmüştür. Patlatma ve ölçüm yerleri aynı yerler olduğundan her iki deneyde de jeolojik faktörler aynı kalmıştır. Deneylerde patlayıcı miktarlarının da toplam 225 kg. olarak kullanılması sağlanmış ve böylece deneylere ait yığın boyut dağılımı değerlerinin de sabit kalması amaçlanmıştır. Maksimum parçacık hız değerleri, birinci deneyde 0,923 mm/s. olurken ikinci deneyde ise 0,512 mm/s olarak belirlenmiştir. İkinci deneyde parçacık hız değerinin daha düşük ölçülmesinin sebebi, patlatma deliklerinin patlama zamanına göre farklı patlayıcı miktarlarına sahip olmasından kaynaklanmıştır.

KAYNAKLAR

Adhikari, G. R., Theresraj, A. I., Venkatesh, S., Balachander, R., and Gupta, R. N. (2004). Ground vibration due to blasting in limestone quarries. *Fragblast—Int. J. Blasting Fragmentation,* **8** 85–94.

Aldaş, G. G. U., and Ecevitoğlu, B. (2008). Waveform analysis in mitigation of blast-induced vibrations. *Journal of Applied Geophysics,* Vol. 66, Issue: 1-2, pp. 25-30.

Aldaş, G. G. U. (2010). Explosive charge mass and peak particle velocity (PPV)-frequency relation in mining blast. *Journal of Geophysics and Engineering*, 7, pp. 223-231.

Ambraseys, N. R. and Hendron, A.J. (1968). Dynamic behavior of rock masses, rock mechanics. *In: Stagg and Zeinkiewicz (eds.). Engineering Practice,* John Wiley and Sons Inc., London, pp. 203–227.

Anderson, D. A., Winzer, S. R., and Ritter, A. P. (1982). Blast design for optimizing fragmentation while controlling frequency of ground vibration. *Proc. 8th Conf. on Explosives and Blasting Technique (*pp. 69–89*), New Orleans*.

Anderson, D. A. (1993). Blast monitoring: regulations, methods and control techniques: Comprehensive Rock Engineering, vol 4 (Oxford: Pergamon), pp. 95–110.

Blair, D. P. (2004). The frequency content of ground vibration. *Fragblast,* **8** 151–76.

Bollinger, G. A. (1971). Blast Vibration Analysis: Carbondale, IL: Southern Illinois University Press.

Chen, G., and Huang, S. (2001). Analysis of ground vibrations caused by open pit production blasts: a case study. *Fragblast—Int. J. Blasting Fragmentation,* **5** 91–107.

Dowding, C. H. (1985). Blast Vibration monitoring and control: Englewood Cliffs, NJ: Prentice-Hall.

Duval, W. I., and Fogelson, (1962). Review of criteria for estimating damage to residences from blasting vibrations*:* U.S. Bureau of Mines, RI 5868.

Ghosh, A. K., and Samaddar, A. B. (1984). Design of surface mine blast. *Min. Eng. J. Inst. Eng.,* (I), 52–57.

Hoshino, T., Mogi, G., and Shaoquan, K. (2000). Optimum delay interval design in delay blasting. *Fragblast—Int. J. Blasting Fragmentation,* **4** 139–48.

Langefors, and Khilström. (1978). The Modern technique of blasting: 3rd Ed, Halsted Press, 1978, Sweden.

Muller, B. (1997). Adapting blasting technologies to the characteristics of rock masses in order to improve blasting results and reduce blasting vibrations. *Fragblast.* **1** 361–78.

Muller, B., and Hohlfeld, T. H. (1997). New possibility of reducing blasting vibrations with an improved prognosis. *Fragblast,* **1** 379–92.

Persson, P. A., Holmberg, R., and Lee, J. (1994). Rock blasting and explosives engineering: (Boca Raton, FL: CRC Press) pp 365–7.

Ricker, N. H. (1977). Transient waves in visco-elastic: Media (Amsterdam: Elsevier).

Siskind, D. E., Stagg, M. S., Kopp, J. W., and Dowding, C. H. (1980). Structure response and damage produced by ground vibrations from surface mine blasting: USBM RI 8507.

Siskind, D. E., Crum, S. V., Otterness, R. E., and Kopp, J. W. (1989). Comparative study of blasting vibrations from Indiana surface coal mine: USBM RI 9226.

Siskind, D. E. (2000). Vibrations from blasting: (Cleveland, OH: International Society of Explosives Engineers).

Tripathy, G., and Gupta, I. D. (2002). Prediction of ground vibrations due to construction blasts in different types of rock. *Rock Mech. Rock Eng.,* **35** 195–204.

MONITORING OF MINE LANDSLIDE AND DEFORMATION USING SENTINEL-1 SAR DATA

SENTİNEL-1 SAR VERİLERİ KULLANILANARAK MADEN KAYMALARINI VE DEFORMASYONLARINI İZLEME

M. Çavur[1,], M. Camalan[2], H. Ketizmen[3], S. Agitoğlu[3]*

[1] Kadir Has University, Management Information System Department
*(*Corresponding author: mahmut.cavur@khas.edu.tr)*
[2] Middle East Technical University, Mining Engineering Department
[3] Silopi Elektrik Üretim A.Ş.

ABSTRACT

In this study, an original DInSAR method was used to monitor landslides and deformation in a coal mine area. The open-pit mine operation belonging to the Ciner Group in Silopi, Şırnak was selected fort he case study. Between 21 November 2017 and December 31, 2017, 2-month Sentinel-1 data were analyzed every 12 days and interferometric results were obtained. It has been shown that the DInSAR method can be used effectively in order to monitor the mineral movements by using satellite images. The results of the analysis were reported in mm and accuracy analysis was performed on the field. SNAP, Cygwin, and ArcGIS 10.4 software are used for reporting and analysis purposes. The maximum subsidence was measured by radar as 45 mm. The mean subsidence rate of one class was found to be 45 mm as landslide and 46 mm as uplift where cracks most severely developed. The proposed method is an effective method for mining in order to determine the effects that may occur as a result of landslides, displacement, and uplift caused by underground and surface mining.

Keywords: Landslide analysis, deformation analysis, sentinel-1 image analysis, mine accident analysis.

ÖZET

Bu çalışmada, madencilik alanında arazi kaymalarını ve çökmelerini izlemek için özgün bir DInSAR yöntemi kullanıldı. Şırnak'ın Silopi İlçesinde bulunan Ciner Gruba ait açık ocak kömür maden işletmesi çalışma alanı olarak seçildi. 21 Kasım 2017 ile 31 Aralık 2017 arasında 2 aylık Sentinel-1 verileri her 12 günde bir analiz edilerek interferometrik sonuçlar elde edildi. Uydu görüntüleri ile maden hareketlerinin izlenebilmesi için DInSAR yönteminin etkin bir şekilde kullanılabileceği gösterildi. Analiz sonuçları mm hassasiyette raporlanmış ve arazi de doğruluk analizi yapıldı. Analizlerde ücretsiz yazılımlar olan SNAP, Cywgin; raporlama için ise ArcGIS 10.4 yazılımları kullanıldı. Maksimum çökme maden kayması sonucu, 45 mm olarak DInSAR ile ölçüldü. Bir sınıfın ortalama çöküntü oranı, çatlakların en ciddi şekilde geliştiği yerde 45 mm kayma, 46 mm yükselme olarak tespit edildi. Yeraltı ve yer üstü madenciliğinin neden olduğu arazi çökmesi, kayması ve yer değiştirmesi sonucu oluşabilecek etkileri önceden tespit edip gerekli önlemleri almak adına tavsiye edilen yöntem madencilik için etkili bir yöntem olduğu bu çalışma ile ıspatlandı.

Anahtar Sözcükler: Heyelan analizi, deformasyon analizi, sentinel-1 görüntü analizi, maden kazaları analizi.

INTRODUCTION

Health and safety of miners are one of the most critical issues that have to be taken account by the managers, decision-makers of the mines and also by the governmental organization. There is various dangerous mine accident in the mine environment and on the periphery of the mine. Landslide and

subsidence are very common in the mine environment and they are not easy and practical to monitor this dangerous movement in real-time with the field experiments and techniques. Ground deformation and landslide measurements and stability of benches are critical issues for mining operations, mainly for open pit mines. The instability of the ground is a potential source of risks for the operation and miners. They constitute the production and enterprise costs. It is really critical to monitor and track the landslides and modeling them to prevent mine accidents (Steve and Kuipers, 2002). The current technology like GPS, radar, total stations, lidar, and its tools and techniques are not sufficient to track and model the wide environment of mine in a real-time manner. In addition, these field surveys are time-consuming, labor-intensive and costly. The point measurement method on the field is therefore difficult to achieve subsidence and deformation trends in the whole region and also requires extremely high human and financial resources. (Hebblewhite et al., 2000). Therefore, alternative technologies, tools, software, and techniques are required to analyze the land deformation and landslides before the mine accidents.

In recent years, the remote sensing technology and image processing are extremely developed and the data acquisition, storage, analysis are common and effective tools and techniques compared to traditional techniques and technologies. In addition, the type (e.g. Panchromatic, radar), temporal resolution (e.g. 1 day, 12 days), radiometric resolution (e.g. 8 bit, 16 bit), spatial resolution (eg. mm to km) meet the various type of requirements of mines for different purposes. Therefore, satellite data is used for various field like urban planning, agricultural planning, land use land cover (LULC) analysis and for monitoring purposes. It was successfully applied for measuring the subtle crustal deformations caused by earthquakes (Massonnet et al., 1993) and volcanoes (Jonsson et al., 1999), or by human activities such as groundwater pumping (Sneed et al., 2001), mining (Carnec and Delacourt, 2000), the reclamation of coastal land (Kim et al., 2005) and water level changes (Alsdorf et al., 2000). INSAR is one of the techniques that is applied for analysis of land deformation using satellite images. Interferometric synthetic aperture radar (InSAR) takes advantage of the phase difference between two complex SAR radar observations from slightly different sensor positions and extracts information on the surface of the earth (Veci, 2015). This technique is highly sensitive and high accuracy to monitor the changes in the field in time (Yuan, Wang, Fan, & Li, 2017). This interferometric phase enables the surface to be obtained from the digital elevation model (DEM) (Gama et al., 2017). The first generation of InSAR technology applied deformation measures is known as DInSAR (Differential Interferometric SAR), which was demonstrated with success using orbital data (Gabriel et al., 1989; Massonnet et al., 1993). Basically, Interferometry (DInSAR) can be applied to long-term slow surface deformation monitoring (Rodriguez et al., 1992, Carnec et al., 1996). The phase difference between two complex SAR images in the same area is the ophthalmology and soil displacement function. The resulting image is a SAR interferogram with differential information on ground displacement (Jung, Kim, Jung, Min, & Won, 2007). The DInSAR techniques exploit the information in the radar phase of at least two complexes SAR images acquired at different times in the same area, forming an interferometric pair (Crosetto, Crippa, Biescas, Monserrat, & Agudo, 2005). Even the method, tools and techniques provide information about the landslide and deformation, the accuracy and effectiveness of the methodology provide satisfactory results which are reliable for decision-makers. DInSAR is able to measure small deformations with high sensitivity, accurate from centimeters to millimeters (Crosetto et al., 2005).

A further significant improvement is the availability of C-band data from sensors on the satellites Sentinel-1A and 1B, Barra et al. (2016) and Barra et al (2017) use Sentinel-1 data for landslide monitoring and mapping. Napa Valley Earthquakes for which the surface deformation was analyzed using Sentinel-1 data (Veci, 2015). Another case study is applied at Pamir-Alai are in the Kyrgyz Republic for land deformation (Subasinghe & Hazarika, n.d.). In addition, Sentinel 1 amplitude is used for glacier surface velocity field measurement in time (Nascetti, Nocchi, Camplani, Di Rico, & Crespi, 2016). The most two common application of Sentinel 1 data and its techniques to understand and analyze the ground subsidence and landslides of the environment. Massonnet et al. (1997); Galloway et al. (1998); Jonsson et al. (1998); Amelung et al. (1999); Wicks et al. (2001); Hoffmann et al. (2001); Crosetto et al.

(2003); Lanari et al. (2004) are several researchers to analyze the ground subsidence and uplifts (Crosetto et al., 2005). The most relevant results are described in Carnec et al. (1996); Fruneau et al. (1996); Colesanti et al. (2003b), Hilley et al. (2004), and Delacourt et al. (2004) for monitoring of landslides in time (Crosetto et al., 2005).

Soil instability is frequent in mining, where rock mass movement and surface deformations can lead to slope instability or wall failure. The collapse of a slope can pose a risk to miners and equipment, to mining infrastructures, to disrupt mine planning and to increase production costs. This paper addresses the results of the application of the differential interferometric technique using Sentinel-1 satellite data to detect surface deformation processes before any mine accidents. The accuracy and reliability of these tools and techniques are satisfactory enough with the proposed methodology. A case study is applied to a real landslide occurred at the end of 2017 in the Silopi open-pit coal mine. The data provided by Sentinel satellites have been used in the period of two months starting from November 21, 2017, to December 31, 2017.

After literature research about the usage of Sentinel-1 for a natural disaster in Section 1, the methodology explained in detail in Section 2. In Section 3, a case study with the raw data and application of methodology are explained. The result is discussed and explained in more detail in Section 4. Finally, the methodology and result are summarized in the last Section.

METHODOLOGY

This monitoring research, carried out during 2 months, used 8 images of Sentinel-1 satellite to create the stack of interferograms. The acquisitions were obtained in Stripmap mode, ascending and descending orbits, 41.3° incident angle and 12 days revisit. The proposed methodology is unique and straightforward for the one who wants to analyze the Sentinel data for deformation, landslide, and subsidence. For the analysis of data, a free toolbox which is called SNAP is used. Also, Cygwin free software is used for the unwrapping of the stacked images. Finally, ArcGIS 10.4 is used for post-processing, classification, calculation and reporting purposes.

Figure *1* shows the methodology applied for Sentinel data analysis.

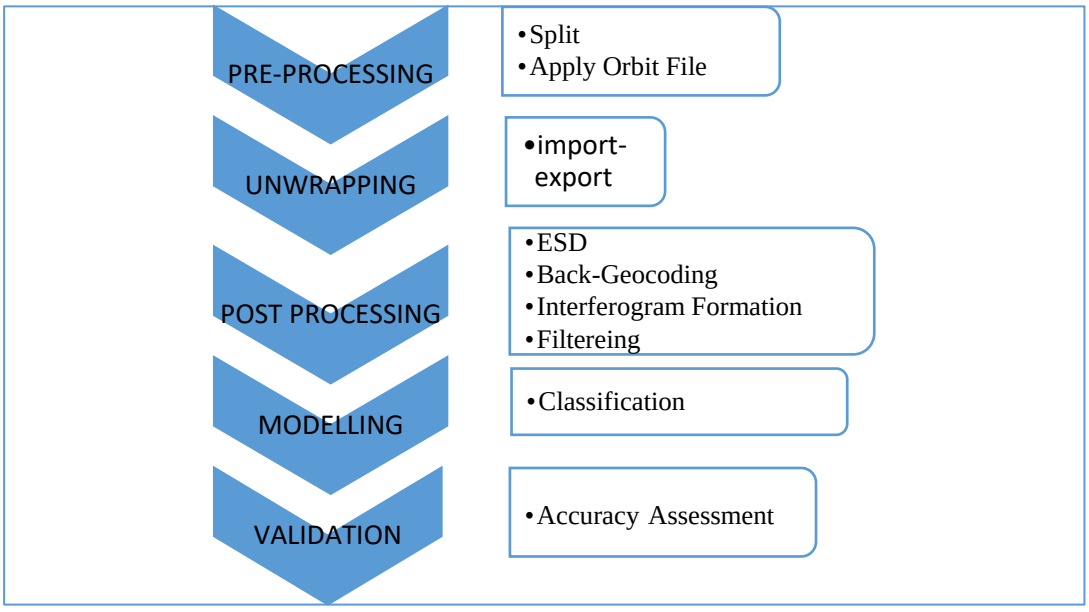


Figure 1. Methodology for Landslide Analysis

The methodology is composed of five main steps. The first one is the pre-processing and is applied to SNAP software. In this step, the raw data is split for the area of interest (AOI) and orbit file downloaded automatically on the web. In the second step, the stacked images unwrapped by using Cygwin. The following step includes the post-processes which include Interferogram formation and phase filtering and several other required processes. The next step is the Modelling that is the classification phase. The final step is the validation step. In this step, accuracy assessment is accomplished by using ArcGIS 10.4. Moreover, the reporting is achieved by ArcGIS tools.

STUDY AREA AND ANALYSIS

Data

The Interferometric Wide (IW) swath mode is the main acquisition mode over land for Sentinel-1 data. Sentinel-1 has six days revisit time and provides dual polarization which is vertical and horizontal. The Sentinel-1 imaging parameters are shown in Table 1.

Table 1. Sentinel-1 parameters (Esa, 2012)

Modes	Incident angle/^{o}	Resolution (m)	Width/km	Polarization
SM, Stripmaps	20 ~ 45	5 x 5	80	HH+HV, VH+VV, HH, VV
IW, Interferometric Wideswath	29 ~ 46	5 x 20	250	HH+HV, VH+VV, HH, VV
EW, Extra Wide swath	19 ~ 47	20 x 40	400	HH+HV, VH+VV, HH, VV

The area of interest is approximately a 3 x 3 km^2 that covers Silopi asphaltite coal mine in south-eastern Turkey, Anatolia region, located near Silopi city in Sirnak province. Figure 2 shows the analyzed area (blue polygon) in Silopi mine. This area of interest (

Figure *3*: red polygon) involves the mean features of the mine and also a new sector on the East of the mine which may correspond to a landslide area that could be of interest for Ciner Silopi mine. The area of interest covers the main key assets of the mine such as the open pit and the waste dumps. The scope of the DInSAR monitoring is to detect any kind of instability mainly in the open pit slopes. The analysis in the waste piles is focused in detecting the settlement of this kind of deposits, differential motion on its surface and also horizontal motion depending on their location (for example when they are located in slopes). This mining complex presents an intense dynamic ore extraction using explosives, bulldozers and large trucks, in which during the ore extraction process, the waste material is separated from the ore and deposited in piles. In turn, surface instabilities can be expected at any mining activity, in particular; open pit operations usually have significant areas of the extent and can also influence large portions of terrain adjacent to the pit crest. Rock mass movements and surface deformations potentially lead to slope instabilities or wall failures due to regular open pit mining operations.

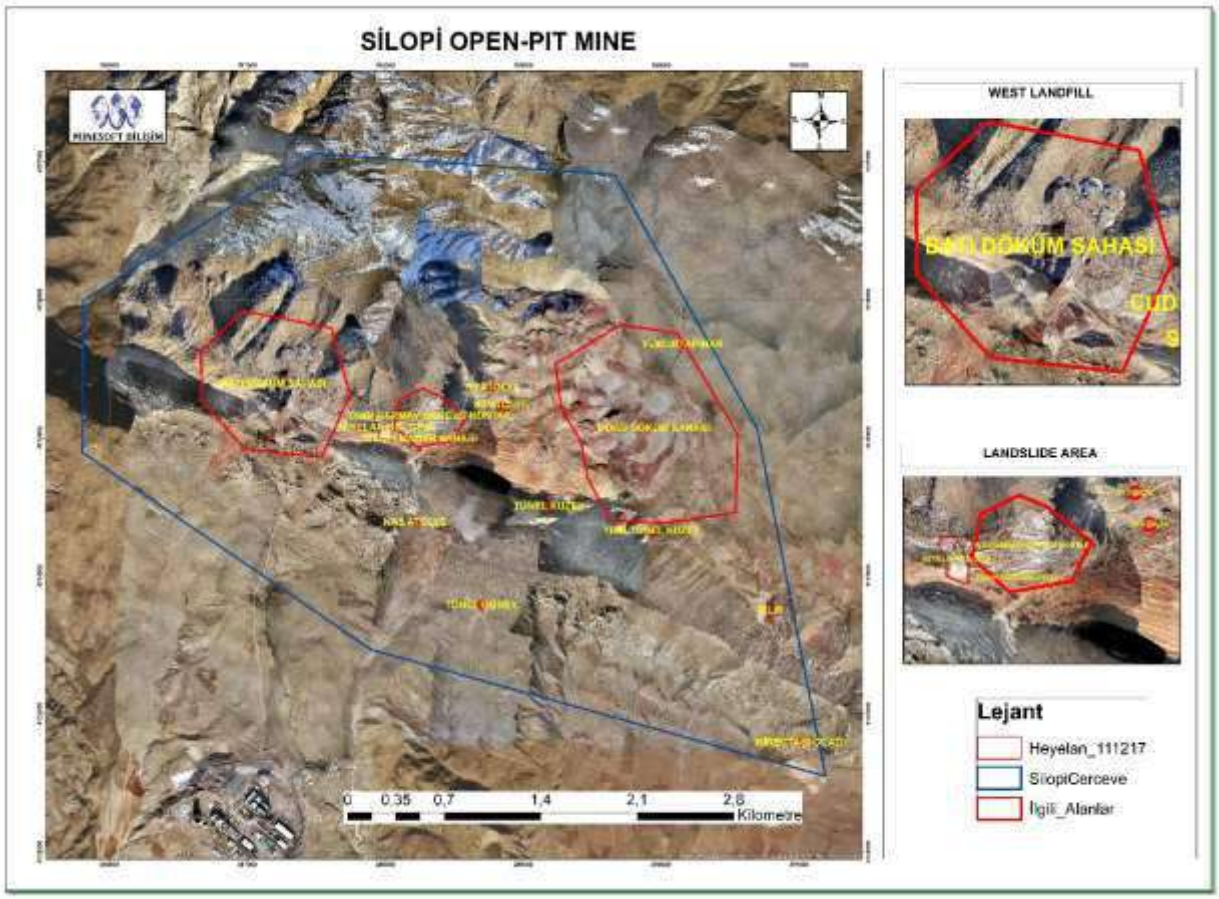


Figure 2. Sentinel-1 color composite image showing the study area with the open pit mines, waste piles and mining structures in the Silopi region.
(Batı Döküm Sahası: West Landfill Area; Heyelan Bölgesi: Landslide Area; Silopi Maden Sahası: Silopi Open-Pit Area; Heyelan: Landslide; SilopiCereceve: Border of Mine; İlgili_Alanlar: Area of Interets)

Figure 3. Main interets area in mine environment.

Archived Sentinel-1 data are downloaded from Open Sentinel Hub (https://scihub.copernicus.eu/dhus/#/home) to handle from November 21, 2017 to December 31, 2017.

Data Analysis

Two sets of 4 SENTINEL satellite radar images have been acquired over the AOI, one in ascending and the other in descending mode. The ascending and descending stack of images covers from November 21, 2017, to December 28, 2017. Temporal distribution of images and acquisition parameters for these two stacks are shown in the summary chart of Table 2 and Table 3. All interferograms were obtained by using a complex multi-look operation with 4 looks in range and azimuth.

Since DInSAR results from ascending and descending studies are obtained in the line of sight direction (LOS), positive values mean motion towards the sensor (depicted in shades of blue) whereas negative values mean moving away from the sensor (depicted in shades of red). To calculate the vertical displacement, LOS is multiplied by cos value which gives the vertical displacement. This affects how some displacements are represented on the map. In the case of landslides, depending on the orientation of the slope respect to the satellite color of the measurement will be represented as an approach or moving away from patterns.

Table 2. The acquisitions dates of the master and slave Sentinel-1 images and time interval relative to the master image.

Pair	Master	Slave	Mode	Days
1	22.11.2017	04.12.2017	Ascending	12
2	04.12.2017	16.12.2017	Ascending	12
3	16.12.2017	28.12.2017	Ascending	12
4	21.11.2017	03.12.2017	Desceding	12
5	03.12.2017	15.12.2017	Desceding	12
6	15.12.2017	27.12.2017	Desceding	12

Table 3. Data Properties used for Analysis

Satellite	Sentinel 1A
Type	SLC - IW - 8,9
Geometry - Track	Descending – 152 / Ascending – 145
Temporal Resolution	12 days
Resolution	5 x 25 m
Base Map	Orthophoto, Google Hybrid
Projection	ED50 UTM 38N

To estimate and remove the remaining phase and phase ramp from the unwrapped phase stack, the refining and flattening process required ground control points (GCP) to be carried out. The methodology mentioned above is applied to the ascending and descending images of the interested area and the result is shown in Figure 4 and

Figure *5*.

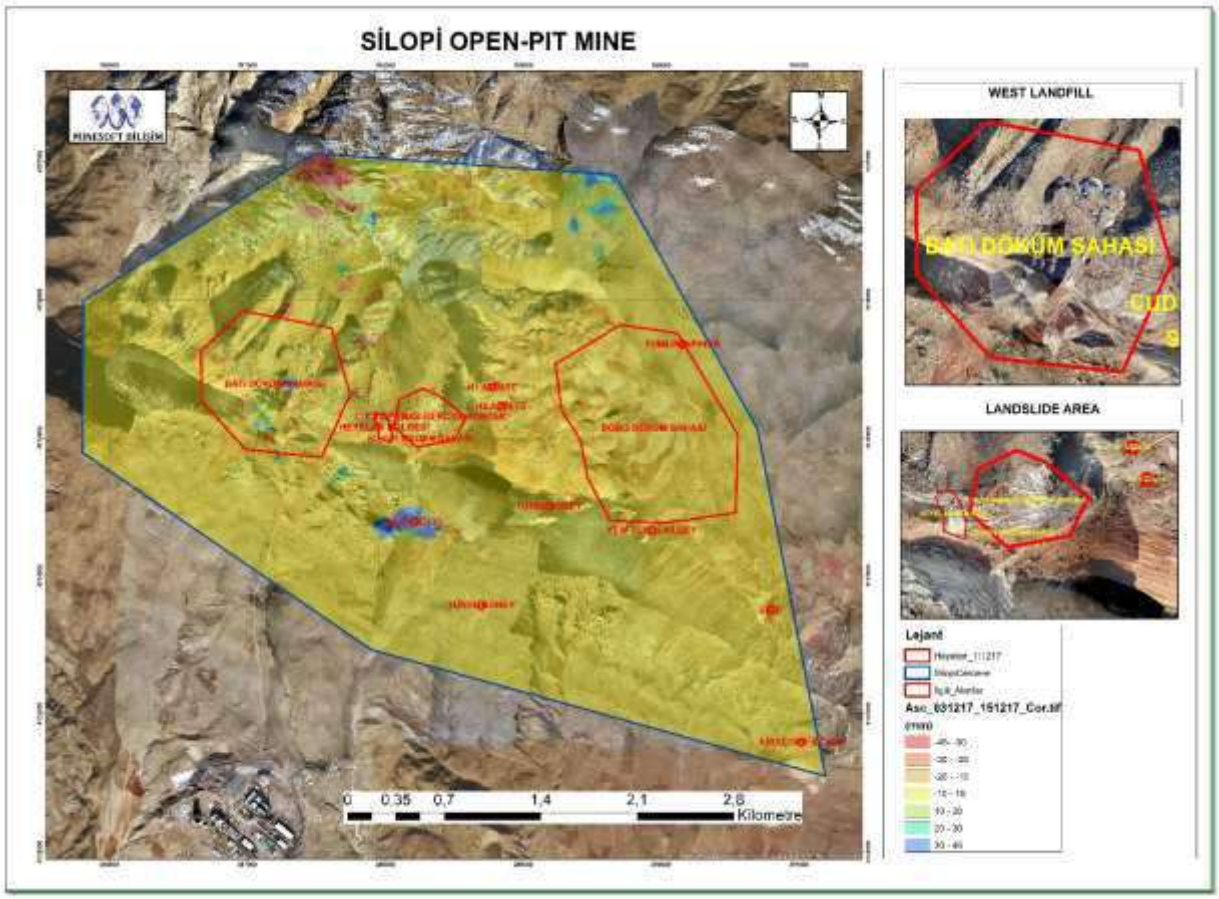


Figure 4. The Analysis Result

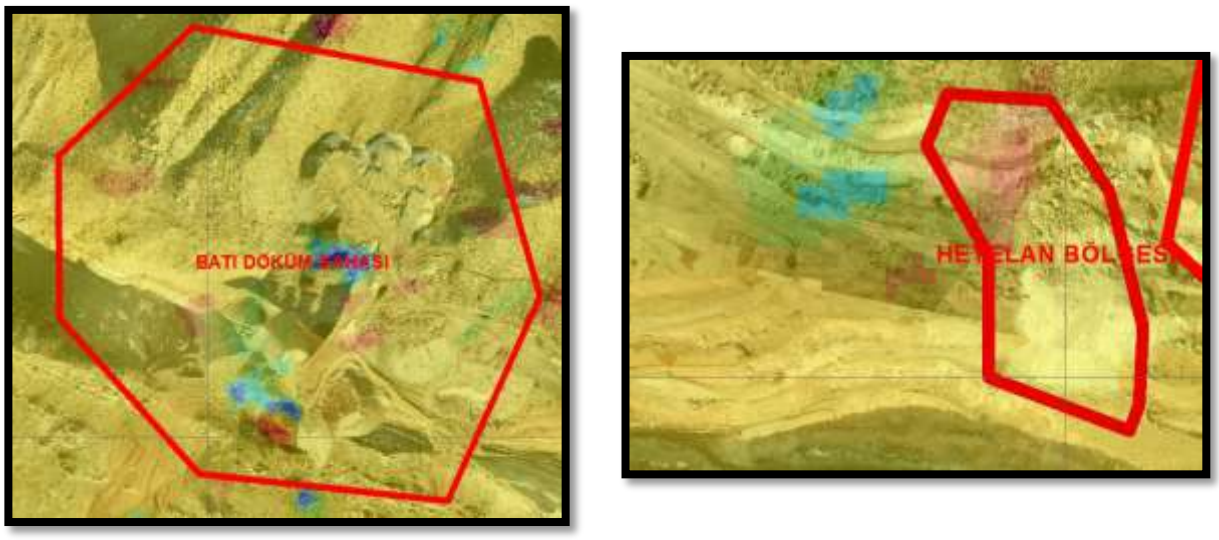


Figure 5. The analysis result for landslide and landfill area.

Standard DInSAR technique is applied to every interferometric pair listed in Figure 2, Figure *3*, Table 2 and Table 3. Figure 4 and

Figure *5* are the typical results based on the DInSAR technique using Sentinel-1 data. It is focused on the deformation of the mining area and superimposed the results on the optical image. It is clear that the area of interest has landslide seriously around the mine in the Silopi. This indicates the DInSAR technique is an effective means of monitoring land subsidence of mine. The radar data was taken on 21-22 November 2017, on which there was no sign of mining in the area where the serious deformation was shown in Figure 2. It indicates that the coal mine at the top right of the picture begins to excavate at the end of 2017. In the about 1 months of excavation, a mining point on the ground caused more than 45 mm deformation on an area of interest. Through the comparison, it is also shown that in the initial coal excavation, the land will have a greater collapse rate and the subsidence of the area will rapidly increase. With the development of mining activities, the rate of land subsidence and the area expansion would slow down. With the development of mine excavation activities, mining subsidence would cause a great impact on the surrounding environment. It is obvious that the land subsidence of the mining area has spread to the landfill area, West Landfill. In Figure 4 Red color represents the extent of the land subsidence exceeding 45 mm which would affect the safety of mine may cause major safety accidents. In Figure 4 and

Figure *5*, Red color represents the extent of the land subsidence exceeding 45 mm and blue color indicates the uplift, especially in West Landfill area. As a result, this methodology can give clues before and after the mine landslide, ground deformation, and subsidence.

CONCLUSION

The mine excavation activities could lead to land subsidence or ground deformation. Last several years, Turkey has several severe mine accidents which are really dangerous and fatal. In addition to that, the cost of mine operation is extremely increased with this type of accidents. Therefore, controlling and monitoring of the mine environment is not easy and practical with the traditional tools, techniques, and software. Fort hat reason, new technologies and a new type of data is really helpful in monitoring and controlling the mine environment continuously. Sentinel-1 and the other Sentinel Satellite data and related methodologies, tools, techniques, and software have been promising State-of-Art solution in order to prevent the high risky mine accidents. DInSAR technique can monitor the land subsidence using the phase information of SAR images. In this study, it is used Sentinel-1 interferometric radar data and related technologies and methodologies. This case study proves that the technology, data, and methodology is suitable for this kind of dangerous problems.
Further, to increase the reliability and accuracy, the number of satellite images should be increased up to 10. Not only the differences of 2 images but also at least 10 images should be analyzed. In addition to that, Sentinel-1, Sentinel-2 and Sentinel-3 images should be fusioned for a highly accurate result.

ACKNOWLEDGE

This study is realized with the support of Silopi Mine, Ciner Group, Istanbul, Turkey. They provide former reports and data for his study.

REFERENCES

Alsdorf, D.E., Melack, J.M., Dunne, T., Mertes, L.A.K., Hess, L.L., Smith, L.C., (2000). Interferometric radar measurements of water level changes on the Amazon flood plain. Nature 404, 174–177.

Barra, A., Monserrat, O., Crosetto, M., Cuevas-Gonzalez, M., Devanthéry, N., Luzi, G., & Crippa, B., (2017). Sentinel-1 data analysis for landslide detection and mapping: first experiences in Italy and Spain. Proc. of Workshop on World Landslide Forum, 201-208. Springer, Cham.

Barra, A., Monserrat, O., Mazzanti, P., Esposito, C., Crosetto, M., & Scarascia Mugnozza, G., (2016). First insights on the potential of Sentinel-1 for landslides detection. Geomatics, Natural Hazards and Risk, 7(6), 1874-1883.

Carnec, C., Delacourt, C., (2000). Three years of mining subsidence monitored by SAR interferometry, near Gardanne, France. Journal of Applied Geophysics 43, 43–54.

Carnec, C., et al., (1996). "Two examples of the use of SAR interferometry on displacement fields of small spatial extent." Geophysical Research Letters, 23(24): 3579-3582.

Gabriel, A.K., Goldstein, R.M., Zebker, H.A., (1989). Mapping small elevation changes over large areas: differential SAR interferometry. J. Geophys. Res. 94, 9183–9191.

Hebblewhite, B., et al., (2000). Regional horizontal surface displacements due to mining beneath severe surface topography. 19th Int. Conf. on Ground Control in Mining.

Jonsson, S., Zebker, H.A., Cervelli, P., Segall, P., Carbeil, H., Mouginis-Mark, P., Rowland, S., (1999). A shallow-dipping dike fed the 1995 flank eruption at Fernandina Volcano, Galapagos: observed by satellite radar interferometry. Geophysical Research Letters 26 (8), 1077–1080.

Kim, S.W., Lee, C.W., Song, K.Y., Min, K.D., Won, J.S., (2005). Application of L-band differential SAR interferometry to subsi- dence rate estimation in reclaimed coastal land. International Journal of Remote Sensing 26 (7), 1363–1381.

Massonnet, D., Rabaute, T., (1993). Radar interferometry — limits and potential. IEEE Transactions on Geoscience and Remote Sensing 31, 455–464.

Massonnet, D., Rossi, D.M., Carmona, C., Adragna, F., Peltzer, G., Feigl, K., Rabaute, T., (1993). The displacement field of the Landers earthquake mapped by radar inter- ferometry. Nature 364, 138–142.

Rodriguez, E. and J. Martin, (1992). Theory and design of interferometric synthetic aperture radars. IEE Proceedings F (Radar and Signal Processing), IET.

Sneed, M., Ikehara, M., Balloway, D., Amelung, F., (2001). Detection and measurement of land subsidence using global positioning system and interferometric synthetic aperture radar, Coachella Valley, California, 1996–1998. Water-Resources Investigations Report 01-4193, US Geological Survey, USA.

Steve, B., Kuipers, J., (2002). Technical report on underground hard- rock mining: subsidence and hydrologic environmental impacts. The center for Science in Public Participation, pp. 2–41.

OPTIMIZED DESIGN OF DRILLING AND BLASTING OPERATIONS IN OPEN PIT MINES UNDER USING NEW SOFTWARE

E. Moosavi[1,] *, A. Khosravi[1], R. Shirinabadi[1]

[1] *Department of petroleum and Mining Engineering, South Tehran Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran*

(*Corresponding author: Se.Moosavi@yahoo.com; Se_Moosavi@azad.ac.ir)

ABSTRACT

The purpose of drilling and blasting operations in surface mining is rock fragmentation. Drilling and blasting are the two key components in the overall rock fragmentation system, the first element of the ore extraction process. State-of-the-art software and computer technology provides a vehicle for a new approach to designing and verification of blasting patterns and training of professionals in this area of mining. The objective of this paper is to discuss the use of 3-D computer graphics to improve the understanding of the challenges facing drill and blast operations and describe technologies available for drill and blast planning in surface mining. It is postulated that this approach will have a positive impact on future students, researchers, and mine operators by improving their ability to use techniques, skills, and visually rich tools in solving and documenting mining engineering problems. It is postulated that this approach will have a positive impact on future students, researchers, and mine operators by improving their ability to use techniques, skills, and visually rich tools in solving and documenting mining engineering problems.

Keywords: Blasting, drilling, software, optimized, open pit mines

INTRODUCTION

Use of open pit methods for extraction of large low-carat deposits has increased over the past decades. This increase can be attributed to the need of industries for raw materials, advancement of technology, use of giant machinery, and the decrease and extraction of high-carat minerals. In open pit mining, collection of tailings and harvest of minerals are carried out through a method of bench creation known as bench blasting, which could be considered one of the most important blasting methods for blasting one or several rows of vertical or almost-vertical holes with a free surface. Most blasting operations can be carried out through bench blasting. For instance, in tunnel drilling, following the first cut the rest of the operation is carried out in the form of bench blasting.

The goal of bench blasting in open pit mining is to ensure satisfactory fragmentation and minimize side effects at the lowest cost. Collection, storage, organization, and analysis of information required for blasting are complicated and time-consuming in selecting the best economic and technical option. There are several methods for taking the aforementioned steps, and eventually the most suitable method for presentation of a drilling and blasting model is introduced. (Hustrulid, 1990). These methods include manual design methods and simple/sophisticated design methods. Under current conditions factors such as time, speed, and precision play a significant role in mining projects. Hence, it could be stated that since manual design are time-consuming with low precision, their preparation sometimes leads to the loss of economic opportunities for mine owners (Goodman, 1989).

Therefore, the use of computers in the mining industry has increased drastically in recent years. The speed of calculations, high precision, and possibility of achievement of solutions by changing initial

information as quickly as possible are the advantages of computer design over manual design methods. Accordingly, software products such as PITBLAST (developed in 2003 for determining pitting and blasting models), DELPAT (developed in 1997 for controlling, organizing, and analyzing drilling and blasting of surface mines), and SPE (developed in 2006 for selecting the equipment for production operations in open pit mining) are examples of attempts made to this end. There is a software product under development, which was designed for Windows 7 using Visual Basic and can model drilling and blasting patterns using Lopez's proposed measure (Lopez et al. 1995) in AUTOCAD.

This software recommends a drilling diameter based on production level and rock mechanical properties, and design parameters (including rock load thickness, distance between pits in a row, number of pits, charging, etc.) which depend on drilling and blasting diameter are among the goals of the software under development. Another goal of this software is to calculate rock mechanical properties based on Bieniawski (1976) classification, geological and geotechnical surveys of the region (Deere and Miller, 1966), and operational conditions, and to model them in AUTOCAD to enable the user obtain initial information on the technical and economic status and optimality of blasting operations based on the region's simulated model.

INTRODUCING AND EXPLAINING THE SOFTWARE UNDER DEVELOPMENT

This computer program is being designed for controlling, organizing, and analyzing drilling and blasting of surface mines and can be used in open mines for development of a complete drilling and blasting model in the form of a 2F simulated model of the region in accordance with the region's geological and geotechnical conditions via its connection to AUTOCAD. It is a very simple and understandable software product with special graphical features. The main menu of this software for the input of information is depicted in Figure 1. As seen in this figure, the software under development is being designed with the following two components. The component for calculation and presentation of a pitting and charging model for open pit mines.

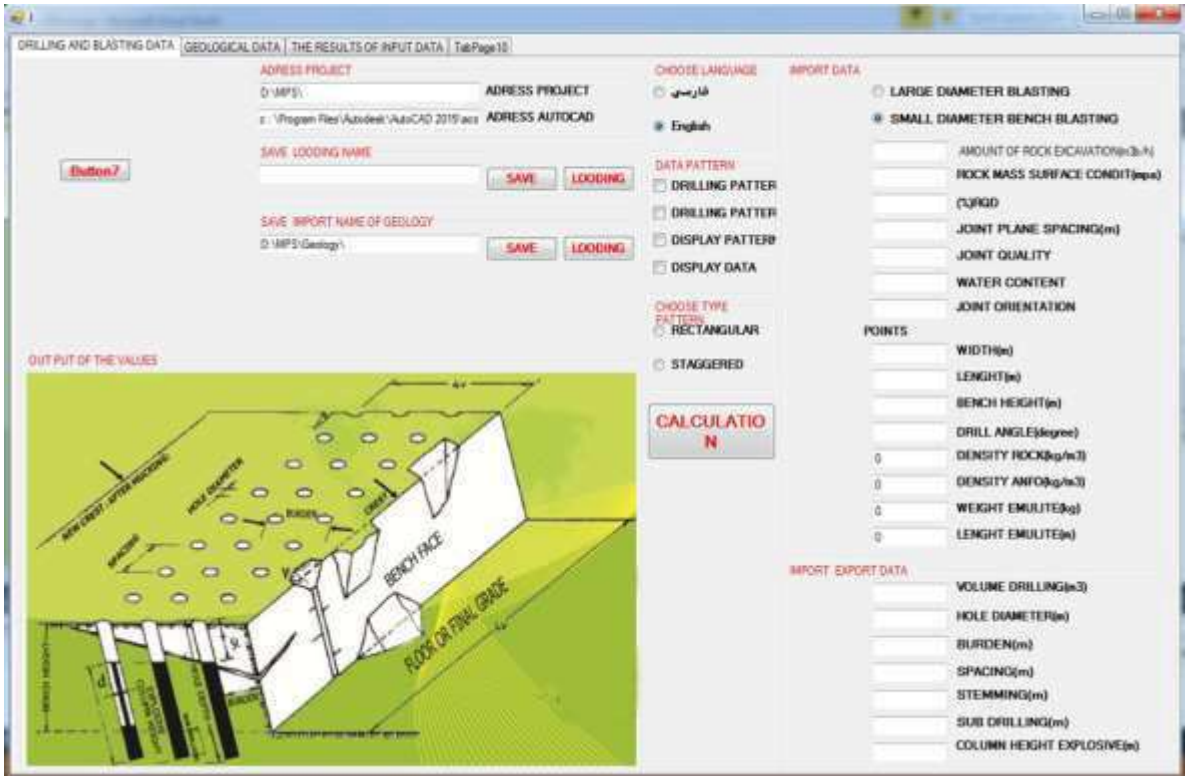


Figure 1. First part of the software under development

Drilling and Blasting Model

The first part of the software being developed is dedicated to development of a drilling and blasting model and the associated parameters in open pit mines. Since this software is being coded based on Lopez's proposed measure knowing that this proposed measure determines drilling diameter based on rock compressive strength and hours of production, it defines scores for Bieniawski classification of rocks for calculation of uniaxial rock compressive strength, and the sum of these scores is considered the uniaxial compressive strength (Vafayian, 2008).

After entering information, selecting the drilling model, and displaying the results, the results menu including output data to be exported to AUTOCAD software and to draw the resulting pitting model, and prepare a report on design parameters (such as pit diameter, rock load thickness, distance between rows of pits, stemming, over-drilling, charging level, extracted rock volume, extent of special drilling operations, special charge level, number of pits, etc.) is displayed. It is worth stating that many factors and parameters such as the region's geotechnical conditions, explosives properties, drilling machinery, the post-blasting required distribution of rock particles, etc. affect the design, and variation of each of these factors leads to changes of pitting models. Hence, in addition to the software recommendations drilling diameter, rock load thickness, distance between rows of pits, stemming, and over-drilling can be changed manually to allow for their variations based on the pitting model.

It is hope that this work can provide reference for similar work in other areas. this study shows that the research of geologic constrained 3D gravity and magnetic modeling has potential value in the aspects of deep mineral exploration and mineral reserves estimation.

Geological Data

As we know, a construction and mining project requires a series of geological and geotechnical surveys of the region before any operation. These studies are conducted and analyzed by geologists in mines throughout survey operations. One of the applications of this information is its effect on arrangement and geometry of pits and type of charging. Mine workers and authorities examine the geological and geotechnical information on the region as one of the factors influencing the choice of harvest method, selection of drilling machinery, choice of explosives, etc. (Protodyakonov, 1962).

Therefore, in designing this software it is tried to provide the user with geological information of the region and the possibility of entering information into the software under development to allow for calculation of results in the form of a Notepad file linked to AUTOCAD. The results will be placed on a previously designed drilling model to enable the designer manage and decide on the best pitting and charging model based on the pitting model and geological surveys of the region simulated in AUTOCAD software. Geological and geotechnical surveys of the region include identification of batches of joints, faults, main joints, stratifications, etc. (Fig. 2).

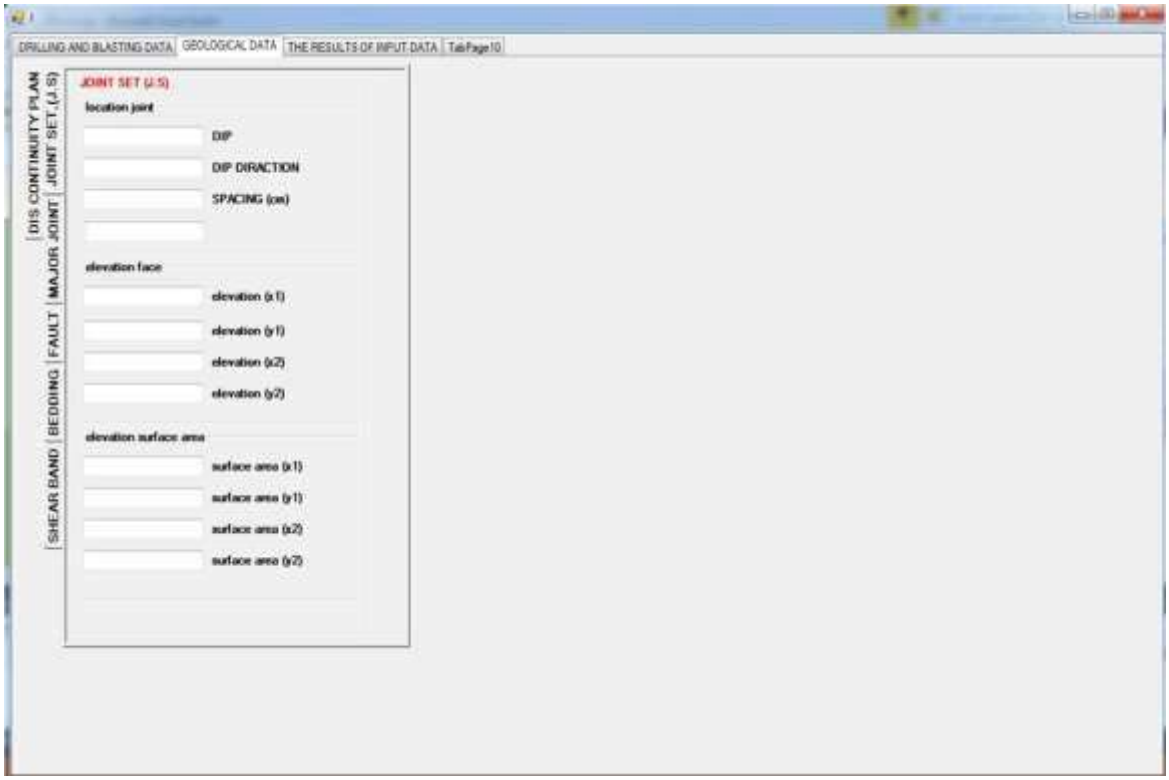


Figure 2. Second part of the software under development

Advantages of The Software Under Development

Since geological and geotechnical factors as well as rock mechanical properties immensely influence the results of explosions, a review of some of the software products mentioned in the Introduction of section of this paper reveals that these factors have extremely minor effects. Hence, the advantages of the software under development are mentioned in the following:

- Selecting pit diameter based on hourly production and rock uniaxial compressive strength.
- Selecting the work front.
- Dependence of design parameters on pit diameter.
- Observing the effect of geological and geotechnical factors of the region.
- Effect of rock mechanical properties based on Bieniawski's classification.
- Possibility of changing design parameters.
- Modeling the drilling and blasting models and geological and geotechnical surveys of the region in AUTOCAD.

Case Study

We assess the solution strategy scheme on a real mine block. The deposit which is the largest Iron ore deposit known in central part of Iran, about 115 km southeast of Yazd City and 65 km north west of Chadormalu Iron ore mine (55° 15′–55°45′E, 32°15′–32°25′N) (Fig. 3). The total amount of mineable ore reserve is about 400 Mt from which 80 % is situated in the three northern anomalies.

Petrography studies on the mine rocks shows that major rocks in Chadormalu mine area are Metasomatite, Albitite, Diorite, Magnetite and Hematite. The iron ore concentrate contains about 68%

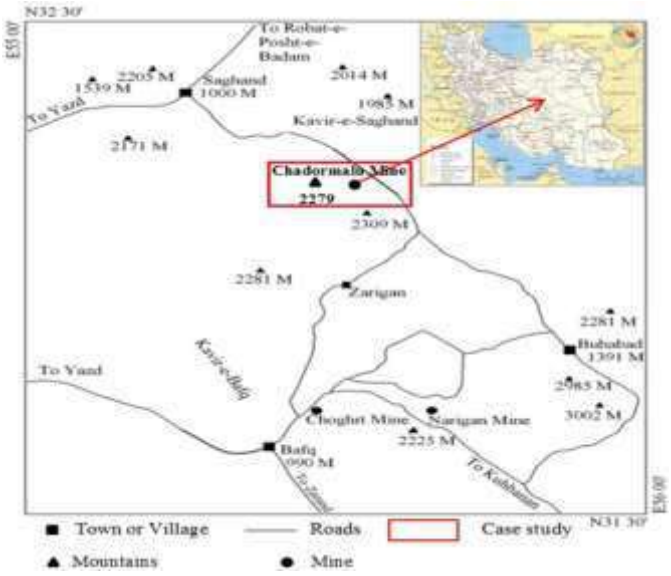
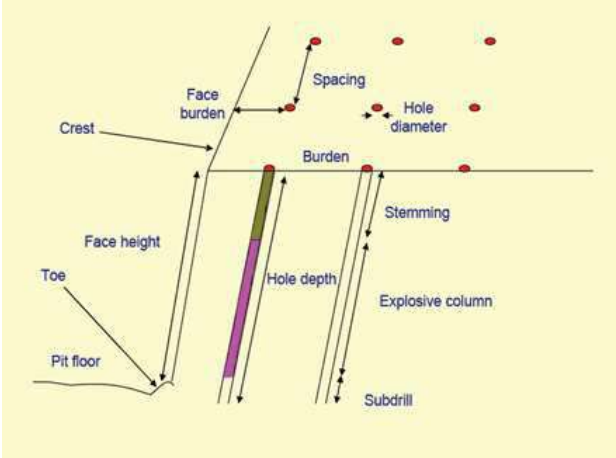


Figure 3. The geographical location of the Chadormalu Iron ore deposit



Figurer 4. Chadormalu drilling fleet

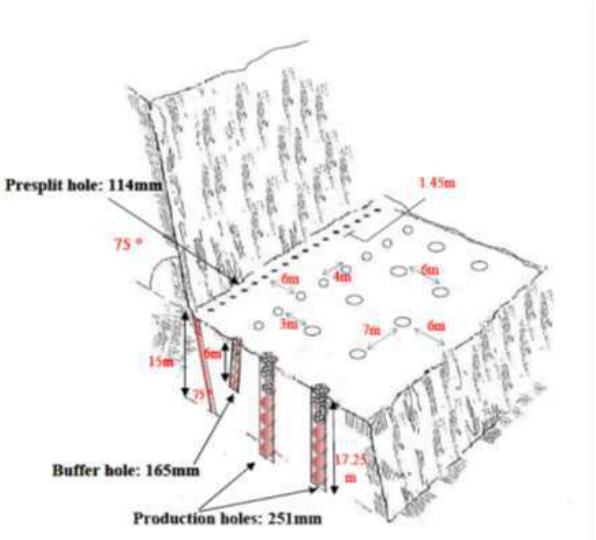


Figure 5. A schematic illustration showing drilling and blasting design in Chadormalu mine

Comparing Manual and Computer Methods in Chadormalu Iron Ore Deposit

Design of an optimal drilling and blasting model for the Chadormalu Iron ore mine calls for information obtained through geological studies, field surveys, and experimental work (including the uniaxial rock compressive strength test, rock physical properties test, etc.). Properties of explosives and specifications of drilling machinery required for pitting in this mine were also collected. Table 1. summarizes the results of these investigations and experiments.

Precision and flexibility of computer design are higher than manual design, and due to the high flexibility of this software it can be easily used under varying operational conditions. On the other hand, preparation of information is more difficult in manual designing, which requires a longer information collection and calculation time. These pitfalls are observed mainly when trying to determine rock load thickness. In both design methods, equal attention is paid to the geotechnical conditions of the region and rock mass geo-mechanical properties. Therefore, in computer design the explosion type is selected based on geotechnical conditions. Table 2. presents result of statistical calculations of Chadormalu Iron ore mine.

Table 1. Summary of information obtained from Chadormalu Iron ore deposit

Parameter	Value	Unit
Total rock Excavation	250000	m^3
Project duration	365	*Year*
Rock mass surface Condit.	170	*MPa*
RQD	80	%
Joint plane spacing	1>	*m*
Joint quality	1>	*m*
Water content	dry	-
Joint orientation	Dip into face	-
Bench height	8	*m*
Hole inclination	90^3	*degree*
Rock specific Gravity	3.6-4	Kg/m^3
Hole diameter	4	*in*
Burden	2.5	*m*
Spacing	3.5	*m*
Stemming	3	*m*
Sub drilling	1.5	*m*
Drilling pattern	rectangular	-
Column charge (ANFO)	36	*Kg*
Bottom charge (Emulite)	1250	*gr*

Table 2. A summary of results of calculations in designing a pitting and blasting

Design parameters	Symbol	Range of data
Hole diameter (mm)	D	89
Burden (m)	b	3.12
Spacing (m)	S	3.6
Stemming (m)	St	2.67
Sub drilling (m)	j	1.67
Pinch the bottom of the hole (m)	LF	6.4

CONCLUSIONS

As stated, human's need for computer has increased in all professions due to the high speed and precision of computer-based calculations and the mining industry is not an exception. If this 2D software is transformed into a 3F software, geological and geotechnical conditions of the region will also be displayed in the 3D state on the drilling site and it will be possible to use blasting methods to obtain a simulated model of the region.

It is worth stating that following the first explosion, based on the output of this software the results of explosion including fragmentation, ground vibration, fly rock, back break and misfire will be recorded and analyzed. If the results of explosion are not satisfactory, this information is modified to obtain the optimum blasting condition with high precision and speed. Accordingly, it could be stated that following completion of this software world's biggest mines, which purchase expensive equipment and facilities to ensure optimal explosions and scan the extracted benches, can obtain the same optimal results at a lower cost.

Mining engineers benefit from this progress, as parallel advancements in mining software help them to visualize the complexity and spatial distribution of rock strata parameters, allowing them to make engineering changes, and to test or compare new concepts even before the field action is taken.

References

Bieniawski, Z.T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. In Exploration for rock engineering, *proc. of the symp*., Cape Town: Balkema, 1, 97-106.

Deere, D.U, Miller, R.P. (1966). Engineering classification and index properties for intact rock, *Air force weapons laboratory technical report*, AFWL-TR, Kirtland Base, New Mexico, 65-116.

Goodman, R.E. (1989). Introduction to rock mechanics. Second Edition, *John Wiley and Sons,* New York, 288.

Hustrulid W. (1990), Blasting Principles for Open Pit Mining, Vol l, A.A. Balkema/Rotterdam

Lopez, J.C, Lopez, J.E, Ayala, Carsedo, F.J. (1995). Drilling & Blasting of Rocks, *A. A. BALKEMA*

Protodyakonov, M.M. (1962). Mechanical properties and drillability of rocks, *In: Proceedings of the fifth US rock mechanics symposium*, pp. 103–18.

Vafayian, M. (2008). Rock properties and engineering: theories and applications. *Arkan Danesh Publications*, 49-52.

ÖZDÜZENLEYİCİ HARİTALARININ (SOM) NADİR TOPRAK ELEMENTLERİNİN VERİ ANALİZİNDE UYGULANMASI

APPLICATION OF KOHONEN SELF-ORGANIZING MAPS (SOM) IN EXPLORATORY DATA ANALYSIS OF RARE EARTH ELEMENTS DEPOSIT

G. Ertunç

Hacettepe University, Department of Mining Engineering
(gertunc@hacettepe.edu.tr)

ÖZET

Veritabanı doğrulanmasından sonra, maden kaynak kestirimi öncesinde veri analizi oldukça önemli bir aşamadır. Jeolojik yorum ile beraber homojen jeolojik zonların belirlenmesi doğru bir variogram analizinin, ve dolayısıyla kaynak kestiriminin temelidir. Değişkenin tek bir populasyondan gelmesi, durağanlık varsayımının ihlal edilmemesi kestirim için gerekliliktir. Veri analizi çoğunlukla tek değişkenli ve çok değişkenli olmak üzere iki gruba ayrılabilir. Tek değişkenli analizler bir değişkene ilişkin istatistikler üretirken, çok değişkenli durumlarda birkaç değişken arasındaki ilişki ortaya konur. Bu çalışmada, doğrusal olmayan boyut küçültme tekniğine ait Özdüzenleyici Haritalar'ın – veya Kohonen Haritaları – (*Self Organizing Maps*, SOM) çok boyutlu nadir toprak elementleri (NTE) veri tabanında uygulanması sunulmuştur. Bu teknik genellikle görselleştirme ve yorumlama ile çok büyük veritabanlarında değişken seçimi için kullanılır. SOM tekniği ile, nispeten karmaşık ve çok boyutlu bir veritabanında yararlı bilgi elde etmek son derece anlaşılır niteliktedir. Bu çalışmada iki adet NTE veri seti kullanılmıştır. İlk olarak, Wyoming petrol ve gaz sahalarında jeolojik formasyonların majör, minör, iz ve NTE konsantrasyonunu içeren kamuya açık veriler kullanılmıştır. İkinci veri seti, Türkiye'de bulunan NTE sahasının verileridir. Çalışmada kapsamlı SOM sonuçları detaylı olarak verilmiş ve ilginç sınıflandırma ve homojen jeolojik zon olasılıkları tartışılmıştır.

Anahtar Sözcükler: nadir toprak elementleri, veri analizi, özdüzenleyici haritalar, kohonen.

ABSTRACT

Exploratory data analysis (EDA) has vital importance in resource estimation which involves improving the understanding of the domains. Sound geological interpretation of domains are the foundation for reliable variogram analysis - the basis of geostatistical estimation. This implies no mixing of populations occurs, as this violates the assumption of stationarity necessary for geostatistical estimation. EDA can be mainly divided into 2 groups: univariate and multivariate. The univariate representations produce representations of one variable while the multivarivate representations try to show the relationship between several variables. In this study, Self Organizing Maps which belong to a Non-Linear Dimensionality Reduction technique is presented in multidimensional rare earth elements (REE) database. This technique is typically used for visualization and interpretation, as well as variable selection in very large databases. Two REE datasets are used in this study. First, publicly accessible data that include major, minor, trace and REE concentration of geologic formations in Wyoming oil and gas fields. Second data is from REE deposit located in Turkey. Comprehensive SOM results are given in detail and interesting clustering schemes are discussed.

Keywords: rare earth elements, exploratory data analysis, self organizing maps, kohonen maps.

GİRİŞ

Açınsayıcı veri analizi (Exploratory Data Analysis, EDA), sahadan toplanan verilerin analizinde hayati bir ilk adımdır. İstatistiksel birçok hesaplamalar sonucunda ortaya çıkan değerler, ilgili özniteliklere göre yapılan varsayımları kontrol edilmesine olanak sağlar. Ayrıca, hataların tespiti,

öznitelikler arasındaki ilişkileri belirlemek ve değerlendirmek mümkündür. Veri analizi genellikle iki grup halinde özetlenir. Birincisi, grafiksel olmayan veya grafiksel; ikincisi, tek değişkenli veya çok değişkenlidir. Grafiksel olmayan yöntemler genellikle özet istatistiklerin hesaplanmasını içerirken, grafiksel yöntemler verileri açıkça şematik bir şekilde özetler. Tek değişkenli yöntemler, adından da anlaşılacağı gibi, bir özniteliğe karşılık gelirken, çok değişkenli yöntemler öznitelikler arasındaki ilişkileri de hesaba katacak şekilde iki veya daha fazla öznitelik ile ilgilenir.

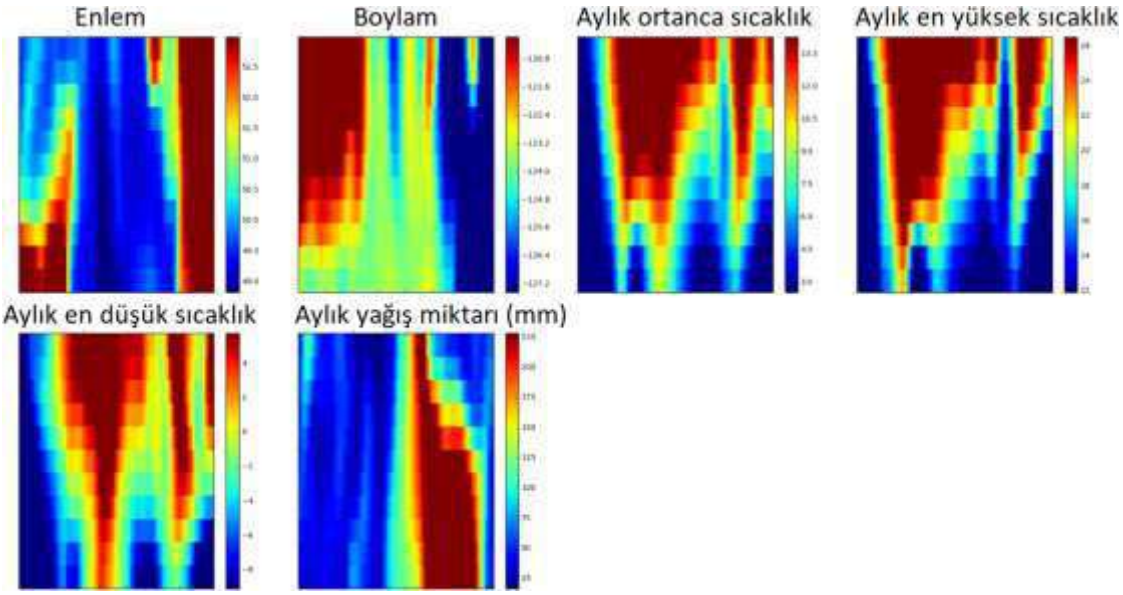
Homojen jeolojik zonlar, güvenilir kaynak tahmininin temelidir. Bu zonların homojenliğini sağlamak adına atılacak ilk adım verilerin dikkatle istatistiksel olarak incelenmesidir. Homojen jeolojik zonlar, verilerin tek bir istatistiksel popülasyona ait olduğunu; ortalama ve varyansın bölge boyunca tutarlıve sabit olmasını ve tenör sürekliliği yönelimine sahip olduğunu varsayar. Çok değişkenli durumlarda, tüm öznitelikler için doğrulanması önemlidir. Saçınım grafikleri ve korelasyon katsayıları, ilişkileri incelemede faydalı araçlardır. Saçınım grafiği eşleştirilmiş verileri doğrudan karşılaştırıp özellikler arasındaki korelasyonun görselliğini sağlarken; korelasyon katsayısı ilişkiyi ölçebilir. Ayrıca, aykırı değerler sonuçları etkileyebildiği için nitelikler arasındaki ilişkilerin doğru bir şekilde anlaşılması için her iki sonuca da bakmak önemlidir. Klasik yaklaşımlarla, polimetalik yataklarda veya nadir toprak elementlerinde olduğu gibi yüksek boyutlu veritabanlarında, veri analizini çok değişkenli yönleri ile ortaya koymak oldukça karmaşık ve bazı ilişkilerin gözden kaçmasına sebep olacak nitelikte olmaktadır.

Doğrusal olmayan boyut azaltma (*Non-linear size reduction technique*) yöntemlerinden sayılabilecek Özdüzenleyici Haritalar - veya başka bir adıyla Kohonen Ağları - (*Self Organizing Maps*, SOM) tekniği ile nispeten karmaşık çok boyutlu bir veritabanında yararlı bilgiler elde etmek son derece basittir. Kümeleme ve boyut küçültme teknikleri, birçok değişken içeren yüksek boyutlu verilerin grafiksel gösterimlerini oluşturmaya yardımcı olur. Bu çalışmada, yüksek boyutlu veritabanlarındaki uygulanması sunulmuştur. SOM uygulaması için R yazılımında kohonen paketi ile derlenen algoritmaya girdi parametreleri için iki farklı NTE veri seti kullanılmıştır. Birincisi, Wyoming petrol ve gaz sahalarında jeolojik formasyonların majör, minör, iz ve NTE konsantrasyonunu içeren kamuya açık veriler; ikinci veri seti ise, Türkiye'de bulunan NTE sahasının verileridir. Çalışmada kapsamlı SOM sonuçları detaylı olarak verilmiş ve ilginç kümeleme sonuçları ortaya çıkmıştır. Çalışmada önce SOM haritalarına ilişkin detaylı açıklama ve algoritmaya ilişkin detaylar sunulmuş, daha sonra durum çalışmaları uygulamaları sunulmuştur. Son bölüm tartışma ve önerileri içermektedir.

ÖZDÜZENLEYİCİ HARİTALAR (SOM, KOHONEN AĞLARI)

Kohonen (1982, 2001) tarafından önerilen Özdüzenleyici Haritalar (SOM), açınsayıcı veri analizinde kümeleme ve görselleştirme tekniği olarak yaygın bir şekilde kullanılmaktadır. SOM'lerin temel amacı, gerçek mesafeleri ne olursa olsun topolojiyi koruyarak karmaşık bir yüksek boyutlu verileri daha basit, düşük boyutlu (tipik olarak iki boyutlu) bir dikdörtgen veya altıgen ızgaraya çıktı haritasına dönüştürmektir (Holmbom vd. 2011; Larose 2005). SOM, girdi ve çıktı katmanlarından oluşan iki katmanlı bir yapay sinir ağı yapısıdır. Çıktı ızgarasındaki düğümlerin koordinatları giriş verilerindeki istatistiksel özelliklerin göstergesidir (Haykin, 2005). Temel bileşen analizi ve çok boyutlu ölçeklendirme gibi iyi bilinen boyut küçültme tekniklerine benzerler ancak bir takım farklılıklar barındırırlar. SOM prosedürü parametrik değildir ve değişkenlerin dağılımı hakkında varsayımlarda bulunmaz ve değişkenler arasında bağımsızlık gerektirmez (Mazanec, 1995; Wang ve Wang 2002). Temel olarak, bir SOM, bir girdi katmanıyla beslenen, bazen Kohonen katmanı olarak da adlandırılan gizli katman olan ayrık, düzlemsel bir nöron ızgarası yapısındadır. Topolojik harita olarak bilinen bu harita biçimi iki önemli özelliğe sahiptir: Her temsil veya işleme aşamasında, gelen her bilgi parçası düğüm noktası komşuluklarında tutulur. Yakından ilgili bilgi parçalarıyla ilişkilendirilen nöronlar, kısa sinaptik bağlantılarla etkileşime girebilmeleri için birbirine yakın bulunur.

Şekil 1’de, enlem, boylam, aylık ortanca sıcaklık, aylık en yüksek ve en düşük sıcaklık ve aylık yağış miktarını içeren bir veri setine uygulanmış örnek bir SOM çıktısı verilmektedir.



Şekil 1. Örnek bir SOM çıktısı

Şekil 1'deki özniteliklere ilişkin ayrı ayrı tematik hale getirilmiş her harita, SOM ızgarası tarafından öğrenilen tek bir özelliğin veya veri sütununun yoğunluğunu temsil etmektedir. Tematik haritaların her biri veri setindeki bir değişken ile ilişkidir ve haritalar bütün olarak, yüksek veya düşük değerlerin yoğunlaştığı düğüm noktaları beraber değerlendirilerek çıkarımlar yapılır. Genel olarak, farklı bileşen düzlemlerindeki benzer örüntüler, özelliklerin korelasyonunu; tam tersi ise ters bir korelasyon olduğunu temsil ettiğini gösterir. Şekle göre,

- Aylık en büyük sıcaklık, enlem 49° N ve boylam 120° – 124° W dahil olmak üzere çeşitli enlem ve boylamlarda görüldüğü,
- Enlem 49° N ve boylam 120° – 124° W alan da en fazla yağış aldığı,

gibi çıkarımları yapılabilir.

Yöntem

SOM yönteminde tüm nöron düğüm noktası ağırlıkları küçük rastgele değerlerle başlatıldıktan sonra 3 temel adımdan oluşur.

1. Rekabet: Her giriş modeli için, nöronlar rekabet için temel oluşturan bir ayırıcı fonksiyonun kendi değerlerini hesaplarlar. Ayrımcı işlevin en küçük değeri olan belirli nöron kazanmış sayılır.
2. İşbirliği: Kazanan nöron, uyarılmış nöronların topolojik bir mahallesinin mekansal yerini belirler ve böylece komşu nöronlar arasındaki işbirliğinin temelini oluşturur.
3. Adaptasyon: İlişkili nöronların benzer bir girdi düzeninin sonraki uygulamasında kendisini ayırt edici fonksiyona göre düzenlemesi. Bu aşamada sıralanma ve yakınsaklık evreleri bulunur.

Rekabet

Girdi değişkenleri $\mathbf{x} = \{x_i : i = 1, \cdots, D\}$ ve bu değişkenlere ilişkin ağırlıklar $\boldsymbol{w_j} = \{w_{ji} : j = 1, \cdots, N;\ i = 1, \cdots, D\}$ olarak ifade edildiğinde,

Ayırtaç işlevi (*discriminant function*) $d_j(\mathbf{x})$ girdi vektörü $\mathbf{x}$ ile ağırlık vektörü $\boldsymbol{w_j}$ arasındaki öklid uzaklığı olarak tanımlanır. Burada N nöron ızgarasındaki düğüm sayısını ifade etmektedir. Ayırtaç fonksiyon Eşitlik 1'de verilmektedir.

$$d_j(\mathbf{x}) = \sum_{i=1}^{D} \left(x_i - w_{ji}\right)^2 \quad (1)$$

Bu sayede tüm nöronlar, girdi vektörleri ile eşleşerek işleme dahil olurlar. Ağırlık vektörü, girdi vektörüne en yakın nöron kazanan ilan edilir. Başka bir deyişle benzerlik, yakınlık ile ifade edilmektedir.

İşbirliği

Nörobiyolojik çalışmalarda bir dizi içindeki nöronlar arasında, uyarılmış nöron ile yanal etkileşim olduğunu bilinmektedir. Tıpkı bu nöronlara benzer şekilde SOM çıktısı olan nöronlarda uzaklığa bağlı değişkenlik söz konusudur. Daha yakındaki nöronlar birbirlerinden etkilenir. Nöronların topolojisinde komşuluk (neighbourhood) kavramı söz konusudur. SOM çıktısında, bu topolojik komşuluk tanımı $T_{j,I(\mathbf{x})}$ Eşitlik 2'deki gibi ifade edilmektedir.

$$T_{j,I(\mathbf{x})} = \exp\left(-S_{j,I(\mathbf{x})}^2 / 2\sigma^2\right) \quad (2)$$

Burada, S_{ij} nöron çıktı haritasında i ve j nöronları arasında yanal uzaklığı; $I(\mathbf{x})$ ise kazanan nöronu ifade etmektedir. Eşitlik 2'deki σ değeri (Eşitlik 3) üssel bir ifade ile boyutu her t zaman ile küçüklenen bir değerdir.

$$\sigma(t) = \sigma_0 exp(-t/T_\sigma) \quad (3)$$

Adaptasyon

SOM, çıktıların kendi kendini organize ettiği ve girdi-çıktılar arasındaki özellik haritasının oluşturulduğu bir tür adaptif veya öğrenme süreci içermektedir. Topolojik komşuluğun amacı, yalnızca kazanan nöronun ağırlıklarını güncellemesi değil, aynı zamanda komşularının da ağırlıklarını güncellemesidir. Ağırlık güncelleme denklemi Eşitlik 4'te verilmektedir.

$$\Delta w_{ji} = \eta(t) \cdot T_{j,I(\mathbf{x})} \cdot \left(x_i - w_{ji}\right) \quad (4)$$

Burada, $\eta(t)$ öğrenme oranını ifade eder. Eşitlik 5'e göre t süresine bağlı olarak ifade edilir.

$$\eta(t) = \eta_0 \exp\left(-t/T_\eta\right) \quad (5)$$

Her bir ağırlık güncellenince, kazanan nöronun ve komşularının ağırlık vektörleri, x girdi vektörüne doğru hareket eder. Tekrarlanan bu durum, topolojik olarak sıralamaya yol açar. Bu sıralanma komşuluk ve öğrenme oranı parametrelerinin seçimi ile genellikle 1000 iterasyon ile tamamlanır.

Algoritma

Bu bölümde algoritma detaylandırılarak verilmektedir. Çizelge 3'te, algoritmada kullanılan parametreler yer almaktadır.

Çizelge 1. Algoritmada kullanılan parametreler

t	Mevcut iterasyon
λ	Iterasyon limiti
i	Veri vektöründeki indeks
$\mathbf{x}(i)$	Veri vektörü
ji	SOM nöron düğüm noktası
w_j	j düğüm noktasının ağırlık vektörü
$I(\mathbf{x})$	Kazanan nöron
$T_{j,I(\mathbf{x})}$	Komşuluk fonksiyonu
$\eta(t)$	Öğrenme oranı

Algoritma, aşağıda listelenen 5 adımda özetlenir.

1- SOM düğüm noktalarının ağırlık vektörleri rastgele hale getirilir.
2- Rastlantısal bir şekilde $\mathbf{x}(i)$ seçilir.
3- SOM haritasında tüm düğüm noktalarında:
    1. Ayırtaç işlevi, öklid uzaklığına göre $\mathbf{x}(i)$ ile $\boldsymbol{w_j}$ arasındaki benzerlik bulunur.
    2. En düşük uzaklıktaki düğüm noktası, kazanan düğüm noktası olarak belirlenir.
4- Kazanan vektör $I(\mathbf{x})$ de dahil, $T_{j,I(\mathbf{x})}$ komşuluğundaki düğümlerin ağırlık vektörleri güncellenir.
    1. Eşitlik 4 ve Eşitlik 5
5- $t < \lambda$ koşulu geçerli iken, t iterasyonu bir arttırılarak 2. ve 5. Adım arası tekrarlanır.

Şekil 2'de, bu iteratif süreç şematik halde gösterilmektedir.

Şekil 2. SOM güncellenmesinin şematik gösterimi (wikipedia/SOM)

Şekil 2'de, mavi bölge $\mathbf{x}$ değişkeninin uzaydaki dağılımını göstermektedir. Şekilde görülen küçük beyaz nokta, o dağılımdan alınan güncel öğrenme verisidir. İlk başta (solda) SOM düğümleri rastlantısal olarak veri alanına yerleştirilir. Öğrenme verilerine en yakın olan düğüm (sarı ile vurgulanmış) seçilir. Öğrenme verisine doğru yer değiştirir, güncellemeler iterasyon sonuna kadar devam eder ve sonunda, ızgara veri dağılımını yaklaşık tahmin etme eğilimindedir (sağda).

SOM çıktıları ile veri setine ilişkin kümeleme yapmaya imkan veren U matrisi haritası adı verilen görselleştirme bulunur. U-matrisi aynı zamanda bir ısı haritasıdır, ve SOM ızgara çıktısı boyunca bir topografik harita gibi yorumlanabilir. U-matrisindeki "tepeler", komşular arasındaki büyük mesafeleri temsil eder ve bunun tersi de vadiler içindir. SOM şebekesinin kendisinde hangi potansiyel kümelenmeler olduğunu görselleştirmede yardımcı olur. En iyi küme sayısını bulmak için "dirsek" yöntemini Kareler Hatalarının Toplamı (*Sum of Squared Error,* SSE) ile birlikte kullanilir. En ideal küme sayısı k'yı bulmak için SSE hesaplaması için algoritma aşağıdaki gibidir:

1- $k = 2$ den $k = son$ 'a kadar
2- Veri kümesi $\mathbf{x}$'te K-ortalamalarının hesaplanması
3- Her n kümesi için, n'deki her bir eleman ve küme n'nin merkezindeki her bir eleman arasındaki vektör farkının L2 normununun toplam SSE'ye eklenmesi.

Sonuç olarak ortaya çıkan grafikte, küme sayısı arttıkça düşen SSE değeri söz konusudur. Bu durumda en ideal küme sayısı grafikte dirsek noktası olarak belirlenir.

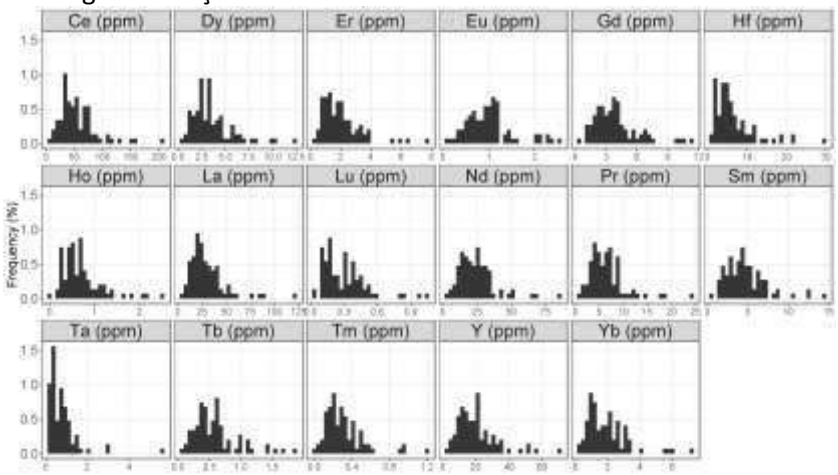
DURUM ÇALIŞMALARI

Bu çalışmada 2 tane nadir toprak elementi veri seti kullanılmıştır. İlki, Wyoming petrol ve gaz sahalarından elde edilen ve ücretsiz bir şekilde kullanıma açık, iz ve NTE konsantrasyonlarını içeren veri seti (Wyoming veri seti) ile Türkiye sınırları içerisinde kalan üç boyutlu bir veri setidir (3B NTE veri seti). Bu bölümde, her iki veri setinin tanımlayıcı istatistikleri hakkında bilgiler ile beraber SOM çıktıları sunulmuştur.

Wyoming veri seti

Bu halka açık erişilebilir veriler, Idaho'da toplanan ve INL (Idaho Falls, ID) tarafından analiz edilen (Wyoming, 2017), doğal olarak oluşan hidrotermal örneklere karşılık gelen kaya örneklerini temsil etmektedir. Tipik kayaçların temsili örnekleri, doğal olarak oluşan hidrotermal suların meydana geldiği Idaho'nun çeşitli bölgelerini en iyi temsil edecek şekilde ortaya çıkan veriler ICP-OES ve ICP-MS yöntemleri ile iz ve NRE konsantrasyonlarını içermektedir.

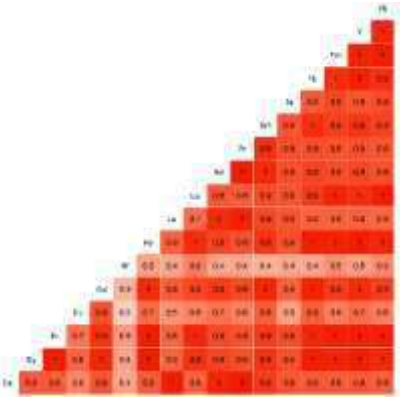
Veritabanında toplam 17 nadir toprak elementi mevcuttur. Bunlar, Seryum (Ce), Disporsiyum (Dy), Erbiyum (Er), Europium (Eu), Gadolinyum (Gd), Hafniyum (Hf), Holmium (Ho), Lantan (La), Lutetium (Lu), Neodim (Nd)), Praseodimium (Pr), Samarium (Sm), Tantal (Ta), Terbium (Tb), Thulium (Tm), Ytrium (Y) ve Ytterbium (Yb)'dur. Tüm elementler ppm cinsinden ölçülmüştür. Tek değişkenli tanımlayıcı istatistikler sonucunda, Ce (ppm), La (ppm), Nd (ppm) ve Y (ppm), diğer değişkenlere kıyasla daha fazla değişkenliğe sahiptir. Varyansın yüksek değeri, değişkenin bazı değerlerinin değişkenin ortalamasından çok uzakta yer aldığını gösterir. Tanımlayıcı istatistiklerde çarpıklık, olasılık dağılımının asimetrisinin bir ölçüsüdür. Pozitif çarpıklık, dağılım şeklin solunda yoğunlaştığını işaret etmektedir. Çarpıklık, dağılımın geometrik yönlerinin bir ölçüsü olduğundan, histogram şekilleriyle görselleştirilebilir. Özniteliklerin histogramları, Şekil 3'te gösterilmiştir.



Şekil 3. Wyoming veri seti histogramları

Histogramlardan da açıkça görüleceği üzere, en yüksek çarpıklık değerine sahip olan Ta (ppm) özniteliği, diğer özniteliklerden ayrılmaktadır. Bu değişkene benzer çarpıklık değerleri ile benzer dağılım gösteren değişkenler La (pmm) ve Hf (ppm) olarak sıralanabilir.

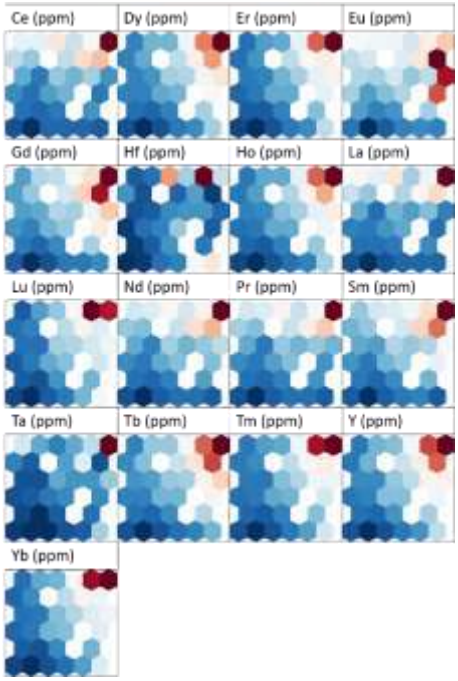
Çok değişkenli veri analizinde, değişkenlerin korelasyon özelliklerini göstermenin en iyi yolu korelasyon katsayılarının ısı haritasını çizmektir. Beklendiği gibi, değişkenlerin neredeyse tamamı birbirleriyle çok güçlü pozitif korelasyon gösterir. Şekil 4'te görüldüğü gibi, Holmium (Ho) elementinin diğer değişkenlerle zayıf korelasyonu vardır.



Şekil 4. Wyoming veri seti korelasyon katsayı matrisi

Wyoming veri seti SOM uygulaması

SOM Kohonen haritaları hesaplamaları ve görselleştirmeleri için R yazılımında "kohonen", "tidyverse", "magrittr", "fields" ve görselleştirme için "RcolorBrewer" paketleri kullanılmıştır (Neuwirth, E., 2014; Wehrens, R. ve Kruisselbrink, J., 2018; Wehrens, R. ve Buydens, L.M.C., 2007; R Core Team, 2018). SOM çıktı ızgara yapısında 7 × 7 olacak şekilde 49 nöron düğüm noktası vardır. Toplam iterasyon sayısı 1000 olarak çözüm gerçekleştirilmiştir. Tüm değişkenlere göre algoritmanın ürettiği tematik haritalar Şekil 5'te verilmektedir.

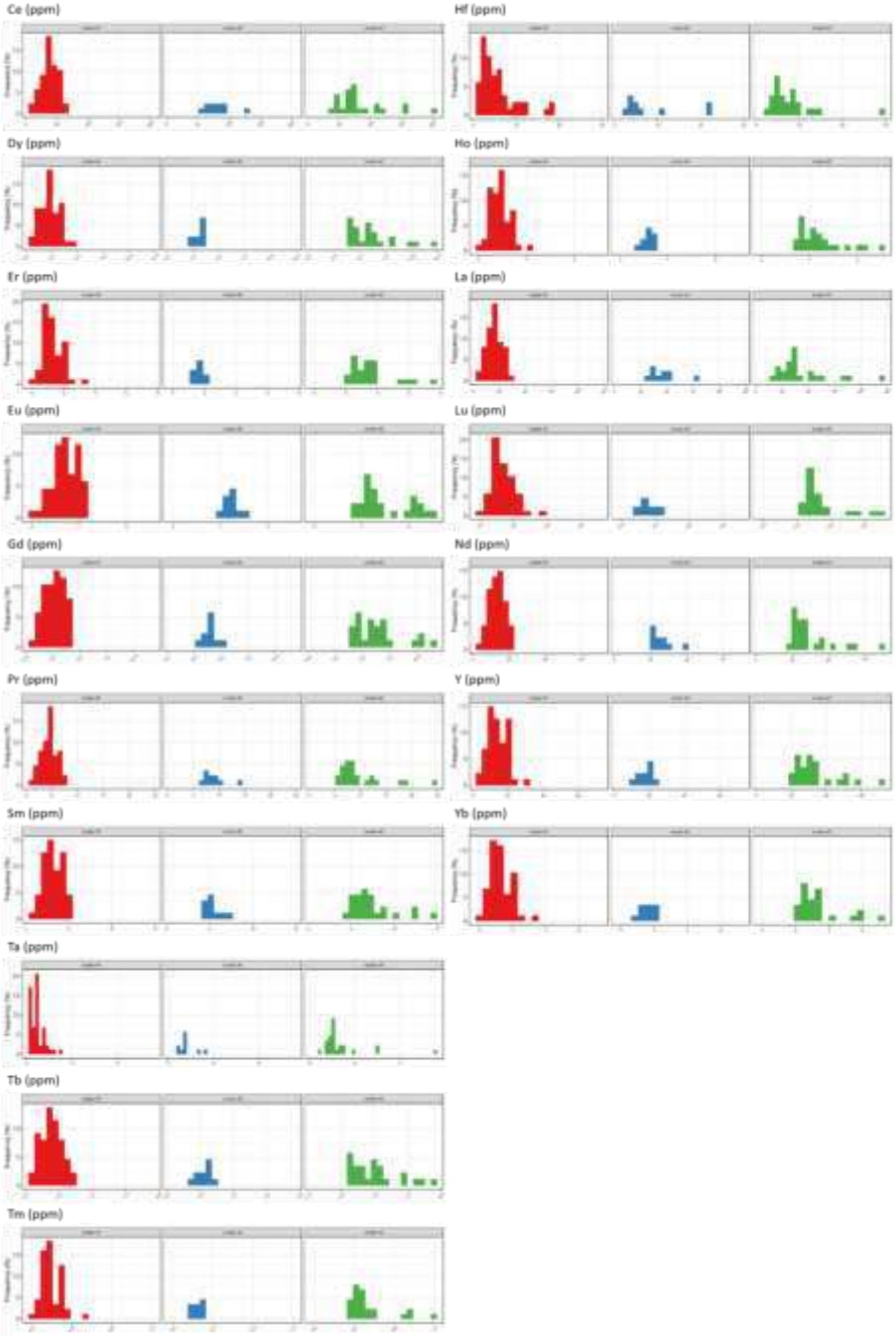


Şekil 5. Wyoming veri seti korelasyon katsayı matrisi (maviden kırmızıya doğru artan değerler)

Şekil 4'teki korelasyon katsayılarına göre neredeyse tüm değişkenlerin yüksek korelasyon içinde olduğu anlaşılsa da; SOM haritalarına göre, gerçek anlamda korelasyon içinde olan değişkenler daha belirgin olarak ortaya çıkmıştır. Şekil 5 incelendiğinde, tematik haritalardaki benzerliklerden yola çıkarak, Lu (ppm) – Tm (ppm) – Yb (ppm) elementlerinin; Dy (ppm) – Ho (ppm) – Tb(ppm) – Y (ppm) elementlerinin ve Gd (ppm) – Sm (ppm) elementlerinin gerçek anlamda birbirleriyle ilişkili, beraber değişkenlik gösterdiği ortaya çıkmıştır.

Ayrıca, algoritmada, SOM çıktıları ile veri setine ilişkin kümeleme yapmaya imkan veren U matrisine göre toplam 3 kümenin olduğu belirlenmiştir. Bu kümelerin sınıfları kategorik olarak ayrılarak tüm değişkenler için histogramları çizilerek Şekil 6'da verilmiştir. Histogramlara göre ilk küme (kırmızı

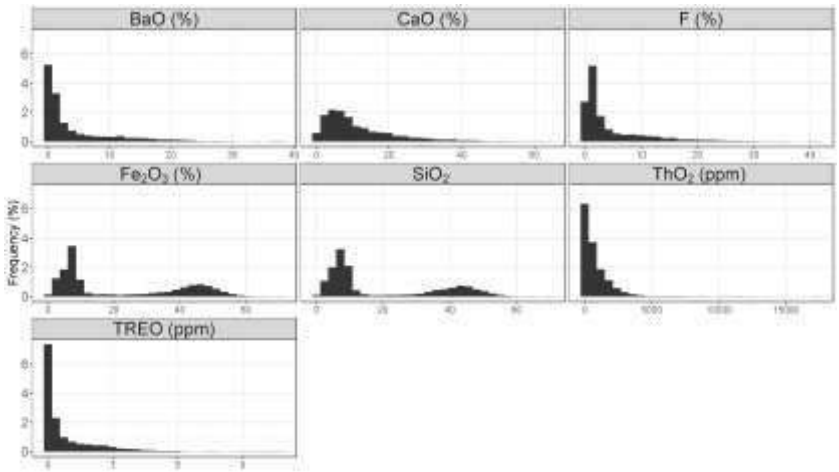
veriler) tüm değişkenlerde normal dağılım gösteren nispeten küçük değerleri içermektedir. Mavi küme ise ortalamaya yakın değerleri, son olarak yeşil kümede nispeten yüksek değerler sınıflanmıştır.



Şekil 6. Wyoming veri seti korelasyon katsayı matrisi

3B NTE veri seti

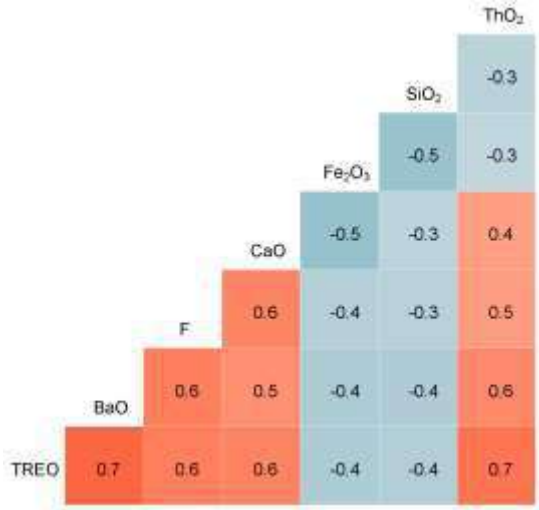
İkinci veri, Türkiye'de bulunan NTE sahasına aittir. Toplam 57 sondajdan, 6000 analiz satırında oluşan veri tabanındaki değişkenler: BaO (%), CaO (%), F (%), Fe_2O_3 (%), SiO_2 (%), ThO_2 (ppm) ve Toplam Nadir Toprak Oksitler, TREO (%) olarak sıralanmıştır. Bu değişkenlerle ilgili tanımlayıcı istatistiklere göre ThO_2 yüksek varyansı ile en yüksek değişkenliğe sahiptir. Fe_2O_3 ve SiO_2 hariç hemen hemen tüm değişkenlerin çarpıklı değerleri yüksektir. Dağılım özelliklerini kontrol etmek için histogramlar çizilmiş ve Şekil 7'de verilmiştir.



Şekil 7. 3B NTE veri seti, histogramlar

Şekil 7 incelendiğinde, Fe_2O_3 and SiO_2 bünyesinde iki alt popülasyon olduğu anlaşılmaktadır. Yalnızca histogramlar bakarak bu iki kümeyi birbirinden ayırmak kolay görünse de, diğer özniteliklerinde hesaba katılmasıyla bu ayrımın değerlendirilmesi karmaşık bir yapıda olabilir.

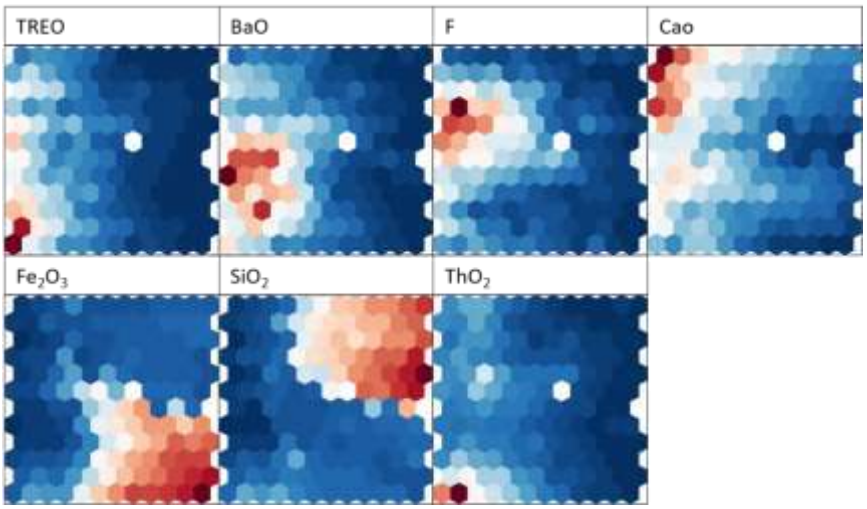
Fe_2O_3 ve SiO_2 diğer değişkenlerle negatif fakat zayıf bir korelasyona sahiptir (Şekil 8). Bu noktada, her ikisi de karışık popülasyonları içerdiğinden, korelasyon özelliklerini ifade etmek aslında çok uygun bir yol değildir. Bu iki öznitelik dışında kalan tüm öznitelikler pozitif ve zayıf korelasyon gösterir. Beklendiği gibi, TREO - ThO_2 ve TREO - BaO en yüksek pozitif korelasyona sahiptir.



Şekil 8. 3B NTE, korelasyon katsayı matrisi

3B NTE veri seti SOM uygulaması

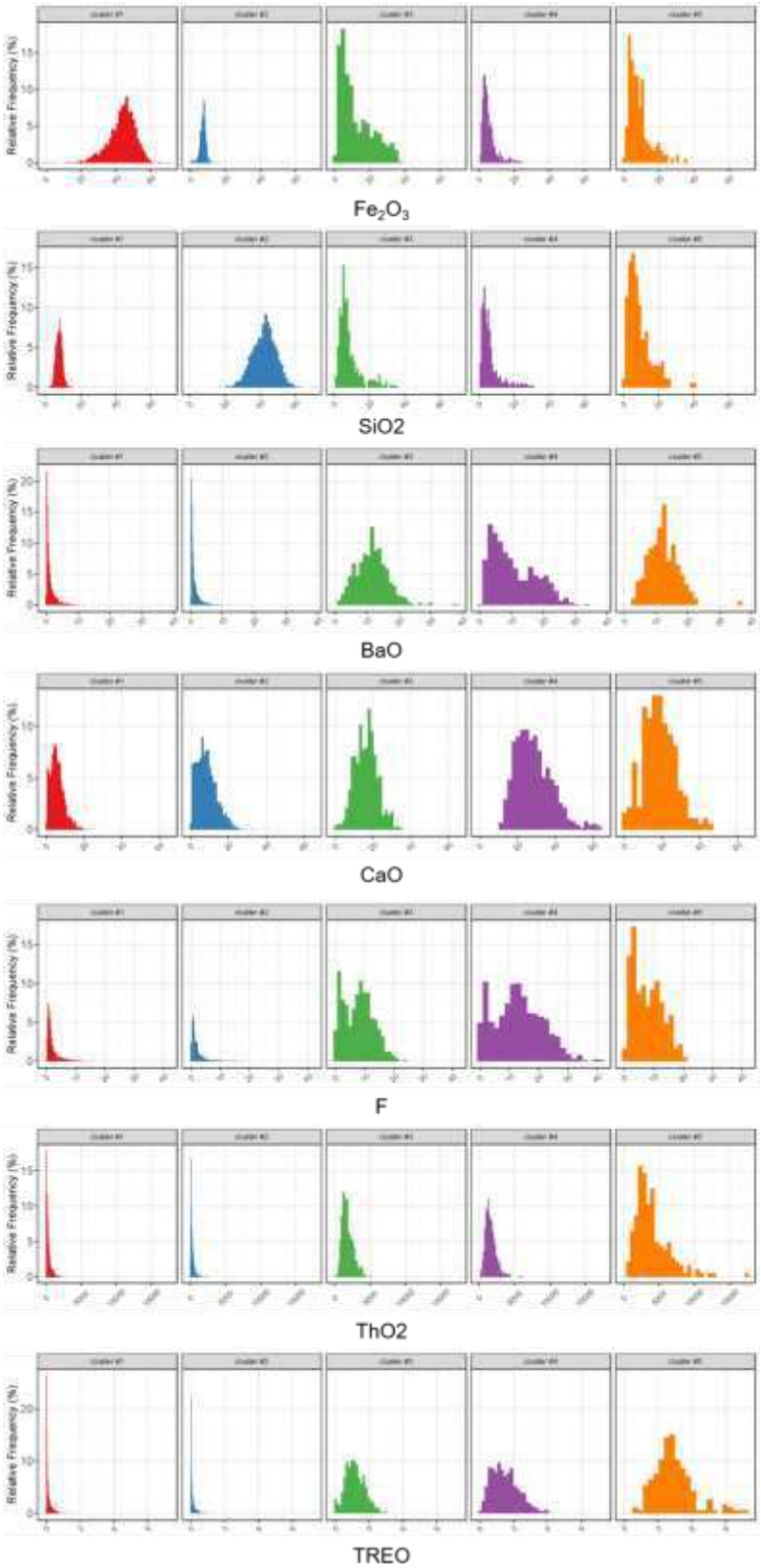
3B NTE veri setinde de, bir önceki durum çalışması gibi SOM Kohonen haritaları hesaplamaları ve görselleştirmeleri için R yazılımı kullanılmıştır. SOM çıktı ızgara yapısında, veri sayısı da dikkate alınarak daha fazla nöron düğüm sayısı, 12 × 12 olacak şekilde, kullanılmıştır. Toplam iterasyon sayısı 1000 olarak çözüm gerçekleştirilmiştir. Tüm değişkenlere göre algoritmanın ürettiği tematik haritalar Şekil 9'da verilmektedir.



Şekil 9. 3B NTE, korelasyon katsayı matrisi (maviden kırmızıya doğru artan değerler)

Şekil 9'a göre, dikkat çekici bir şekilde, Fe_2O_3 ve SiO_2 tematik haritaları diğer özniteliklerden oldukça farklıdır. Histogramlarına bakıldığında (Şekil 7) bu iki değişken dağılım olarak birbirleriyle oldukça benzer yapı içindedirler ancak SOM haritasına incelendiğinde yüksek Fe_2O_3 bölgelerinde düşük SiO_2 değerleri yer almaktadır. Bu durum için tersi de geçerlidir. Dikkat çekici başka bir çıktı ise TREO ile ThO_2 ilişkinin SOM tematik haritalarında da doğrulanmasıdır. BaO, F ve CaO değişkenlerinin sadece düşük değerleri korelasyon içindeyken, bu değişkenlerin yüksek değerleri arasında bir korelasyon görülmediği sonucu ortaya çıkmıştır.

3B NTE veri setinde SOM çözümlerine göre toplam 5 küme belirlenmiştir. Tüm özniteliklerin, her bir kümedeki sıklık dağılımları Şekil 10'da verilmektedir. İlk küme (kırmızı), Fe_2O_3 özniteliğinin normal dağılım sergilediği sınıf; ikinci küme (mavi) SiO_2 özniteliğinin normal dağılım sergilediği sınıf; üçüncü küme (yeşil) BaO'nun normal dağılım sergilediği sınıf; dördüncü sınıf (mor) CaO'nun normal dağılım sergilediği sınıf ve son olarak turuncu sınıfta TREO'nun normal dağılım sergilediği sınıflar olarak belirlenmiştir.



Şekil 10. 3B NTE, korelasyon katsayı matrisi

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Yüksek boyutlu veritabanları çoğunlukla çok değişkenli istatistikler bakımından karmaşıktır. Öznitelikler arasındaki ilişkiler dikkatli bir şekilde ortaya konmalıdır. Özdüzenleyici Haritalar (SOM), kümeleme ve görselleştirme tekniği ile bu karmaşık yapıyı en düşük seviyeye indirgeyerek çıkarım yapılmasına olanak vermektedir. SOM prosedürü parametrik değildir ve değişkenlerin dağılımı hakkında varsayımlarda bulunmaz.

Çok değişkenli korelasyonu zor ifade edilebilecek boyutta olan Wyoming veri setinde toplam 17 öznitelik mevcuttur. Basit bir korelasyon matrisinde ortaya çıkan pozitif ve güçlü korelasyonların aslında kökeninde farklı bir korelatif yapının olduğu SOM haritaları aracılığı ile belirlenmiştir. 3B NTE veri seti ile yapılan çalışmada da korelasyonların yüksek ve düşük değerler için farklılaştığı ortaya çıkmıştır. BaO, F ve CaO değişkenlerinin sadece düşük değerleri korelasyon içindeyken, bu değişkenlerin yüksek değerleri arasında bir korelasyon görülmemektedir.

Temel bileşen analizi ve çok boyutlu ölçeklendirme gibi iyi bilinen boyut küçültme tekniklerine iyi bir alternatif olabileceği çalışmada, kümelemeye ilişkin değerli çıktılar elde edilmiştir. İlerleyen çalışmalarda, bu modül açınsayıcı veri analizleri ile bütünleştirilmesi ve özellikle kümeleme çıktılarının, veri seti içindeki özniteliklerin uzaklığa bağlı değişkenliği ile beraber irdelenmesi yararlı olacaktır.

Kaynaklar

Haykin, S., (1999). Neural Networks: A Comprehensive Foundation, 2nd ed. Prentice-Hall, Englewood Cliffs, New Jersey.

Holmbom, A.H., Eklund, T., and Back, B., (2011). Customer portfolio analysis using the SOM, International Journal of Business Information Systems, 8 (4), 396–412.

Kohonen, T., (1982). Self-organized formation of topologically correct feature maps, Biological Cybernetics, 43, 59–69.

Kohonen, T., (2001). Self-Organizing Maps, Springer, Berlin.

Larose, D.T., (2005). Discovering Knowledge in Data, John Wiley & Sons, New Jersey.

Mazanec, J.A., (1995). Positioning Analysis with Self-OrganizingMaps: An Exploratory Study on Luxury Hotels, Cornell Hotel and Restaurant Administration Quarterly, 36 (6), 80–95.

Neuwirth, E., (2014). RColorBrewer: ColorBrewer Palettes. R package version 1.1-2. https://CRAN.R-project.org/package=RColorBrewer

R Core Team (2018). R: A language and environment for statistical computing. R Foundation for Statistical Computing, Vienna, Austria.

S. Wang, S., and Wang, H., (2002). Knowledge Discovery Through Self-Organizing Maps: Data Visualization and Query Processing, Knowledge and Information Systems, 4, 31–45.

University of Wyoming, (2017). Rare Earth Element and Trace Element Data Associated with Hydrothermal Spring Reservoir Rock, Idaho [data set]. http://gdr.openei.org/submissions/989. (Son başarılı erişim Aralık, 2018)

Wehrens, R., Buydens, L.M.C., (2007). Self- and Super-Organizing Maps in R: The kohonen Package. Journal of Statistical Software, 21(5), 1-19.

Wehrens, R., Kruisselbrink, J., (2018). Flexible Self-Organizing Maps in kohonen 3.0. Journal of Statistical Software, 87(7), 1-18.

PATLATMA İZNİ ALINMAMIŞ SAHALARDA YAPILACAK PATLATMALARIN OLASI ETKİLERİNİ ÖNGÖREBİLMEK İÇİN BİR YAKLAŞIM ÖNERİSİ

RECOMMENDED APPROACH TO PREDICT BLASTING POSSIBLE EFFECTS AT THE AREA IN WHICH THERE IS NOT BLASTING LICENSE

G. G. Uyar[1*], C.O. Aksoy[2], A. İlhan[3]

[1]*Hacettepe Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara*
[2]*Dokuzeylül Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir*
[3]*Soner Temel Mühendislik, Ankara*
([*]Sorumlu yazar: gulsevuyar@hacettepe.edu.tr)

ÖZET

Madencilik faaliyetlerinin tamamı ÇED Yönetmeliğine tabidir. Madencilik yapılabilmesi için alınması gereken izin ve ruhsatlar vardır. Bu izinlerden, çevre ile ilgili olanların alınabilmesi için, madencilik çalışmalarının olumsuz yöndeki etkilerinin önlenmesi ya da çevreye zarar vermeyecek ölçüde en aza indirilmesi için çalışmaların önceden yapılmış olması gereklidir. Madencilik faaliyetlerinde çevresel problemler konusunda en hassas olanlardan biri patlatmadır. Çünkü patlatma kaynaklı titreşim, hava şoku, toz oluşumu gibi etmenler, gerekli önlemler alınmazsa çevreyi olumsuz etkileyebilir. Bu etkilerin anlaşılabilmesi ve önlenebilmesi ya da en aza indirilebilmesi için deneme patlatmaları yapılarak, bu patlatmaların neticesinde, patlayıcı-kayaç etkileşimleri, patlatma kaynaklı sismik dalga ve hava şoku yayılım mekanizmaları, ortamın sismik dalga iletme özellikleri anlaşılmalı ve patlatma tasarımları bu etkenler dikkate alınarak yapılmalıdır. Ancak, söz konusu sahalarda gerekli izinler alınmadan patlatma yapılmasına izin verilmediği için, deneme patlatmaları yapılamamaktadır. Bu durumda, 2018 ÇED yönetmeliğine girmiş olan patlatma klavuzunda da yer alan çok genel formüller kullanılarak yorumlar yapılmaktadır. Günümüzde şehir içi patlatmaları yapılacağı ya da yüksek hızlı tren gibi önemli projelere yakın patlatmalar yapılacağı zaman, bu genel formüllerle, ilgili alanlara hasar verip vermeme öngörülerinin yapılması, ileride sıkıntılar yaşatabilir. Bu bildiride, patlatma yapılacak sahalar için sismik kalite faktörü, yüzey dalga hızı parametrelerinin kullanılarak titreşim etkilerinin kestirilmesinde genelleştirilmiş formüllerin ötesinde bir yaklaşımdan bahsedilmekte ve bir uygulama verilmektedir.

Anahtar Sözcükler: Patlatma, titreşim, sismik kalite faktörü

ABSTRACT

All mining activities are subject to the EIA Regulation. There are permits and licenses to be taken for mining. From these permits, in order to prevent the negative effects of mining activities or to minimize the environmental impact, studies should be done in order to minimize environmental impacts. One of the most sensitive to environmental problems in mining operations is blasting. Because blasting, vibration, air shock, dust formation, factors such as the necessary measures can be negatively affect the environment. In order to understand these effects and to prevent or minimize these effects, explosive-rock interactions, explosion-induced seismic wave and air shock propagation mechanisms, seismic wave transmission characteristics of the environment should be understood and blasting designs should be considered by taking these factors into consideration. However, trial blasting cannot be carried out, since blasting is not

allowed without receiving necessary permits. In this case, comments are made by using the very general formulas included in the explosion guideline of the 2015 EIA regulation. Nowadays, when blasting in the city is to be carried out or when blasting is carried out close to important projects such as high-speed trains, making predictions of damages with these general formulas may cause problems in the future. In this paper, an approach beyond the generalized formulas in estimating the vibration effects using the seismic quality factor and surface wave velocity parameters for the areas to be blasted is mentioned and an application is given.
Keywords: Blasting, vibrations, seismic quality factor

GİRİŞ

Bilindiği üzere, ülkemizde uygulanan ÇED yönetmeliği, diğer bakanlıkların mevzuatlarında da alınacak izin prosedürünün ilk adımı olması nedeniyle önemlidir. Tüm yatırımlar için izin, onay ve/veya ruhsat almadan önce ÇED yönetmeliğine göre karar/görüş alınması gerekmektedir. Buradaki amaç, madencilik faaliyetlerinden kaynaklı verilebilecek olası zararı giderme yerine, günümüzde kabul gören çağdaş yöntemlerle, zarar oluşmadan önce araştırma ve inceleme yaparak gerekli tedbirleri almak, aldırmak ve sürdürebilir kalkınmayı sağlamaktır.

Madenciliğin çevreye olan etkilerinden patlatma kaynaklı titreşim ve hava şoku (gürültü), ÇED süreçlerinde her zaman en çok üzerinde durulan konulardan biri olmuştur. Çünkü bilime ve tekniğe uygun yapılmayan patlatmaların, hızlı tren güzergahı, baraj gibi önemli projeler; yakınlarda bulunan arkeolojik önemi olan yerleşkeler, şehir içi yapılar gibi yerlere hasar verebilecek titreşim ve hava şoku yaratabileceği bilinmektedir. Bu yüzden, madencilik faaliyetleri başlamadan önce, özellikle maden sahasının yakınlarında kritik önem taşıyan yapı, yerleşke ya da yol vb. var olan durumlarda, patlatmaların olası etkilerinin bilimsel olarak araştırılarak, çevresel problem yaratıp yaratmayacağının bildirilmesi istenmektedir.

Patlatmalı kazı yapılan sahalarda, patlatmaların çevresel etkilerinin bilimsel olarak araştırılması sürecinde, bu etkilerin anlaşılabilmesi ve önlenebilmesi ya da en aza indirilebilmesi için en iyi yol deneme patlatmaları yapılmasıdır. Bu patlatmaların neticesinde, patlayıcı-kayaç etkileşimleri, patlatma kaynaklı sismik dalga ve hava şoku yayılım mekanizmaları, ortamın sismik dalga iletme özellikleri anlaşılır ve patlatma tasarımları bu etkenler dikkate alınarak yapılır. Ancak, söz konusu sahalarda ÇED izinleri alınmadan patlatma yapılmasına izin verilmediği için, deneme patlatmaları yapılamamaktadır. Bu durumda, 2018 yılında T.C. Çevre ve Şehircilik Bakanlığı ÇED İzin ve Denetim Genel Müdürlüğünce hazırlanan "Patlatma Tasarımları ve Patlatma Kaynaklı Çevresel Etkiler" klavuzunda da yer alan genel formüller kullanılarak olası patlatma etkileri için öngörüler yapılmaktadır. Günümüzde önemli proje alanlarına ve yerleşkelere yakın patlatmalar yapılacağı zaman, bu genel formüllerle, yapı ve yerleşkelere hasar verip vermeme öngörülerinin yapılması, ileride patlatmalar başladığı zaman sıkıntılar yaşatabilir. İlgili klavuzun 15. Sayfasında "farklı madencilik türleri ve patlatma yapılan işkolları için geçerli titreşim tahmin formülleri" (Klavuz, 2018) başlığı altında yer alan formüller Şekil 1'de incelenirse bu formüllerin Genel, İnşaat, Taş ocağı, Kömür madenleri için, i)en iyi uyum veren, ii)alt sınır ve iii) üst sınırda güvenirlik derecesi veren durumlara göre hazırlanmış olan, son derece kaba formüller olduğu anlaşılabilir. Örneğin "Genel" durum için izin verilen titreşim hızlarını ve dolayısıyla bu titreşim hızını verecek patlayıcı ve miktarlarını ayarlayan görgül formül verilmiştir. Bu formül hangi "genel" durum için kullanılabilir? İnşaat, madencilik, taş ocağı haricinde yapılan patlatmalar için mi "genel" ifadesi kullanılmıştır? Metalik madenlerde yapılan patlatmalar için "genel" formül mü kullanılacaktır? Bu patlatmaların nerde yapıldığından çok, patlatma yapılan yerin ve sismik dalgaların ilerleyeceği güzergahın jeolojik yapısı, patlatmanın amacı, serbest yüzey olup olmadığı gibi ayrıntılar, "genel" formül içerisinde gizlice yer almış mıdır? Şekil 1'de verilen patlatma türleri arasında, kömür, "düşük frekanslı saha" ifadesi kullanılmıştır. Neredeyse 40 yıl önce hazırlanmış olan Amerikan Madenciler Birliğinin USBM RI

8507, RI 9226 adlı raporlarından (Siskind, 1982, 1989) muhtemelen çeviri sırasında anlam bozularak alıntılanmış bu ifade, doğru değildir. Çünkü saha düşük frekanslı olmaz. Sahada patlatma, deprem, ağırlık düşürme, yere vurma vb. kaynaklar sonucu oluşan sismik dalgaların düşük frekansı olur. Dolayısı ile , artık şehir içlerinde yerleşim yeri, tarihi eser, vb. önemli yapılara, hızlı tren güzergahı gibi önemli projelere yakın patlatmalı kazı yapılan yerlerde, 40 yıl önce başka ülkelerdeki yapı ve kayaç durumlarına göre bilimin ve tekniğin yettiğince hazırlanmaya çalışılmış formüller yerine, patlatmaların yapılacağı ve oluşacak sisimik dalga ve hava şokunun yayılacağı güzergahın iyi tanınarak birtakım çalışmaların yapılması gerekmektedir.

PATLATMA TÜRÜ	METRİK FORMÜL, mm/sec	GÜVENİRLİK DERECESİ	KAYNAK
Genel	$P = 1140 \times SD^{-1.6}$	En iyi uyum (%50 güvenirlik)	Dupont
İnşaat	$P = 173 \times SD^{-1.6}$	Alt sınır eşitliği (%50'den az güvenirlik)	Oriard
İnşaat	$P = 1730 \times SD^{-1.6}$	Üst sınır eşitliği %95 güvenirlik)	Oriard (2005)
İnşaat	$P = 4320 \times SD^{-1.6}$	Üst sınır- yüksek hapsetme/patlayıcı fazla gömülmüş (%95 güvenirlik)	Oriard (2005)
İnşaat	$P = 53 \times SD^{-1.09}$	En iyi uyum (%50 güvenirlik)	USBM RI 8507
Taş ocağı	$P = 1090 \times SD^{-1.62}$	En iyi uyum (%50 güvenirlik)	USBM Bulten 656
Kömür madeni	$P = 905 \times SD^{-1.52}$	En iyi uyum (%50 güvenirlik)	USBM RI 8507
Kömür madeni	$P = 3330 \times SD^{-1.52}$	Üst sınır eşitliği (%95 güvenirlik)	USBM RI 8507
Kömür (düşük	$P = 1252 \times SD^{-1.31}$	En iyi uyum (%50 güvenirlik)	USBM RI 9226

Şekil 1. Farklı madencilik türleri ve patlatma yapılan işkolları için geçerli titreşim tahmin formülleri" (Patlatma Tasarımları ve Patlatma Kaynaklı Çevresel Etkiler Kılavuzu" (2018))

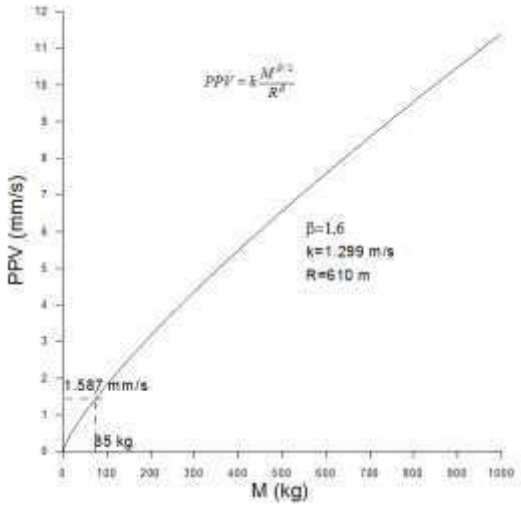
Nümerik modelleme, patlatmaların olası etkilerini göstermede çok kuvvetli bir araçtır. Örneğin, nümerik modelleme ile, yeraltı patlatmalarının yaratacağı titreşim etkilerini öngören çalışmalar yapılmaktadır (Aksoy vd. 2018; Aksoy vd., 2018; Aksoy vd., 2018; Uyar vd. 2017). Nümerik modellemenin doğruya en yakın çözümler üretebilmesi için, saha ile ilgili jeolojik ve jeoteknik bilgilerin eksiksiz ve doğru temin edilebilmesi oldukça önemlidir. Bu bilgilerin tamamlanması ile yapılacak nümerik modelleme, sahada gelecekte yapılacak patlatmaların yaratacağı çevresel problemlerin derecesine ışık tutacaktır. Ancak, yeterli veri elde edilemeyen ve zaman kısıtı olan durumlar için, nümerik modelleme çözümü biraz zaman alabilir. Bu sebeple, 40 yıl önce geliştirilen ve çok kaba sınıflamalara dayanan formülleri kullanmak yerine, nümerik modelleme de yapılamıyorsa, patlatma yapılacak yer ve çevre kayacın jeofiziksel özellikleri kullanılarak yaklaşım geliştirilebilinir.

Bu bildiride, titreşim etkilerinin kestirilmesindekullanılan genelleştirilmiş formüllerin ötesinde geliştirilen böyle bir yaklaşımdan bahsedilmektedir. Yaklaşımın esası, patlatma yapılacak sahalar için sismik kalite faktörü ve yüzey dalga hızı parametrelerinin kullanılmasıdır. Bu yaklaşım ile geliştirilen formül daha önce yazarlardan biri tarafından yayınlanmıştır (Aldas, 2010). Bildiride, halihazırda patlatma yapılamayan ancak gerekli izinlerin alınması sonrasında işletme faaliyetlerine başlayabilecek olan Yozgat İli sınırları içerisinde bir altın-gümüş-çinko-kurşun- bakır sahasında yapılacak patlatmaların olası etkilerinin, bu yeni yaklaşımla belirlenmesi anlatılmıştır. Patlatma kaynaklı sismik dalgaların, sahanın bir bölümünden geçecek olan hızlı tren güzergahına doğru nasıl ilerleyeceği ve oluşacak titreşimlerin mesafeyle değişimi üzerine görüş bildirilmiştir.

PATLATMA KAYNAKLI TİTREŞİMLERİN KESTİRİLMESİ İÇİN ÖNGÖRÜLEN YAKLAŞIM

Formül (1), ilk defa 1966 yılında Devine tarafından literature kazandırılmış olan ve patlatma kaynaklı titreşimlerin izin verilen sınırlar içerisinde kalması için "gecikme başına en fazla kullanılacak patlayıcı madde miktarı"nı belirleyen formüldür. Formül (1) deki k ve β katsayıları araziye bağlı değişken değerler olup, sahaya özgü patlatma verilerinden elde edilecek regresyon teknikleri ile bulunmaktadır.

$$PPV = k\frac{M^{\beta/2}}{R^{\beta}} \qquad (1)$$



Şekil 2. Peak particle velocity-charge weight per delay (M) relationship

Şekil 2 ve 3'ü oluşturabilmek için Formül 1'de geçen parametrelere aşağıdaki değerler verilmiştir:

PPV : En yüksek tanecik hızı(Peak-Particle-Velocity) (×1000 mm/s)
M : Gecikme başına düşen patlayıcı miktarı(kg), kütle
R : Patlatma noktası ile hedef arası mesafe (m)
k : Arazi katsayısı (m/s)
β : Arazi katsayısı
Q : Sismik kalite faktörü
V : Sismik hız (m/s)
a : Soğrulma faktörü (s/m)
f : Frekans (Hz)
Q = 5 ; V = 600 m/s ; R = 610 m ; β = 1.6 ; k = 1.299 m/s ; M = 85 kg; f=5 Hz (f , formül 6'dan hesaplanmıştır)

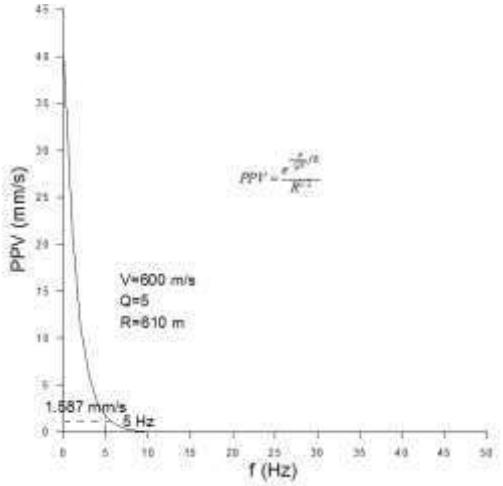
$$PPV = 1000 \times 1.299 \times \frac{85^{1.6/2}}{610^{1.6}} = 1.587\, mm/s$$

Formül 2, ilk defa Ricker (1977) tarafından jeofizik ve sismoloji alanında, dünyanın soğrulma özelliklerini anlayabilmek adına tanıştırılmıştır. Buradaki sismik kalite faktörü ve faz hızı dünyanın ölçülebilir fiziksel

özelliklerindendir. Yukarıda verilen değerler yerine konduğunda, dikkat edilirse Formül 2'de de Formül 1 ile bulunan PPV değeri bulunmuştur.

$$PPV = \frac{e^{-\frac{\pi}{QV} fR}}{R^{1/2}} \tag{2}$$

$$PPV = \frac{e^{-\frac{\pi}{5\times600}\times5\times610}}{610^{1/2}} = 1.587\, mm/s$$



Şekil 3. Peak particle velocity-charge weight per delay (M) relationship

Formül 3, formül 1 ve 2'nin eşitlenmesiyle bulunur (Aldas, 2010):

$$k\frac{M^{\beta/2}}{R^{\beta}} = \frac{e^{-\frac{\pi}{QV} fR}}{R^{1/2}} \tag{3}$$

Formül 4 ve 5 yardımı ile Formül 6 elde edilir. Formül 6, kütle-frekans ilişkisini, sismik kailte faktörü ve yüzey dalga hızı ile açıklayan bir formüldür. Yukarıda verilen Q, V, R değerleri için frekans hesaplanmıştır.

$$k\frac{M^{\beta/2}}{R^{\beta-1/2}} = e^{-\frac{\pi}{QV} fR} \tag{4}$$

$$\ln\left(k\frac{M^{\beta/2}}{R^{\beta-1/2}}\right) = -\frac{\pi}{QV} fR \tag{5}$$

$$f = \frac{QV}{\pi R} \ln\left(\frac{R^{\beta - 1/2}}{kM^{\beta/2}} \right) \tag{6}$$

$$f = \frac{5 \times 600}{\pi \times 610} \times \ln\left(\frac{610^{1.6-1/2}}{1.299 \times 85^{1.6/2}} \right) = 5\,Hz$$

Sismik kalite faktörü ve yüzey dalga hızı, ortamın soğrulma katsayısı ile ilişkilidir ve formül 7'de verilmiştir (Aldas , 2010). Formül 6'da Q ve V yerine ilgili "a" katsayısını koyarsak, gecikme başına düşen patlayıcı ile ortaya çıkacak sismik enerjinin mesafeye bağlı olarak sahip olacağı frekans, ortamın soğrulma katsayısı ve hızına göre Formül 8'deki gibi hesaplanabilir.

$$\frac{1}{a} = \frac{QV}{\pi} \tag{7}$$

$$f = \frac{1}{aR} \ln\left(\frac{R^{\beta - 1/2}}{kM^{\beta/2}} \right) \tag{8}$$

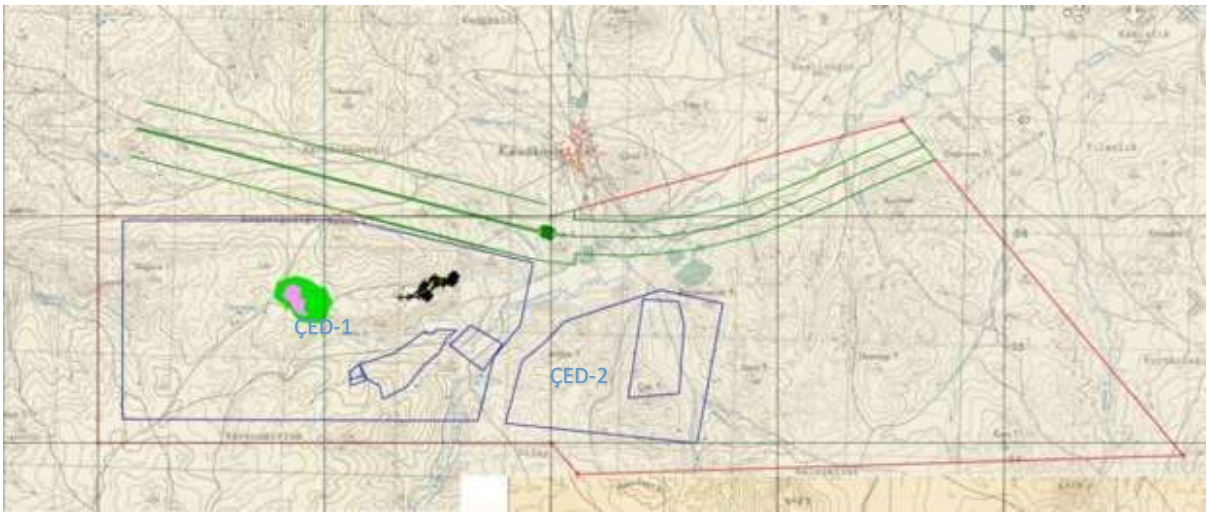
UYGULAMA

Patlatma yapılamayan ancak ileride yapılacak patlatmaların saha içerisinden geçecek olan hızlı tren hattına etkileri hakkında görüş bildirilecek olan saha Yozgat ili sınırları içerisindedir. İnceleme alanı ve yakın çevresinde güneyden kuzeye Kırşehir masifi, İzmir-Ankara-Erzincan zonu ve Sakarya zonu olmak üzere üç ana yapısal birlik yüzeylenir. Paleozoyik-Mesozoyik yaşlı kabul edilen Kırşehir masifi metamorfik kayaçları, İzmir-Ankara-Erzincan zonuna ait kretase yaşlı ofiyolitler ve bunlara eşlik eden kayaçlar tarafından tektonik olarak üzerlenir. Sakarya zonuna ait yeşil ve/veya mavi şist fasiyesinde metamorfizmaya uğramış kayalar ise ofiyolitler ve bunlara eşlik eden kayaçları tektonik olarak üzerler. Bu üç yapısal birliğe ait kaya birimleri Eosen yaşlı kaya birimleri tarafından açısal uyumsuz olarak örtülür. Bölgede orta-geç miyosen yaşlı göl ve akarsu ortamlarında gelişmiş İç Anadolu grubuna ait karasal kırıntılı kayalar, bazalt ve Kuvarterner yaşlı bölgedeki en geç kaya birimlerini oluşturur. Proje alanı içerisinde, kumtaşı, çamurtaşı, konglomera ve bunların içerisinde yer alan bazalt, andezit, dasit birimlerinden oluşan volkanik üyeler bulunmaktadır (Şekil 4).

Şekil 4. Proje alanı içerisindeki jeolojik birimler

Şekil 5, proje ruhsat sahasını (kırmızı çizgi ile sınırlı), ÇED alanlarını (Mavi çizgi ile sınırlı) ve ruhsat sahası ile çakışan Hızlı Tren Güzergahını göstermektedir (Yeşil). Soldaki mavi sınırla çizili ÇED-1 alanında planlanan açık işletme (yeşil-pembe) ve yeraltı işletmesi (siyah) gösterilmiştir.

Şekil 5'de görüleceği üzere, ruhsat alanı içerisindeki proje alanının kuzeyinde ve proje alanına 280 m mesafede (250 m hızlı tren koruma bandı+ 30 m şirketin kendi bıraktığı mesafe) " Ankara-Sivas Hızlı Tren Projesi" yer almaktadır. Hızlı tren koruma bandı dışında kalan ÇED-1 alanı içerisindeki açık ve yeraltı işletmelerinde yapılacak patlatma faaliyetlerinin hızlı tren güzergahındaki tünel ve yarmalara ve seyir güvenliğine etki edip etmeyeceği önemli bir husustur. Bu hususta, Şekil 1'deki genelleştirilmiş formüllerle bir yoruma gitmek doğru değildir. Bu sebeple, önceki bölümde anlatılan, ortamın "sismik kalite faktörü ve yüzey dalga hızı yaklaşımlarından yola çıkılarak bir öngörü hazırlanmıştır.



Şekil 5. Proje ruhsat sahası (kırmızı çizgi ile sınırlı), ÇED alanlarını (Mavi çizgi ile sınırlı) ve ruhsat sahası ile çakışan Hızlı Tren Güzergahı

Formül 1 yardımı ile patlatmalardan kaynaklı sismik dalgaların değişik mesafelerde yaratacağı parçacık hızları (PPV), bir başka deyişle titreşimler hesaplanarak Çizelge 1'de gösterilmiştir.

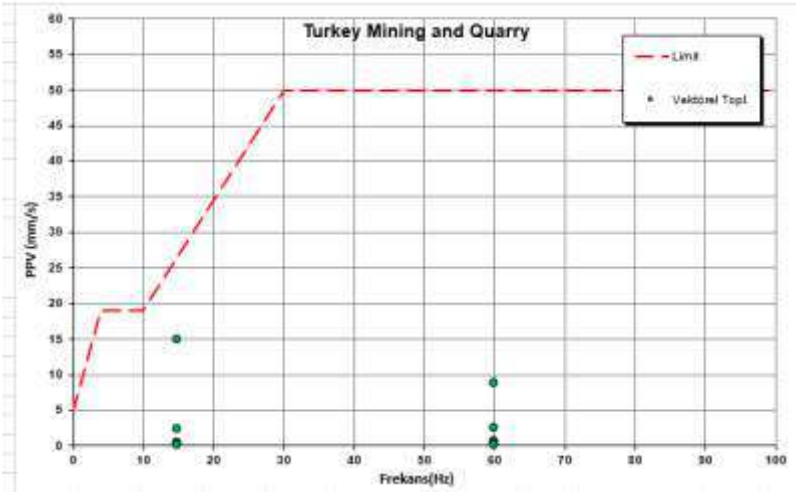
Formül 1'deki sismik kalite faktörü Q, kaolenleşmiş andezitik bazalt için literatüre göre 20-30 arası alınabilir. Ancak, bu bildirideki hesaplamalarda sismik kalite faktörü, Q, değeri 10 kabul edilmiştir. Çünkü Güreli vd. (2001) çalışmasında da değinildiği üzere, ortamda çoğunluğu bazalt olan volkanikler, hızlı soğumaya bağlı olarak düşük sismik kailte faktörüne sahiptir. Güreli ve arkadaşlarının çalışmasında Q'nun şaşırtıcı bir şekilde 1, 2 civarında olduğu deneylenmiştir. Ayrıca, patlatma kaynaklı sismik dalgalardan yüzey dalgaları en tahripkar olanlar olduğu için, yüzey dalga hızları dikkate alınmış ve bu yüzey dalgalarının seyahat ettiği örtü tabakası da (15-30m arasında değişiyor) dikkate alınarak sismik kalite faktörü, 10 kabul edilmiştir.

Formül 1'deki V, yüzey dalga hızı, 600 m/s alınmıştır. Frekans ise açık işletme patlatmalarından kaynaklanan sismik dalgaların ortalama hâkim frekansı olan 15 Hz kabul edilmiştir. Yeraltı patlatmalarında ise, yüksek frekanslı dalgalar üreyeceği ve bunlar da kısa mesafelerde soğrulacağı için, Çizelge 1'de de görüleceği üzere, sismik dalgalar uzak mesafelere ulaşamazlar. Yeraltı patlatmaları için hesaplamalarda frekans değeri 60 Hz alınmıştır. Sismik kalite faktörü Q değeri, patlatmalar yeraltında yapılacağı ve oluşacak sismik dalgalar yüzeye ulaşana dek bir süre yeraltında seyahat edeceği için 30 alınmıştır.

Çizelge 1. Açık işletme ve Yeraltı patlatmalarından kaynaklanan titreşimlerin mesafeyle değişimi

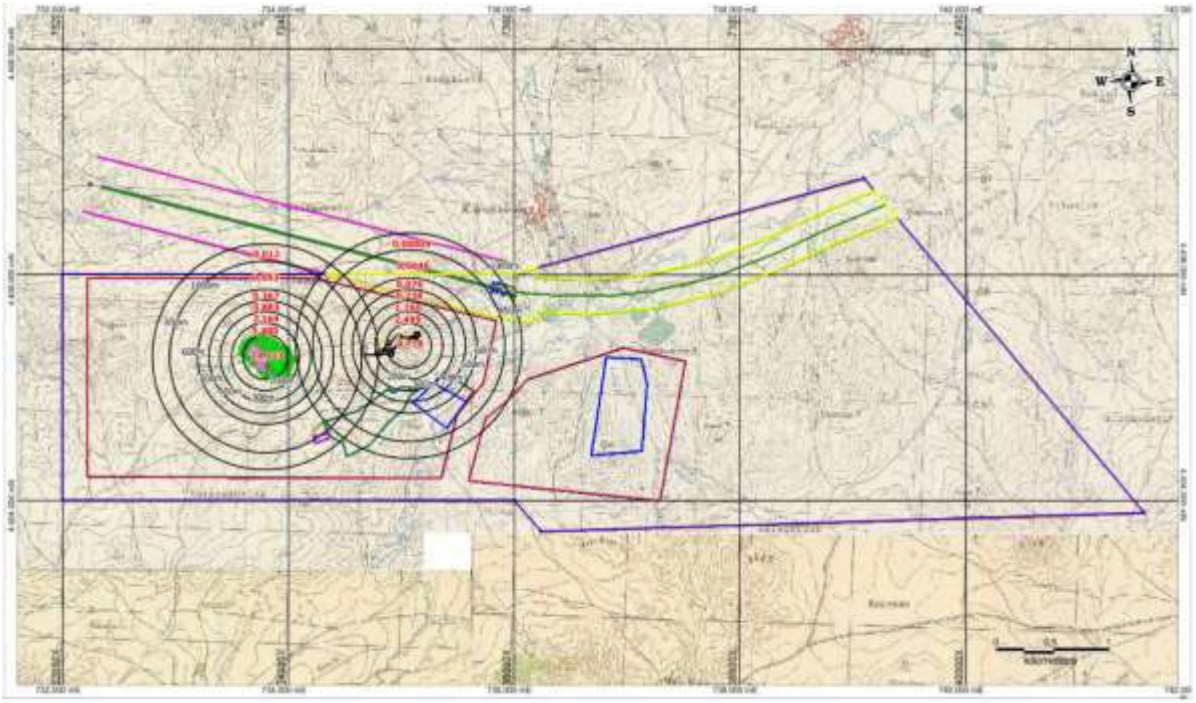
Mesafe (m)	Patlatma kaynaklı titreşim hızları, mm/s	
	Açık işletme patlatmalarından kaynaklanan	Yeraltı patlatmalarından kaynaklanan
200	14.713	8.718
300	5.480	2.499
400	2.164	1.760
500	0.883	0.238
600	0.367	0.076
850	0.043	0.0046
1000	0.012	0.0009

İşletmenin açık işletme ve yeraltı patlatmalarından kaynaklanacak sismik dalgaların Çizelge 1'deki mesafelere göre hesaplanarak bulunan titreşim değerleri, Şekil 6'da, Türk Maden ve taş ocakları için geçerli izin verilebilen titreşim limitleri skalasına göre gösterilmiştir (ÇGDDY, 2005). Şekil 6'da x ekseni frekansı, y ekseni, patlatma kaynaklı titreşim hızlarını göstermektedir. Kırmızı kesikli çizgi ile gösterilen eğri ise, frekansa bağlı olarak değişkenlik gösteren, izin verilebilen titreşim hızlarının üst limitini göstermektedir. Açık işletme patlatmalarından kaynaklı sismik dalgaların ortalama frekansı 15 Hz kabul edilmiştir. Bu değere bağlı olarak hesaplanan titreşim değerleri Şekil 6'da görüleceği üzere kırmızı çizginin altındadır. Yeraltı patlatmalarından kaynaklı sismik dalgaların ortalama frekansı ise 60 Hz kabul edilmiştir ve buna göre hesaplanan titreşim değerleri de kırmızı çizginin altındadır.



Şekil 6. Türk Maden ve Taş ocakları için izin verilebilen frekansa bağlı titreşim değerleri sınırlarını gösteren şekil

Planlanan açık ve yeraltı işletmelerinde yapılacak patlatmalardan kaynaklı oluşabilecek titreşimlerin mesafeye göre değişen değerleri Şekil 7'de harita üzerinde gösterilmiştir.



Şekil 7. Patlatma kaynaklı oluşabilecek titreşim hızlarının mesafeyle değişimi

Şekil 7'de proje ruhsat sahası Mavi çizgi ile sınırlı olup, ÇED alanları Kırmızı çizgi ile sınırlıdır. Ruhsat sahası ile çakışan Hızlı Tren Güzergahı Yeşil ile gösterilmektedir. Hızlı tren hattının her iki yanındaki Pembe çizgi, koruma bandıdır. Soldaki Mavi sınırla çizili ÇED-1 alanında, planlanan açık işletme (Yeşil-Pembe) ve yeraltı işletmesi (Siyah) gösterilmiştir.

Hem açık işletme hem de yeraltı işletmesinden mesafeyle uzaklaşan daireler üzerine, Formül 1 ile teorik olarak hesaplanan titreşim hızları yazılmıştır. Görüleceği üzere, her iki işletmedeki patlatmalardan kaynaklanacak sismik dalgalar, Formül 1'e göre, 500 m'den sonra 1 mm/s'nin altına düşerek sönümlenmektedir. Hızlı tren hattı koruma bandına (Pembe) ulaşan titreşim hızları 0.012-0.238 mm/s aralığındadır.

SONUÇLAR

Patlatma kaynaklı olası çevresel problemleri anlayabilmenin en iyi yolu, sahada deneme patlatmaları yaparak, patlayıcı-kayaç ilişkisi ve sismik dalgaların, hava şokunun yayılma mekanizmasını anlayabilmektir. Ancak bu şekilde, sahaya özgü kontrollü patlatmalar yapılabilir. Gerekli izinlerin alınamaması halinde deneme patlatmaları yapılamayacağı durumlarda, nümerik modelleme oldukça iyi sonuçlar vermektedir. Nümerik modelleme sonuçlarının doğruluğu, sahaya özgü jeoteknik ve jeomekanik parametrelerin yeterliliği ve doğruluğuna bağlıdır. Modellemeler de zaman alıcıdır. Nümerik modelleme için yeterli koşullar oluşamayan durumlarda, patlatmalardan kaynaklı sismik dalgaların yarattığı titreşimler, ortamın sismik kalite faktörü ve yüzey dalga hızı kullanılarak hesap edilebilir.

Bu bildiride, Yozgat ili sınırları içerisinde faaliyet gösterecek olan çinko-kurşun-altın-gümüş-bakır madeninde yapılacak patlatmaların ruhsat sınırı içerisinden geçen yüksek hızlı tren güzegahında bulunan tünel ve yarmalara herhangi bir titreşim etkisi yaratıp yaratmayacağı ile ilgili, yukarıda anlatılan yöntemle bir ön hesaplama yapılmıştır. Sahada halihazırda patlatma yapılamadığı için, deneme patlatmaları yapılamamış ve dolayısıyla sahada sismik dalgaların yayılma mekanizmasını anlamak mümkün olamamıştır. Bu sebeple, literatür bilgisine dayanarak teorik hesaplamalar yapılmış; açık ve yeraltı patlatmalarından kaynaklı sismik dalgaların değişik mesafelerde yaratacağı titreşim hızları teorik olarak belirlenmiştir. Bu hesaplamalarda, patlatma kaynaklı sismik dalgaların yayılacağı kayaçların *sismik kalite faktörü*, *yüzey dalgaların kayaçlarda ilerleme hızı*, *kaynakta oluşan sismik dalga frekansı* ve *mesafeye* bağlı olarak geliştirilen formül kullanılmıştır.

Bu teorik hesaplamalara göre, açık ve yeraltı işletmelerinde yapılacak kontrollü patlatmalardan kaynaklanacak sismik dalgalar, açık işletme ve yeraltı patlatmaları için 500 m uzaklıktan sonra 1mm/s'nin altına düşerek sönümlenecektir. Türk Maden ve Taş ocakları için hazırlanan "izin verilebilen en yüksek titreşim değerleri skalası" incelendiğinde, gerek açık işletme gerekse de yeraltı patlatmalarından kaynaklanacak titreşimlerin, teorik olarak, izin verilen limit değerlerin altında olacağı anlaşılmaktadır. *Teorik verilere göre, işletmenin yapacağı açık ve yeraltı patlatmalarından kaynaklanan sismik dalgalar, kontrollü patlatmalar yapılması şartı ile, TCDD hızlı tren hattına hasar vermeden sönümlenecektir.*

Ancak, gerek açık işletme, gerek yeraltı işletmesinde yapılacak patlatmaların çevreye vereceği olası olumsuz etkilerin en doğru şekilde anlaşılabilmesi için, sahada gerçek bir pilot patlatmasından alınan sismik verilerle, sismik dalganın yayılma mekanizması anlaşılmalı ve bu mekanizmaya uygun patlatma parametreleri tasarımlandırılmalıdır. Patlatma yapılamayan durumlarda, yukarıda verilen teorik hesaplamalar ve kabullerle hesaplanan mesafeler kullanılabilinir ancak bunlara temkinli yaklaşmakta fayda vardır. İşletme faaliyetlerine başladığında, pilot patlatmalar yapılarak en uygun patlatma parametreleri bulunmalı ve kontrollü patlatmaların bilime ve tekniğe uygun yapılması sağlanmalıdır. Patlatma tasarımları yapılırken, tasman mekanizması ve yeraltı suyu durumunun da sayısal modelleme teknikleri ile modellenmesi, özellikle yeraltı patlatmalarının etkilerini anlamak ve önlemek adına çok önemlidir.

Kaynaklar

Aldas, GGU, 2010, "Explosive charge mass and peak particle velocity (PPV)-frequency relation in mining blast", *Journal of Geophysics and Engineering*. Vol. 7, p. 223-231.

Aksoy C.O, Şafak S., Uyar GG**.,** Özacar v., "A new mathematical approach for repsesenting the deformation mechanism of rocks under constant load", Geotechnique Letters, Vol. 8, issue 1, pp 80-90, March 2018.

Aksoy C.O.., Uyar GG., Şafak S., " A New Approach to Time-Load-Deformation-Stress Hypersurface of Rocks to Stability Control of Underground Openings Journal: Arabian Journal of Geosciences, 11:101 March 2018.

Aksoy C.O.., Uyar G.G., Utku S., "Kaya Duraylılıgının Nümerik Modelleme Ile Belirlenmesinde Yeni Bir Metod", Kaya Duraylılıgının Nümerik Modelleme Ile Belirlenemsinde Yeni Bir Metod, 12. Bölgesel Kaya Mekaniği Sempozyumu, 2018

ÇGYDD, 2005, "2002/49/EC sayılı Çevresel Gürültünün Yönetimi ve Değerlendirilmesi Direktifine paralel olarak hazırlanmış olan bir yönetmelik".

Devine J.F. Effect of charge weight on vibration levels from quarry blasting. USBM Report of invest 6774, 1966.

Güreli, O., Ecevitoğlu, B., Gönülalan, U., Hacımehmetoğlu, M. G., Beşevli, D. T., 2001, "Bazaltın Q Parametre Testi ve Bazalt Üzerinde Sismik Veri Toplama Çalışmaları" *14. Türkiye Jeofizik Kurultayı ve Sergisi, 8-11 Ekim, MTA GenelMüdürlüğü Kültür Sitesi, Ankara, Genişletilmiş Sunular Kitabı*, s. 138-142.

Patlatma Tasarımları ve Patlatma Kaynaklı Çevresel Etkiler Klavuzu, 2018, http://ced.csb.gov.tr/kilavuz-rehber-form-i-320

Ricker, N. H. Transient Waves in Visco-Elastic Media, Elsevier Scientific Publications Co., Amsterdam-Oxford-New York, N. Y., 1977.

Siskind DE, Stagg MS, Kopp JW, Dowding CH, 1980. Structure response and damage produced by ground vibrations from surface mine blasting. USBM RI 8507.

Siskind, D.E., Crum, S.V., Otterness, R.E., Kopp, J.W. 1989. Comparative study of blasting vibrations from Indiana surface coal mine. USBM RI 9226: 41, Boston.

Uyar G.G., Yaman H.E.., Güngör, N.O., "Yeraltı Patlatmalarından Kaynaklı Sismik Enerjinin Tahkimat Tasarımında Dinamik Etki Olarak Parametrik Bir Şekilde Tanımlanması", IMCET 2017, 11-14 Nisan 2017, Antalya.

PATLATMANIN MALZEME ÜZERİNE ETKİSİNİN İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF BLASTING IMPACT ON MATERIAL

Y. Umucu [1,*], V. Ekmiş [1], D. Alp [1], O. Çağatay [1]

[1] Ek-Pet İnşaat Sanayi Taahhüt ve Ticaret Ltd. Şti, Ankara / TÜRKİYE
(*Sorumlu yazar: umucuy@hotmail.com)

ÖZET

Boyut küçültmede çatlak oluşumu tane içindeki akışlara bağlıdır. Dışarıdan bir kuvvet uygulanması ile çatlak haline gelebilecek ve tane içerisindeki strüktürel zayıflıklara akış (flow) denilmektedir. Tane içerisindeki akış mevcudiyeti ve yapısı kırılma karakteristiğini belirler. Bond İş İndeksi değerlerinden yola çıkarak kayaçların ufalanması ve enerji ihtiyaçları hakkında bilimsel yaklaşımlar yapılabilmektedir. Bu veriler ışığında bir sonraki cevher hazırlama akış şeması tasarımında göz önünde tutulabilir, kurulmuş bir işletmede iyileştirme çalışmaları yapılarak verim artışı sağlanabileceği ve önemli ölçüde maliyetlere etki edeceği de aşikârdır.

Yapılan çalışma kapsamında beş farklı açık ocak işletmesinden alınan patlatma etkisine maruz kalmış ve patlatma etkisine maruz kalmamış numuneler üzerinde Bond İş İndeksi, tek eksenli basınç dayanımı ve sismik hız testleri gerçekleştirilmiştir. Patlatma parametrelerinin de göz önünde tutularak gerçekleştirilen testler sonucunda patlatma sonrasında İş indeksi ve basınç dayanımı değerlerinin düştüğü belirlenmiştir. Tüm patlatma parametrelerine bağlı elde edilen değerlerin değişimlerinin sebepleri ortaya konulmuştur. Yapılan ilişkilendirmelerin işletme ve ufalama ekipmanları için yapılan tasarımlar üzerindeki etkileri yorumlanmıştır.

Anahtar Sözcükler: Ufalama, Patlatma, Öğütülebilirlik, Fizikomekanik

ABSTRACT

The crack formation in size reduction depends on the flow in the particle. When an external force is applied, it may become cracked and the structural weakness in the particle is called flow. The existence and structure of the flow in the particle determine the character of the break. From the Bond Work Index values, scientific approaches can be made about breakage of rocks and energy needs. This data can be taken into consideration in the design of the next ore preparation plant, the efficiency improvement can be achieved by carrying out improvement works in an established plant and it will be significantly affect costs.

Bond grindability and uniaxial compressive strength tests were carried out on samples were taken from five different open pit operations which were exposed to blasting effect and not exposed to blasting effect within the scope of the study. As a result of the tests carried out in consideration of blasting parameters, it was determined that the values of Bond Work index and compressive strength decreased after blasting. The reasons for the changes in the values obtained based on all the blasting parameters are explained. The statistical relationship made for materials are revealed on the effects on the designs made on operation and comminution equipment

Keywords: Comminution, Blasting, Grindability, Phsicomechanic

GİRİŞ

Yeraltı ve yerüstü maden ocaklarında kazı ve yükleme işlemini kolaylaştırmak için patlatma işlemleri önemli bir yer tutmaktadır. İyi dizayn edilmiş bir patlatma işleminde elde edilecek verim cevher hazırlama aşamasının tasarımına ve maliyetine etki eder.

Kayalar kazı, kesme, delme, patlatma ve kırma gibi bazı madencilik veya inşaat amaçlı çalışmalar esnasında dinamik yüklere maruz kalmaktadırlar. Yüksek birim deformasyon hızlı yüklemeye maruz kayanın davranışı statik ve quasi-statik testlerle belirlenen davranışına göre oldukça farklıdır ve çoğu pratik uygulama kayanın dinamik ortamda mekanik davranışının bilinmesini gerektirmektedir (Zhou vd., 2010).

Araştırmacıların son yıllarda en önemli hedefleri, herhangi bir kaya birimi için önceden özgül şarj miktarını belirlemek olmuştur. Bu kapsamda bazı kaya birimleri ve özellikleri ile özgül şarj arasında ampirik ilişkiler kullanılmaya başlansa da işin doğası gereği nihai bir çözüme kavuşturulamamıştır. Konunun karmaşıklığı ve zorluğu yüzünden başka unsurlardan takviyeye ihtiyaç olmuştur. Kırma öğütme yoluyla boyut küçültme olayının mekanizması ile patlama yolu ile kaya kazısı olayı mekanizması arasında benzerlik olduğu düşülmüştür. Patlatma, delik delme ile başlayıp patlayıcı maddelerin deliklere doldurulması ve kayaçların gevşetilmesiyle son bulan işlemler bütünüdür.

Ateşleme yapıldıktan sonra meydana gelen gaz basıncının etkisi ile kayaçlar parçalanır ve bu parçalanma kayaçların iç kısımlarında mikronize çatlaklar oluşturur. Bu mikronize çatlaklar ufalama ve öğütme aşamalarında önemli ölçüde etki ettiği düşünülerek çeşitli boyut küçültme teorileri ortaya konulmuştur. Özellikle en yaygın olarak kullanılan Bond teorisi ve iş indeksidir. Boyut küçültme için dışarıdan bir enerji vermek gerektiğinden, boyutu belirli her parçanın bir enerji seviyesi ve değeri vardır. Boyut küçültme ile bu değere bir ilave yapılmaktadır. Boyut küçültmede çatlak oluşumu tane içindeki akışlara bağlıdır. Dışarıdan bir kuvvet uygulanması ile çatlak haline gelebilecek ve tane içerisindeki strüktürel zayıflıklara akış (flow) denilmektedir. Tane içerisindeki akış mevcudiyeti ve yapısı kırılma karakteristiğini belirler. İş endeksi değerlerinden yola çıkarak kayaçların ufalanması ve enerji ihtiyaçları hakkında bilimsel yaklaşımlar yapılabilmektedir. Bu veriler ışığında bir sonraki cevher hazırlama akış şeması tasarımında göz önünde tutulabilir, kurulmuş bir işletmede iyileştirme çalışmaları yapılarak verim artışı sağlanabileceği ve önemli ölçüde maliyetlere etki edeceği de aşikârdır.

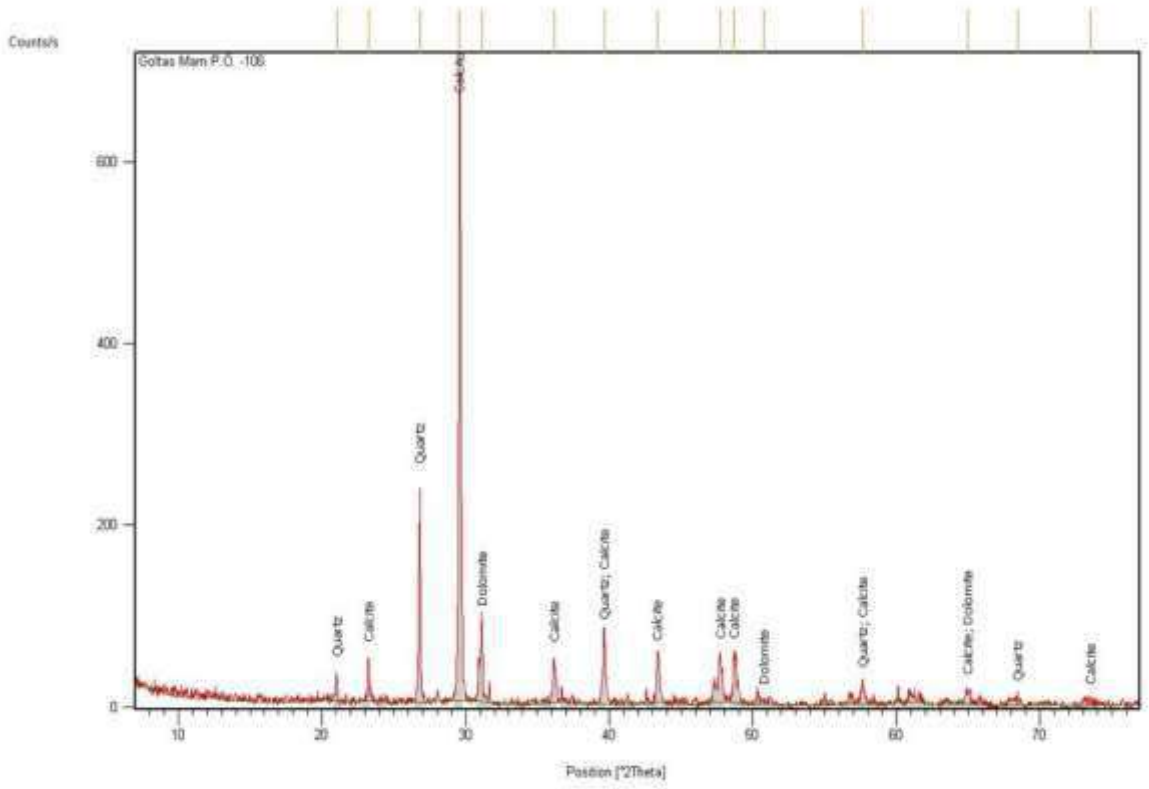
Nielsen ve Kristianse (1995) yaptıkları bir araştırmada patlatmanın cevherlerin öğütülebilirliğini artırıp artırmadıklarını incelenmişler ve belirli bir miktardaki patlayıcının kayaların öğütülebilirliğini önemli ölçüde artırdığını belirlemişlerdir.

Bununla birlikte toplam boyut küçültme prosesinin teknik ve ekonomik sonuçları ile patlayıcı madde enerjisi arasında sayısal bir ilişkiye dayanan denklem elde edilememiştir.

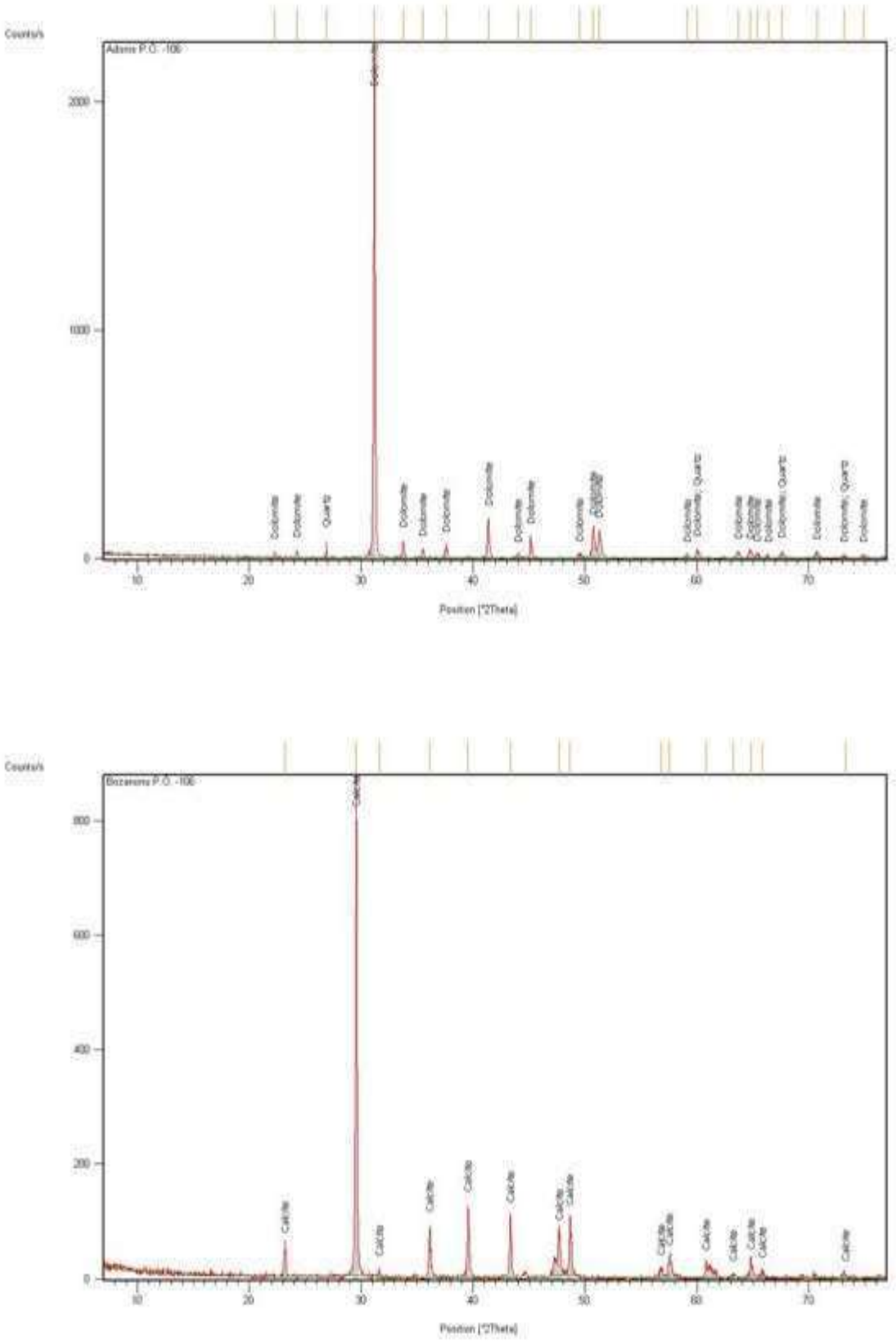
Yapılan çalışma kapsamında beş farklı açık ocak işletmesinden alınan patlatma etkisine maruz kalmış ve patlatma etkisine maruz kalmamış numuneler üzerinde Bond öğütülebilirlik, tek eksenli basınç dayanımı, sismik hız testleri gerçekleştirilmiştir. Patlatma parametrelerinin de göz önünde tutularak gerçekleştirilen testler sonucunda patlatma sonrasında İş indeksi ve basınç dayanımı değerlerini düştüğü, sismik hız değerlerinin de arttığı belirlenmiştir. Tüm patlatma parametreleri ile ufalanma arasındaki ilişki elde edilen değerlere göre sebepleri ile ortaya konulmuştur.

MALZEME VE YÖNTEM

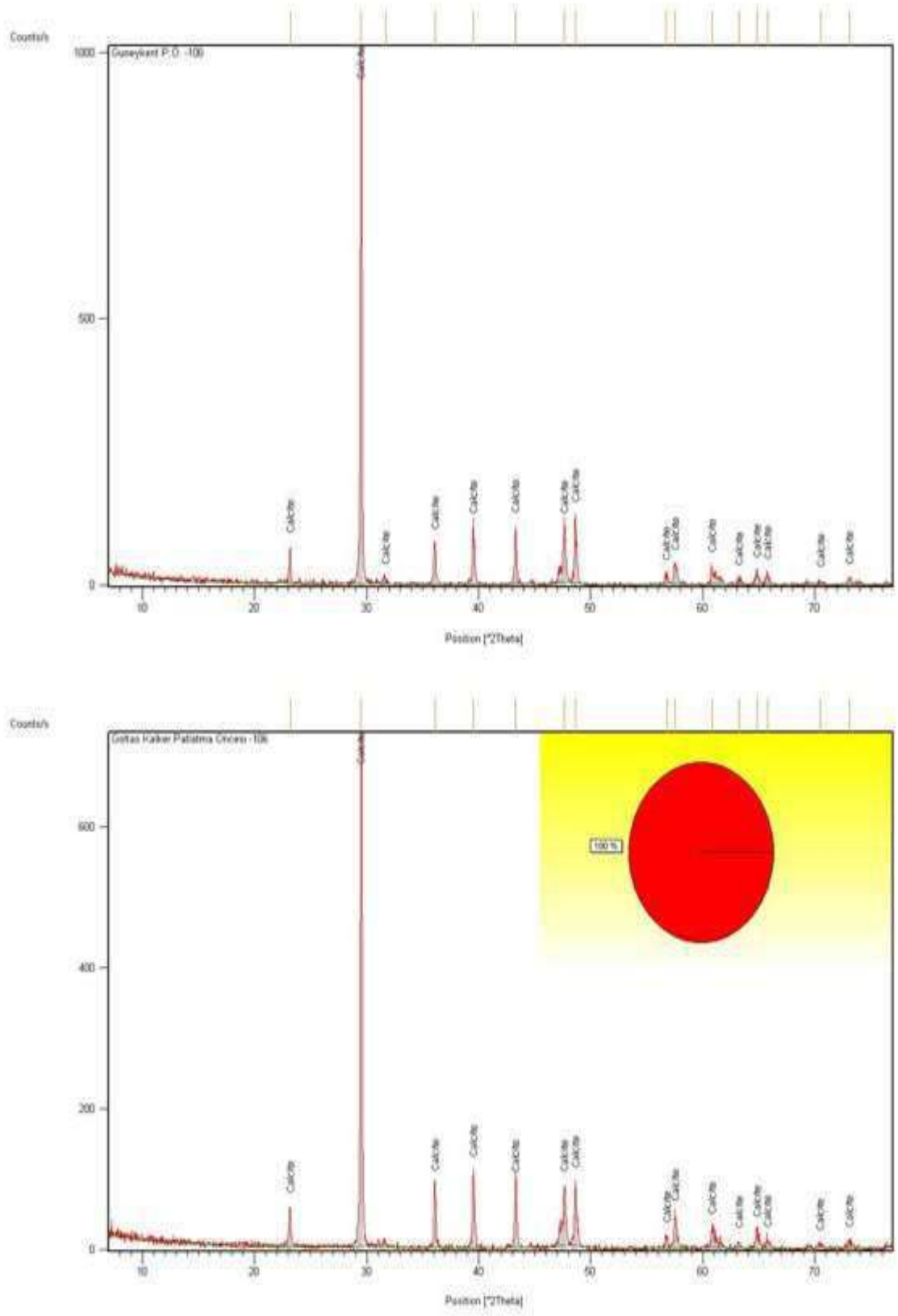
Çalışma kapsamında belirli sürelerde patlatma yapılan açık ocak işletmelerindeki numuneler üzerinde patlatma işlemi gerçekleştirmeden ve patlatma işlemi gerçekleştirildikten sonra işletme tasarımlarında kullanılan tek eksenli basınç dayanımları, sismik hız ve Bond İş İndeksi değerleri üzerinde patlatma öncesi ve sonrası yapılan test sonuçlarının değişimlerinin ilişkilerinin ortaya konması için beş farklı kırmataş endüstrisine hammadde üreten kireçtaşı ağırlıklı malzemelerden oluşan numuneler kullanılmıştır. Numuneler ile ilgili yapılan mineralojik analiz sonuçları Şekil 2, 3 ve 4'de verilmiştir.



Şekil 2. Isparta-Göltaş'ta bulunan marn ocağından alınan numunelerin XRD sonuçları



Şekil 3. Antalya-Döşemealtı ve Isparta-Bozanönü'nde bulunan kalker ocaklarından alınan numunelerin XRD sonuçları



Şekil 4. Isparta-Güneykent ve Isparta-Göltaş'da bulunan kalker ocaklarından alınan numunelerin XRD sonuçları

XRD sonuçlarına göre çalışmalarda kullanılan Şekil 2'de sunulan Isparta-Göltaş A.Ş'ye ait ocaktan alınan numunenin marn numunesi, diğer numunelerin (Şekil 3 ve 4) ise kireçtaşı kökenli olduğu belirlenmiştir. Ayrıca, Göltaş firmasına ait marn ocağından alınan numunenin kalsit, dolomit ve kuvarstan oluştuğu tespit edilmiştir.

Patlatma Ölçümleri

Patlatma ciddi bir maliyet kalemi olduğu için, ayrıca kendinden sonra gelecek uygulamaları da direkt etkilediğinden bu kriter önemli bir değerlendirme kriteri olarak görülmekte ve üzerinde çok çeşitli teknik ve ekonomik araştırmalar yapılmaktadır.

Tüm bunlar ve daha fazlası için de kaya özelliklerini, patlayıcı madde özelliklerini ve patlatma geometrisi konfigürasyonlarını uygun modelde değerlendiren tasarımlar yapılmalıdır.

Isparta ve Antalya bölgesinde numunelerin alındığı ocakların patlatmada etken olan parametreler ve patlayıcı miktarları aşağıda Çizelge 1 'de verilmiştir.

Fizikomekanik Testler

Kaya kütlesi özellikleri; yoğunluk, basınç dayanımı, çekme dayanımı, darbe dayanımı, sismik dalga hızı, süreksizlik durumu ve kütlesel olarak sağlamlık derecesi, su durumu, elastisite modülü, poisson oranı, değişkenlik durumu (homojenlik, anizotropi ve izotropiklik), sertliktir (Kahriman, 1999).

Kayaç yoğunluğu arttıkça kazısı zorlandığı gibi elastisite modülü fazlalaştıkça da kırılabilme özelliği de azalmaktadır. Farklı kayaçların özellikleri ve yapısal bağları kayaçların karakteristiğini ve arazide patlatılabilirliğini belirler. Kaya özellikleri atım sonucunu önemli ölçüde etkiler (Kahriman, 1999).

Bu çalışma kapsamında patlatma yapılacak alandan patlatma öncesi ve sonrası örnekler alınarak belirtilen kaya kütlesinin özelliklerinden basınç dayanımı, sismik dalga hızı ve kayaçların ufalanabilirliğinin tespitinde yaygın olarak kullanılan Bond Öğütülebilirlik testi yapılmış elde edilen veriler sırasıyla sunulmuştur.

Basınç Dayanımı

Beş farklı ocaktan alınmış ve patlatma öncesi- patlatma sonrası diye ayrılmış olan numulerin her biri için tek eksenli basınç dayanımı deneyi yapılmıştır. Deneyler sahadan alınan blok numunelerden elde edilen NX (54.4 mm) çaplı karotlar üzerinde, Uluslararası Kaya Mekaniği Derneğinin (ISRM) önerdiği standartlara uygun olarak her kayaç grubu için 5 adet numune üzerinde gerçekleştirilmiştir (Brown, 1981).
Daha sonra kesim işlemindeki hassasiyet için kumpas ile ölçülmüştür. Numune hidrolik pres tablaları arasına yerleştirilmiştir. Yükün numune üzerine homojen şekilde yayılmasını sağlamak amacıyla numune alt ve üst kısmına numune ile aynı çapta olan çelik diskler konulmuştur. Hidrolik preslerde numunenin üzerine konulduğu alt tabla yukarı doğru hareket ettirilmiştir. Hız kontrolü elle veya otomatik olarak gerçekleştirilirken yük takibi dijital göstergelerden okunmuş ve kayıt altına alınmıştır.

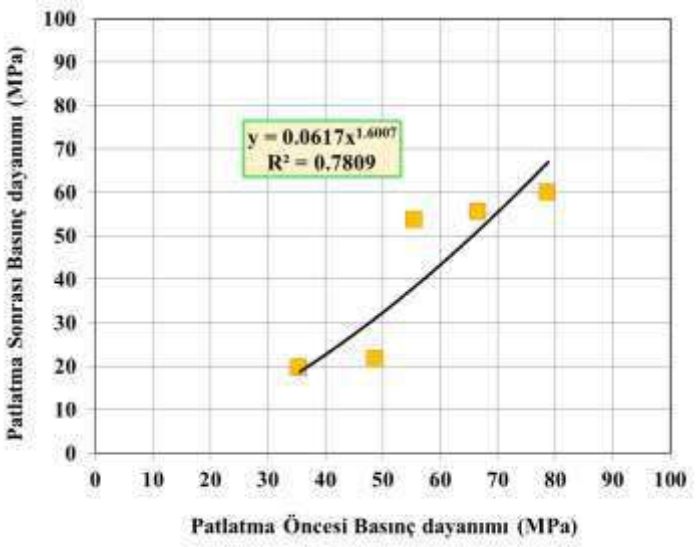
Çalışma kapsamında patlatma yapılan ocaklardan alınan numuneler üzerinde iki farklı tek eksenli basınç dayanımı testi yapılmıştır. Bu işlem patlatma yapılmadan ilgili işletmelerden alınmış ve yine aynı işletmede patlatma yapıldıktan sonra alınan örnekler üzerinde gerçekleştirilmiştir. Yapılan deneysel çalışmaların sonuçları Çizelge 2 ve Şekil 5'de verilmiştir.

Çizelge 1. Patlatma Parametreleri ve Patlayıcı miktarları

Patlatma Parametreleri	A	B	C	D	E
Ayna yüksekliği	11 m	9 m	15 m	10 m	16 m
Delik boyu	12 m	10 m (1m dip delgi)	16 m (1m dip delgi)	11 m (1m dip delgi)	17 m (1m dip delgi)
Delikler arası mesafe	4 m	4 m	2.5 m	2.7 m	3 m
Delik Yükü	4 m	4 m	3 m	3 m	3 m
Delik çapı	115 mm	115 mm	89 mm	89 mm	89 mm
Sıkılama boyu	3	3 m	3 m	3 m	3 m
Delik düzeni	ŞEŞBEŞ	ŞEŞBEŞ	ŞEŞBEŞ	ŞEŞBEŞ	ŞEŞBEŞ
Delik Sayısı	35	30	50	44	76
ANFO	74 Kg * 35 = 2.600 Kg	58 Kg * 30 = 1.750 Kg	65 Kg * 50 = 3.250 Kg	37,5Kg* 44 = 1.650 Kg	72 Kg * 76 = 4.572 Kg
Dinamit	1 Kg * 35 = 35 Kg	0,5 Kg *50 = 25 Kg	0,5 Kg * 50 = 25 Kg	0,5 Kg * 44 = 22 Kg	1 Kg * 76 = 76 Kg
Delik içi kapsül	15 m, 500 ms	12 m,500 ms	18 m, 500 ms	12 m, 500 ms	18m,500 ms
Yüzey kapsülü	5m 65 ms	5 m 65 ms	4 m 42 ms	4 m 25 ms	4 m 42 ms
Üretilen maksimum tane boyutu	40 cm	50 cm	70 cm	60 cm	30 cm
Patlatılacak yerin hacmi	6336 m^3	4320 m^3	5073,75 m^3	3.600 m^3	10.656 m^3

Çizelge 2. Patlatma yapılan ocaklardan alınan numunelerin tek eksenli basınç dayanımı değerleri

Numune	σ_1 –MPa (Patlatma Öncesi)	σ_1–MPa (Patlatma Sonrası)
Göltaş Kalker	55.50	53.70
Göltaş Marn	78.80	60.00
Güneykent Kalker	35.50	19.70
Bozanönü Kalker	48.70	21.60
Antalya Kalker	66.60	55.50



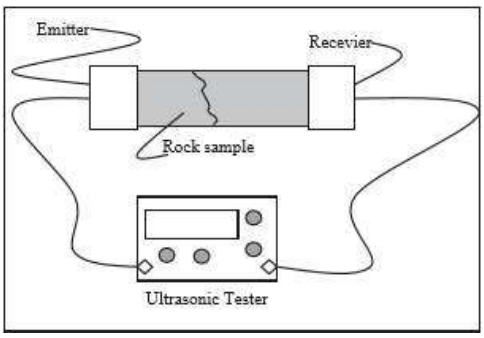
Şekil 5. Patlatma Öncesi ve Patlatma Sonrası ilişkiyi gösteren tek eksenli basınç dayanımı değişimi

Daha önceki çalışmalardan yola çıkarak tek eksenli basınç dayanımın patlatma hesaplarında özgül şarj hesabı için çeşitli ampirik eşitlikler geliştirilmiştir. Tek eksenli basınç dayanımları değerleri incelendiğinde patlatma sonrası numuneler için ölçülen değerlerin düştüğü belirlenmiştir. Kırık ve çatlakların genişlemesi, uzaması ve artmasına bağlı olarak bu durumun ortaya çıktığı belirlenmiştir.

Ultrasonik (sismik) Hız

Küp şeklinde hazırlanmış numuneler öncelikle patlatma öncesi ve sonrası olarak ayrılmıştır. Gönderici ve alıcı silindir uçlarının numunenin ortasından temas etmesi için konumları belirlenir. Sinyalin merkezden çevirgecin temas alanlarının merkezine kadar ilerleme mesafesi 0.025 mm duyarlılıkta ölçülür. Yayılma hızı ölçülecek olan dalga türü (P dalgası) yükselticinin üzerindeki düğmeden belirlenir. Karotun yüzeyleri ile gönderici ve alıcı (çevirgeç) arasındaki temasın arttırılarak boşluk kalmasını önlemek amacıyla alt ve üst yüzeylerine jel sürülmüştür. Sinyal üreticisinin voltaj çıktısı, yükselticinin ve osiloskopun duyarlılığı doğru zaman ölçümünün sağlanması amacıyla optimum seviyeye ayarlanmıştır. Daha sonrasında sinyal üreticisinin dijital ekranındaki değerler ölçülmüş ve her numune için gösteren süreler not edilmiştir.

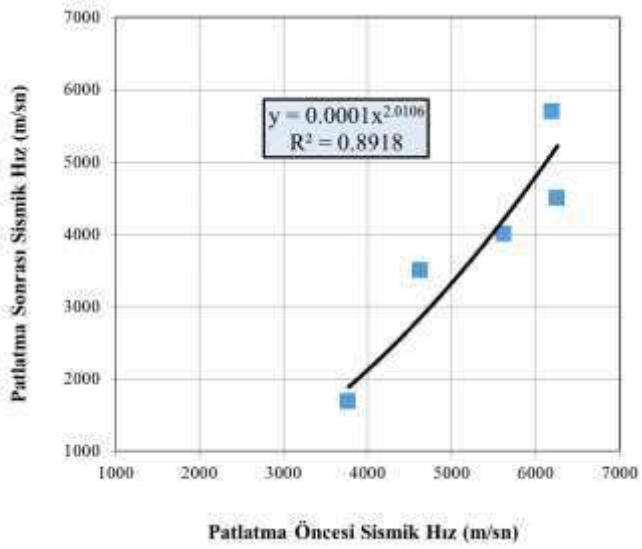
Çalışma kapsamında patlatma yapılan ocaklardan alınan numuneler üzerinde iki farklı sismik hız ölçüm testi yapılmıştır. Bu işlem patlatma öncesi ve patlatma sonrası olarak belirlenmiştir. Yapılan deneysel çalışmaların sonucu Çizelge 3 ve Şekil 7'de verilmiştir.



Şekil 6. Ultrasonik (sismik hız) ölçüm yöntemi (Yaşar ve Erdoğan, 2004)

Çizelge 3. Patlatma yapılan ocaklardan alınan numunelerin sismik hız ölçüm değerleri

Numune	Vp –m/sn (Patlatma Öncesi)	Vp --m/sn (Patlatma Sonrası)
Göltaş Kalker	6261.1	4500.2
Göltaş Marn	5620.2	4000.4
Güneykent Kalker	6197.9	5693.3
Bozanönü Kalker	4628.2	3500.0
Antalya Kalker	3772.2	1680.7



Şekil 7. Patlatma Öncesi ve Patlatma Sonrası ilişkiyi gösteren ultrasonik hız değişimi

Sismik hızları yüksek olan numunelerin kırık çatlak yapıları azdır. Sismik hız ile patlatma arasında doğru bir ilişki olduğunu belirten akademik çalışmalar yapıldığı bilinmektedir (Deniz, 1996). Yapılan çalışmalar sonucunda aynı durumla karşılaşılmıştır. Bu çalışmalar sonucunda kayaçların sismik hızlarının düşük veya yüksek çıkması kırık ve çatlak yapısı hakkında bilgi vermekte, bu bilgiler ışığında patlatma tasarım parametreleri (dilinim kalınlığı, delikler arası mesafe, özgül şarj vb.) düzenlenmektedir.

ÖĞÜTME TESTİ

Bond Öğütülebilirlik Testi

4 adet kalker ve 1 adet marn numuneleri patlatma öncesi ve patlatma sonrası olarak ayrıldıktan sonra her numune için elek analizi yapılmış ve %80'inin geçtiği elek açıklığı bilinen, 6 mesh (3.35 mm)'in altına geçen numuneden ölçekli kapta konularak ve sallanarak 700 cc ‘ye düşürülmüştür. Seçilen test elek açıklığından (istenilen ürün boyutu) numune geçirilerek elek altı oranı tespit edilmiştir. Daha sonra Bond değirmenine kuru olarak Bond teorisinde tespit edilmiş miktar ve çaptaki bilyalarla birlikte şarj edilerek, 100tur sayısında değirmen çalıştırılmıştır. Devir sayısı optik sayaçtan okunmuştur. Hassas bir şekilde değirmen boşaltılarak ve bilyalar elenerek öğütülen numune alınmıştır. Öğütülmüş numune -

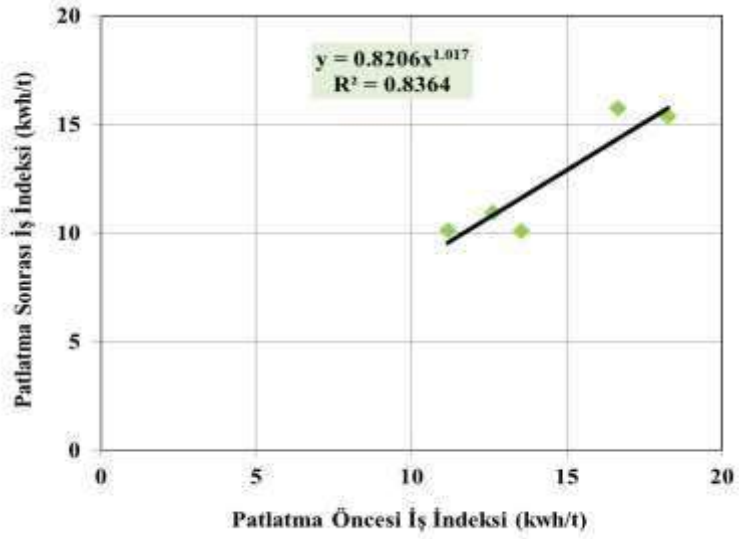
0.106 mm elek açıklığında elenmiş, elek altı miktarı (ürün miktarı) bulunmuştur. Besleme ürünü içindeki elek altı miktarı ile ürün arasındaki farkın devir sayısına bölümü Öğütülebilirlik katsayısını vermektedir. İkinci periyod ve diğer periyodlar için elek üstü ile beraber ürün miktarı kadar 6 mesh 'in altındaki numuneden eklenerek değirmene tekrar şarj edilmiştir. Test elek açıklığından geçen ürün miktarı % 28,6'ya karşılık geldiğinde denge durumu oluşmuştur. Diğer bir deyişle, % 28,6'lik ürün miktarı öğütülmesi gerekli miktardır. Denge durumuna ulaşmadan önceki öğütmelerde; öğütülmesi gerekli ürün miktarından besleme içindeki ürün miktarı çıkartılmak ve öğütme katsayısına bölünmek suretiyle devir sayısı bulunmuştur. Denge durumunda öğütülebilirdik katsayısı son üç öğütmede aynı olmalıdır. Bu durumda devreden miktarın ürüne oranı % 250'dir (Bond, 1961). Daha sonra son üç periyottan 50'şer gramlık numune alınarak sırası ile 0.090mm, 0.075mm, 0.063mm, 0.045mm elek serisinden elenerek elek analizi. Bond formülüyle de iş indisi tespit edilmiştir. (Deniz, 1996).

Çalışma kapsamında patlatma yapılan ocaklardan alınan numuneler üzerinde iki farklı Bond Öğütülebilirlik Testi yapılmıştır. Bu işlem aynı açık ocak işletmesinde aynı formasyona sahip üretim yapılan sahada patlatma yapılmadan önce ve patlatma yapıldıktan sonra alınan numuneler üzerinde gerçekleştirilmiştir. Yapılan deneysel çalışmaların sonucu Çizelge 4 ve Şekil 8'de verilmiştir.

Çizelge 4. Patlatma yapılan ocaklardan alınan numunelerin Bond İş İndeksi Değerleri

Numune	**İş İndeksi –kwh/t (Patlatma Öncesi)**	**İş İndeksi –kwh/t (Patlatma Sonrası)**
Göltaş Kalker	18.26	15.36
Göltaş Marn	13.54	10.09
Güneykent Kalker	12.62	10.96
Bozanönü Kalker	16.65	15.75
Antalya Kalker	11.17	10.12

Yukarıdaki Çizelge 4'de patlatma öncesi ve patlatma sonrası iş indeksi değerleri karşılaştırıldığında aralarında fark olduğu belirlenmiştir. Bunun sebebi olarak, patlatmanın şoku ile kayaçların içerisindeki kılcal çatlakların uzaması, genişlemesi veya yeni kılcal çatlakların meydana gelmesidir. Kırılma ve öğütme aşamasında uğradığı darbe, aşınma, baskı kuvvetleri bu kılcal çatlaklar üzerine etki ederek daha az enerji tüketilerek ufalanmayı gerçekleştirmiş olmaktadır.



Şekil 8. Patlatma Öncesi ve Patlatma Sonrası ilişkiyi gösteren Bond İş İndeksi değişimi

Farklı bölgelerden alınan numuneler doğal olarak farklı birer jeolojik yapılara sahip olmaktadır. Numunelerin mineralojik ve petrografik yapılarındaki farklılık Bond iş indeksi değerlerine de etki etmektedir. Kristal yapıları ve oluşumu sırasında bünyesindeki safsızların boyut küçültme aşamasında gösterdikleri direnç kuvvetleri her kayaç için farklı sonuçlar meydana getirmiştir.

SONUÇ VE ÖNERİLER

Kayaçların fizikomekanik özellikleri, mühendislik yapılarının tasarımında önceden belirlenmesi gereken en önemli mekanik büyüklüklerden ve araştırılan kayaç özellikleridir. Madencilikte plan, proje ve tasarım vb. konularda temel parametre olarak kullanılmaya başlanması, üzerinde ayrıntılı araştırmaların yapılması gerektiğini göstermiştir.

Yapılan çalışmalar neticesinde malzemenin kırık, çatlak sistemleri, mineralojik yapıları, basınç dayanım değerlerinin maden ocaklarında patlatma veya ocak tasarım, ufalama aşaması vb. işlemler öncesi dikkate alınması gereken parametreler olduğu anlaşılmıştır. Patlatma sonrası istenilen tane boyutunda cevher alınabilmesi için kayaç yapısının özellikle belirli aralıklarla patlatma yapılan sahalar için değişim boyutunun ortaya konulmasının faydası tartışılmazdır.

Yapılan çalışmalar sonucunda aynı işletme sahasında proje aşamasında yapılan çalışmalar kapsamında alınan numunelere göre yapılan plan, proje ve tasarımlar ile patlatma işlemi yapıldıktan sonra elde edilen numuneler üzerinde yapılan test sonuçlarının tutarsızlığının ilgili plan, proje ve tasarımlara olan olumsuz etkilerinin ortaya konulması açısından yapılan çalışmanın önemini ortaya koymaktadır. Yapılan çalışma ile patlatma öncesi ve patlatma sonrası basınç dayanım, sismik hız ve İş İndeksi değerlerinin değişim gösterip göstermediği belirlenmiştir. Daha önce yapılan çalışmalarda farklı testlerin birbirleriyle olan ilişkileri ortaya konmaya çalışılmıştır. Oysa ki bu çalışmada patlatmanın numunelerin fizikomekanik özelliklerine ne kadar etkisinin olduğu ve bu etkilerin plan, proje ve tasarım gibi işlemlerdeki etkisine dikkat çekmek için gerçekleştirilmiştir.

Günümüzde bilinmektedir ki doğru ekipman seçimi tane boyut küçültmede harcanan enerjinin daha verimli olmasını sağlayabilir. İşletmeye geçmemiş üretim yapılmadan alınan numunelere göre bir cevher hazırlama tesisi tasarımda meydana gelebilecek en küçük hatalar en büyük sıkıntı ve problemlere ayna tutacaktır.

Bu çalışma göstermiştir ki patlatma yapılması planlanan ocaklarda plan, proje ve tasarım yapılmadan önce patlatmanın etkisinin numunelerin fizikomekanik özellikleri üzerinde hangi miktarda nasıl bir etki yaratacağının iyi düşünülmesi gerekliliği açısından önem arz etmektedir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmaya katkılarından dolayı Ek-Pet İnşaat Sanayi Taahhüt ve Ticaret Ltd. Şti *ve* Avpaş Malz. Paz. Nak. Maden ve Agrega İml. San. ve Tic. ltd. Şti. sahipleri ve çalışanlarına maddi ve manevi desteklerinden dolayı teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Brown E.T., 1981. Rock Characterization Testing and Monitoring, ISRM Suggested Methods, Oxford, Pergamon Press, p. 221.

Deniz, V., 1996. Bond Öğütülebilirliği Ve İş İndeksi ile Statik Ve Dinamik Parametreler Arasındaki İlişkiler. Osman Gazi Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Doktora Tezi, 126s, Eskişehir.

Kahriman, A., 1999. Açık Ocak Ekipman Seçimi Eğitim Semineri. Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı, İstanbul.

Neilsen, K & Kristianse, J. ,1995. “Can Blasting Enhance the Grindability of Ores”, *Trans. Inst. Min. Metal (Sect A: Min. Industry),* 104.

Yaşar E., Erdogan Y., 2004. “Correlating Sound Velocity with the density, compressive strength and young’s modulus of carbonate rocks

Zhou, Z., Li, X., Ye, Z., and Liu, K. 2010. ’’Obtaining constitutive relationship for rate-dependent rock in SHPB tests’’. Rock Mechanics and Rock Engineering, 43 (6), 697–706.

PERFORMANCE EVALUATION OF INORGANIC SALTS ON SPONTANEOUS COMBUSTION LIABILITY

M. Onifade[1], B. Genc[1,*]

1The School of Mining Engineering, University of the Witwatersrand, South Africa
*(*Corresponding author: bekir.genc@wits.ac.za)*

ABSTRACT

Spontaneous combustion is a problem in the coal value chain which causes not only great loss of valuable and non-renewable resources but also results into huge economic and financial losses. Therefore, minimizing the incident is desirable. The effects of four inorganic salts [calcium carbonate ($CaCO_3$), magnesium chloride ($MgCl_2$), ammonium dihydrogen phosphate ($NH_4H_2PO_4$) and sodium metasilicate pentahydrate ($Na_2SiO_3.5H_2O$)] on spontaneous combustion liability of coal and coal-shale were evaluated under experimental conditions. Analysis of the inhibitor tests indicated that the presence of $MgCl_2$ blended with these samples markedly reduces the oxygen consumption and thus, decreases the spontaneous combustion liability index compared with the other inorganic salts. Hence, $MgCl_2$ has the best inhibitory effect on spontaneous combustion liability. The study indicated that by altering the self-heating characteristics of coal and coal-shale through the use of inorganic salts, spontaneous combustion liability can be minimized.

Keywords: Spontaneous combustion, Crossing Point Temperature, Stage II slope and Wits-Ehac Index

INTRODUCTION

The influences of an additive on the start of coal oxidation are considered from theories which explain the phenomena in purely physical perception with the idea of developing a rule to investigate suitable chemical inhibitors to manage the incident of spontaneous combustion. The risk constituted by coal fires involves air pollution, great loss of precious resources, ground surface subsidence and methane leakage (Bo-tao et al., 2009; Wang et al., 2013). A variety of historical techniques such as injecting inert gases, spraying resistant agents and infusing gelatum has been developed and used to prevent spontaneous combustion (Fu-bao et al., 2007; Michalski, 2004). The use of techniques such as nitrogen infusion, air leakage, pressure ventilation and grouting delays the process of self-heating by reducing the oxygen concentration have been reported by Onifade and Genc (2018c). Inhibitors and retarding foams have the influence to isolate the coal material from oxygen. In addition, it gives a depressive catalytic impact on the combustion process and can successfully slow down spontaneous combustion (Luo, 2003; Wang *et al.* 2012). Chemical inhibitors are generally used to prevent coal mine fires and have been applied in coal mines to prevent coal oxidation either by reducing the production of active groups or preventing the free radical reactions (Qi et al., 2012; Wang et al., 2013). Such chemicals comprise of antioxidant and inorganic salts (Smith et al., 1988; Sujanti & Zhang, 2000; Watanabe and Zhang, 2001; Sujanti and Zhang, 2001). Zhan et al. (2011) found that Na_3PO_4 plays a vital action to change the disintegration pathways of hydroxyl radicals, thus making better the thermal stability. Sujanti and Zhang (2000) and Watanabe and Zhang (2001) investigated the influence of additives on the self-heating by evaluating the critical ambient temperature of a coal blended with a variety of inorganic salts. The analyses indicated that $CaCl_2$, $Ca(Ac)_2$, $Mg(Ac)_2$, $MgCO_3$, NaCl and NaOH might retard the coal oxidation process.

One of the challenges in the coal industry is the spontaneous combustion of coal, as this becomes a frequent problem in the course of mining, stockpiling, and transportation (Onifade and Genc,

2018a, 2018b). The characteristics of coal and coal-shale intrinsic properties between coal seams affecting spontaneous combustion have been reported by Onifade and Genc (2018d, 2018e). The accessibility of sufficient air in spoil heaps, highwall, abandoned mine and mined out areas where the coal has been left, especially if it is loose coal causes spontaneous combustion in coal mines. Spontaneous combustion occurs between coal seams, coal-shale, highwall, coal stockpiles, distribution processes, washed and sized coal etc. (Onifade and Genc, 2018f). Exposure of open-pit walls for long periods could result in instability in walls, cracks and end up as spontaneous combustion. The rate of airflow and quantity of coal that accumulate in underground mines can combine to give an optimum condition for spontaneous combustion to occur. The quantity of airflow (m^3/s) is a difficult issue because air provides oxygen and removes the heat generated (Baneerjee, 1985; Brooks *et al.* 1988; Fierro *et al.* 1999; Onifade & Genc, 2018g; 2018h). There is a significant amount of air which provides adequate oxygen for coal oxidation but is not adequate to reduce the heat produced from accumulation (Fierro et al., 1999; Kim, 1977; Krishnaswamy et al., 1996; Smith et al., 1991; Onifade and Genc, 2018b). The variation in atmospheric conditions (ambient temperature and pressure changes) during drilling of blast holes and the ingress of oxygen in the air within the coal seam discontinuities (joints, fractures, fissures and cracks) can promote spontaneous combustion. Several cavities in the mine workings exposed by strip mining, blast holes and core drilling allow oxygen in the air to intrude into the openings causing spontaneous combustion. Considering these concerns raised and the well-known fact that spontaneous combustion is a long-standing problem, a critical study to prove the concept that inorganic salts can minimize this problem is necessary.

In this study, the performance evaluation of four inorganic salts [Calcium carbonate ($CaCO_3$), magnesium chloride ($MgCl_2$), ammonium dihydrogen phosphate ($NH_4H_2PO_4$) and sodium metasilicate pentahydrate ($Na_2SiO_3.5H_2O$)] were investigated and evaluated on a laboratory-scale test using the Wits-Ehac tests. The optimal concentration of various inorganic salts was determined and the self-heating potential of coal and coal-shale blended with the additive based on the spontaneous combustion liability data was evaluated to confirm the inhibiting effect.

MATERIALS AND METHODS

Inhibitor Tests

Seven samples (six coal and one coal-shale) known to be highly prone to spontaneous combustion obtained from selected coal mines in Witbank coalfields, South Africa were used for this study. Four inorganic salts [Calcium carbonate ($CaCO_3$), magnesium chloride ($MgCl_2$), ammonium dihydrogen phosphate ($NH_4H_2PO_4$) and sodium metasilicate pentahydrate ($Na_2SiO_3.5H_2O$)] were selected and investigated on spontaneous combustion liability. The choice of selecting these inorganic salts was to prove the concept that these materials can minimise spontaneous combustion. All the selected inorganic salts are analytically pure. Each inorganic salt was blended with the selected raw coal and coal-shale samples in a beaker and stirred mechanically to produce samples containing 20 wt.% additives (Chen et al., 2016; Cheng et al., 2016; Wang et al., 2014). The particle size (-212µm) of the samples is the same as that used for untreated coal and coal-shale. All samples were sealed from air and stored in a desiccator prior to measurements. Subsequently, each component of the formulation was examined to determine its effect on spontaneous combustion liability. The spontaneous combustion liability index of both the treated and untreated samples were determined using the Wits-Ehac tests following the same procedure described in the report documented by Onifade et al. (2018) and Onifade and Genc (2018e). Thirty-five (35) tests were conducted on both untreated and treated samples.

RESULTS

The results of the XPT, Stage II slope, Wits-Ehac Index and performance evaluation of seven untreated and treated samples are provided in Table 1. The results and the discussions are based on the

experimental tests conducted to evaluate the effects of inorganic salts on the spontaneous combustion liability of coal and coal-shale. The graphs of the crossing point temperature (XPT) for the treated and untreated samples are shown in Figures 1 to 3, while the graphs of the liability index are shown in Figures 4 to 8. The performance evaluation is used to compute the percentage of reduction or increment in the spontaneous combustion liability index as a result of using a particular inorganic salt and the PE for each inorganic salt can be computed as follows:

$$PE = \frac{UWE - TWE}{UWE} * 100\% \quad (1)$$

where, **PE** is the performance evaluation, **UWE** is Wits-Ehac Index for untreated sample and **TWE** is Wits-Ehac Index for treated sample.

Table 1. Performance Evaluation of selected inorganic salts based on the results obtained from XPT, Stage II slope and Wits-Ehac Index

Samples	XPT	Stage II slope	WE	PE (%)
CL Untreated	148.6	1.4487	4.87	
CL + $MgCl_2$	181.1	1.188	3.28	32.5
CL + $CaCO_3$	131.8	1.202	4.56	6.37
CL + $NH_4H_2PO_4$	140.9	1.2005	4.26	12.53
CL + $Na_2SiO_3.5H_2O$	178.9	1.5636	4.37	10.27
CN Untreated	139	1.346	4.84	
CN + $MgCl_2$	183.1	1.2487	3.41	29.5
CN + $CaCO_3$	126.5	1.1587	4.58	5.37
CN + $NH_4H_2PO_4$	129.3	1.1172	4.32	10.74
CN + $Na_2SiO_3.5H_2O$	176.6	1.5859	4.49	7.23
CG Untreated	140.7	1.3815	4.91	
CG + $MgCl_2$	183.1	1.0437	2.85	41.95
CG + $CaCO_3$	148.5	1.3009	4.38	10.8
CG + $NH_4H_2PO_4$	150.3	1.3226	4.4	10.39
CG + $Na_2SiO_3.5H_2O$	180.9	1.5594	4.31	12.21
SN Untreated	161.8	1.2245	3.77	
SN + $MgCl_2$	163.7	0.789	2.41	36.1
SN + $CaCO_3$	135.2	0.8599	3.18	15
SN + $NH_4H_2PO_4$	134.6	0.7538	2.8	25.73
SN + $Na_2SiO_3.5H_2O$	174.2	1.3936	4	-6.1

Table 2. Performance Evaluation of selected inorganic salts based on the results obtained from XPT, Stage II slope and Wits-Ehac Index

Samples	XPT	Stage II slope	WE	PE (%)
KCA Untreated	136.4	1.6559	6.07	
KCA + $MgCl_2$	176.6	1.0313	2.92	51.9
KCA + $CaCO_3$	149.1	1.4522	4.87	19.76
KCA + $NH_4H_2PO_4$	143.2	1.2716	4.44	26.85
KCA + $Na_2SiO_3.5H_2O$	179.2	1.7884	4.99	17.79
KCC Untreated	137.1	1.5547	5.67	
KCC + $MgCl_2$	160.1	1.1015	3.44	39.3
KCC + $CaCO_3$	132.5	1.3886	5.24	7.58
KCC + $NH_4H_2PO_4$	131.1	1.1851	4.58	19.22
KCC + $Na_2SiO_3.5H_2O$	177.3	2.3829	6.72	-18.52
KCD Untreated	135.6	1.7465	6.44	
KCD + $MgCl_2$	186.7	1.3122	3.52	45.3
KCD + $CaCO_3$	134.7	1.3712	5.09	20.96
KCD + $NH_4H_2PO_4$	129.6	1.2131	4.68	27.33
KCD + $Na_2SiO_3.5H_2O$	168.5	2.0961	6.22	3.42

DISCUSSION

The application of four inorganic salts to minimize self-heating and spontaneous combustion liability of coal and coal-shale highly prone to spontaneous combustion was investigated experimentally. The effect these inorganic salts had on spontaneous combustion liability was investigated with the aim to develop a guideline in search of suitable inorganic salts for minimizing spontaneous combustion and to prove the concept that inorganic salts can minimize spontaneous combustion. The performance evaluation of selected inorganic salts based on the results obtained from the XPT, Stage II slope and the Wits-Ehac Index both for the untreated and treated samples are shown in Table 1 and Table 2. The Differential analysis thermogram for untreated and treated samples are illustrated in Figures 1 to 3, while Figures 4 to 8 shows the Wits-Ehac Index of each sample with respect to the inorganic salts.

The liability index of treated coal with $MgCl_2$ decreased from 4.87 to 3.28 for coal sample CL, 4.84 to 3.41 for coal sample CN, 4.91 to 2.85 for coal sample CG, 3.77 to 2.41 for coal-shale sample SN, 6.44 to 3.52 for coal sample KCD, 5.67 to 3.44 for coal sample KCC, and 6.07 to 2.92 for coal sample KCA respectively. The Wits-Ehac Index of treated samples with $CaCO_3$ decreased from 4.87 to 4.56 for coal sample CL, 4.84 to 4.58 for coal sample CN, 4.91 to 4.38 for coal sample CG, 3.77 to 3.18 for coal-shale sample SN, 6.44 to 5.09 for coal sample KCD, 5.67 to 5.24 for coal sample KCC, and 6.07 to 4.87 for coal sample KCA respectively. The Wits-Ehac Index of treated coal with $NH_4H_2PO_4$ decreased from 4.87 to 4.26 for coal sample CL, 4.84 to 4.32 for coal sample CN, 4.91 to 4.40 for coal sample CG, 3.77 to 2.80 for coal-shale sample SN, 6.44 to 4.68 for coal sample KCD, 5.67 to 4.58 for coal sample KCC, and 6.07 to

4.44 for coal sample KCA respectively. The Wits-Ehac Index of treated coal with $Na_2SiO_3.5H_2O$ decreased from 4.87 to 4.37 for coal sample CL, 4.84 to 4.49 for coal sample CN, 4.91 to 4.31 for coal sample CG, 6.44 to 6.22 for coal sample KCD, increased from 3.77 to 4.0 for coal-shale sample SN, increased from 5.67 to 6.72 for coal sample KCC, and increased from 6.07 to 4.99 for coal sample KCA respectively.

The XPT of treated coal with $MgCl_2$ increased from 148.6^{o}C to 181.1^{o}C for coal sample CL, 139^{o}C to 183.1^{o}C for coal sample CN, 140.7^{o}C to 183.1^{o}C for coal sample CG, 161.8^{o}C to 163.7^{o}C for coal-shale sample SN, 136.4^{o}C to 176.6^{o}C for coal sample KCA, 137.1^{o}C to 160.1^{o}C for coal sample KCC and 135.6^{o}C to 186.7^{o}C for coal sample KCD respectively. The XPT of treated coal with $CaCO_3$ decreases from 148.6^{o}C to 131.8^{o}C for coal sample CL, from 139^{o}C to 126.5^{o}C for coal sample CN, increases from 140.7^{o}C to 148.5^{o}C for coal sample CG, decreases from 161.8^{o}C to 135.2^{o}C for coal-shale sample SN, increases from136.4^{o}C to 149.1^{o}C for coal sample KCA, decreases from 137.1^{o}C to 132.5^{o}C for coal sample KCC and decreases from 135.6^{o}C to 134.7^{o}C for coal sample KCD respectively. The XPT of treated coal with $NH_4H_2PO_4$ decreases from 148.6^{o}C to 140.9^{o}C for coal sample CL, from 139^{o}C to 129.3^{o}C for sample CN, increases from 140.7^{o}C to 150.3^{o}C for coal sample CG, decreases from 161.8^{o}C to 134.6^{o}C for coal-shale sample SN, increases from136.4^{o}C to 143.2^{o}C for coal sample KCA, decreases from 137.1^{o}C to 131.1^{o}C for coal sample KCC and decreases from 135.6^{o}C to 129.6^{o}C for coal sample KCD respectively. The XPT of treated coal with $Na_2SiO_3.5H_2O_4$ increases from 148.6^{o}C to 178.9^{o}C for coal sample CL, 139^{o}C to 176.6^{o}C for coal sample CN, 140.7^{o}C to 180.9^{o}C for coal sample CG, 161.8^{o}C to 174.2^{o}C for coal-shale sample SN, 136.4^{o}C to 179.2^{o}C for coal sample KCA, 137.1^{o}C to 177.3^{o}C for coal sample KCC and 135.6^{o}C to 168.5^{o}C for coal sample KCD respectively. The study shows that the XPT values of the treated samples varies from one sample to the other.

The Stage II slope of the sample decreases from 1.4486 to 1.1880 for sample CL treated with $MgCl_2$, decreases from 1.4486 to 1.2020 for sample CL treated with $CaCO_3$, decreases from 1.4486 to 1.2005 for sample CL treated with $NH_4H_2PO_4$ and increases from 1.4486 to 1.5636 for sample CL treated with $Na_2SiO_3.5H_2O$. The Stage II slope of the sample decreases from 1.3460 to 1.2487 for sample CN treated with $MgCl_2$, decreases from 1.3460 to 1.1587 for sample CN treated with $CaCO_3$, decreases from 1.3460 to 1.1172 for sample CN treated with $NH_4H_2PO_4$ and increases from 1.3460 to 1.5859 for sample CN treated with $Na_2SiO_3.5H_2O$. The Stage II slope of the sample decreases from 1.3815 to 1.0437 for sample CG treated with $MgCl_2$, decreases from 1.3815 to 1.3009 for sample CG treated with $CaCO_3$, decreases from 1.3815 to 1.3226 for sample CG treated with $NH_4H_2PO_4$ and increases from 1.3815 to 1.5594 for sample CG treated with $Na_2SiO_3.5H_2O$. The Stage II slope of the sample decreases from 1.2245 to 0.7890 for sample SN treated with $MgCl_2$, decreases from 1.2245 to 0.8599 for sample SN treated with $CaCO_3$, decreases from 1.2245 to 0.7538 for sample SN treated with $NH_4H_2PO_4$ and increases from 1.2245 to 1.3936 for sample SN treated with $Na_2SiO_3.5H_2O$. The Stage II slope of the sample decreases from 1.6559 to 1.0313 for sample KCA treated with $MgCl_2$, decreases from 1.6559 to 1.4522 for sample KCA treated with $CaCO_3$, decreases from 1.6559 to 1.2716 for sample KCA treated with $NH_4H_2PO_4$ and increases from 1.6559 to 1.7884 for sample KCA treated with $Na_2SiO_3.5H_2O$. The Stage II slope of the sample decreases from 1.5547 to 1.1015 for sample KCC treated with $MgCl_2$, decreases from 1.5547 to 1.3886 for sample KCC treated with $CaCO_3$, decreases from 1.5547 to 1.1851 for sample KCC treated with $NH_4H_2PO_4$ and increases from 1.5547 to 2.3829 for sample KCC treated with $Na_2SiO_3.5H_2O$. The Stage II slope of the sample decreases from 1.7465 to 1.3122 for sample KCD treated with $MgCl_2$, decreases from 1.7465 to 1.3712 for sample KCD treated with $CaCO_3$, decreases from 1.7465 to 1.2131 for sample KCD treated with $NH_4H_2PO_4$ and increases from 1.5547 to 2.0961 for sample KCD treated with $Na_2SiO_3.5H_2O$. The study shows that the Stage II slope values of the treated samples varies from one sample to the other.

The results obtained from the XPT, Stage II slope and the Wits-Ehac Index values indicated that the characteristics of samples treated with inhibitor varies from one to the other. The XPT and Stage II slope values obtained from samples treated with $MgCl_2$ show that as XPT increases, the Stage II slope and Wits-Ehac Index decreases.

The data for the performance evaluation of each inorganic salts on spontaneous combustion liability was obtained from the spontaneous combustion liability tests of treated samples as provided in Table 1. The study indicated that the spontaneous combustion liability index decreases due to the blend of the samples with the inorganic salts, such that the treated samples show a consistent decrease in the liability indices except for samples SN and KCC blended with $Na_2SiO_3.5H_2O$. The outcome of the test indicates that the blend of the inorganic salts on the samples decreases the spontaneous combustion liability and hence, as predicted, the presence of the $MgCl_2$ inhibitor gives a better performance of the thermal stability of the samples compared with $CaCO_3$, $NH_4H_2PO_4$ and $Na_2SiO_3.5H_2O$ as shown in Table 1 and Figures 1 to 8. The spontaneous combustion liability indices of the treated samples were lower than that of the untreated samples. This could be that the inorganic salts created an oxidative barrier during low temperature oxidation and preventing moisture and high volatile organics from escaping the internal surface of the samples. $NH_4H_2PO_4$ shows better improvement in the inhibiting effect on the samples than $Na_2SiO_3.5H_2O$ and $CaCO_3$.

The performance evaluation was calculated based on the results obtained from the liability index for the untreated and treated samples. $MgCl_2$ provides a 32.5% liability index reduction for coal CL, while other inorganic salts provide a 12.5% or less liability index reduction as shown in Table 1. Hence, $MgCl_2$ provides the best inhibition effect based on the liability index reduction for sample CL as compared with the other inorganic salts. $MgCl_2$ provides a 29.5% liability index reduction for sample CN, while other inorganic salts provide a 10.74% or less liability index reduction. Hence, $MgCl_2$ provides the best inhibition effect based on the liability index reduction for sample CG as compared with the other inorganic salts. As shown in Table 1 and Table 2, $MgCl_2$ provides a 41.95%, 36.1%, 45.3%, 39.3% and 51.9% liability index reduction for samples CG, SN, KCD, KCC and KCA respectively, while other inorganic salts provide a 12.21%, 25.73%, 27.33%, 19.22% and 26.85% or less liability index reduction. In conclusion, $MgCl_2$ indicated the best liability index reduction performance for all the samples considered. The difference in the index reduction when compared to other inorganic salts ranges from 10.37% to 29.74%.

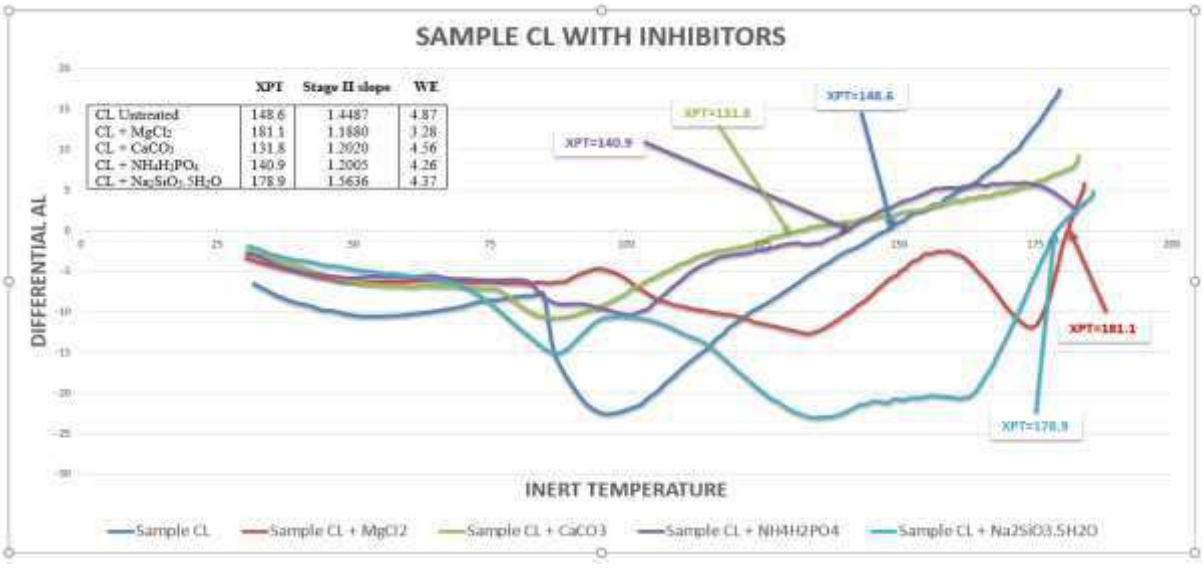


Figure 1. Differential analysis thermogram for untreated and treated sample CL

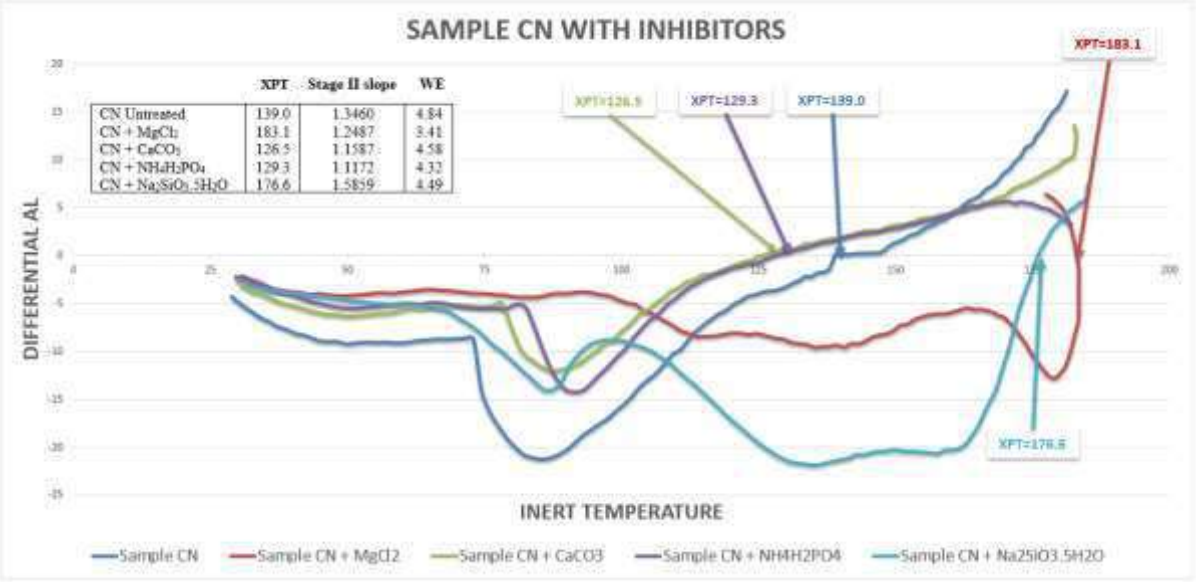


Figure 2. Differential analysis thermogram for untreated and treated sample CN

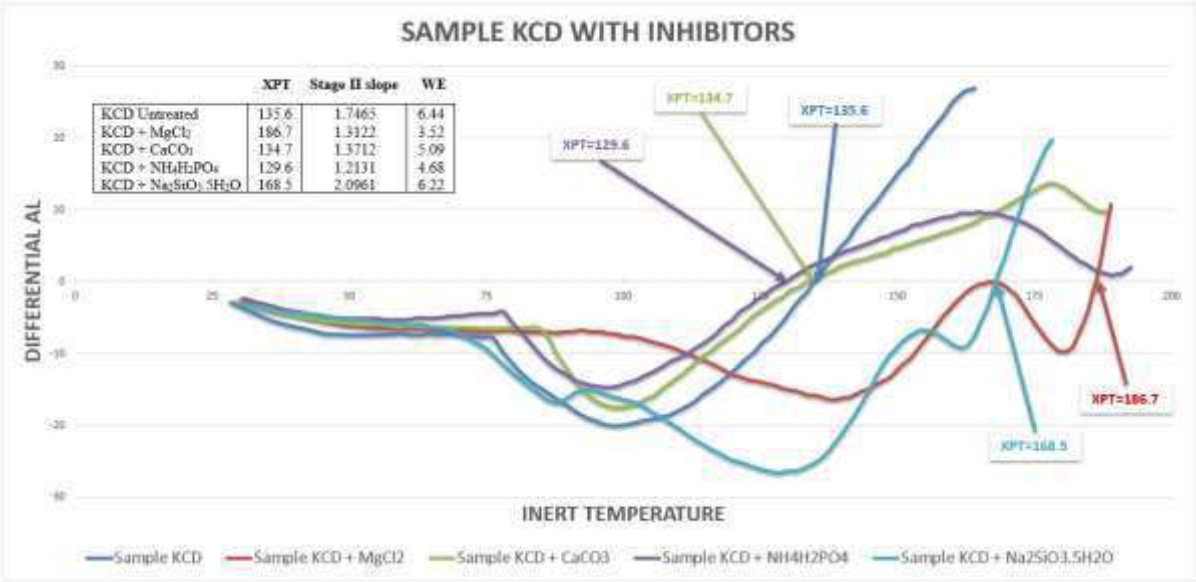


Figure 3. Differential analysis thermogram for untreated and treated sample KCD

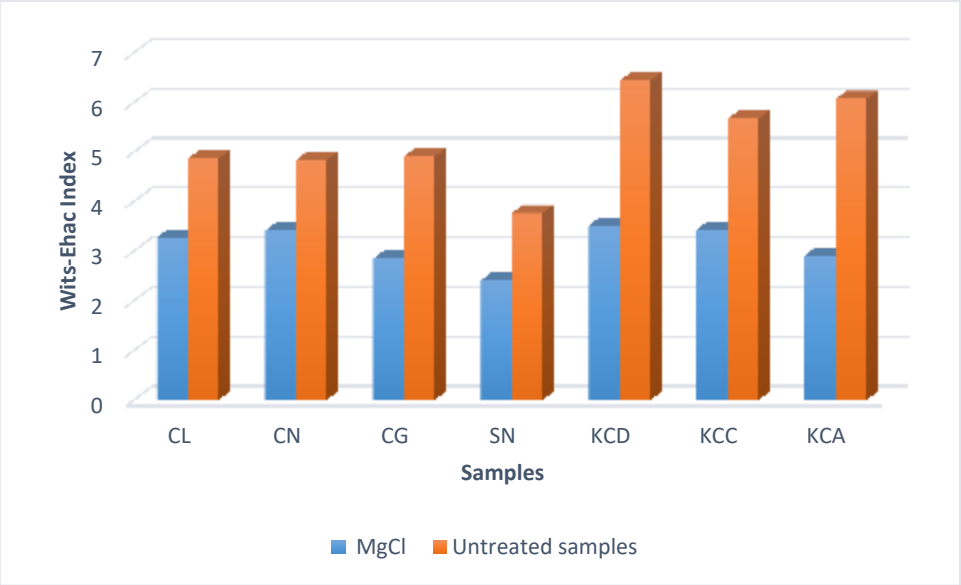


Figure 4. Wits-Ehac Index for untreated and treated ($MgCl_2$) coal and coal-shale samples

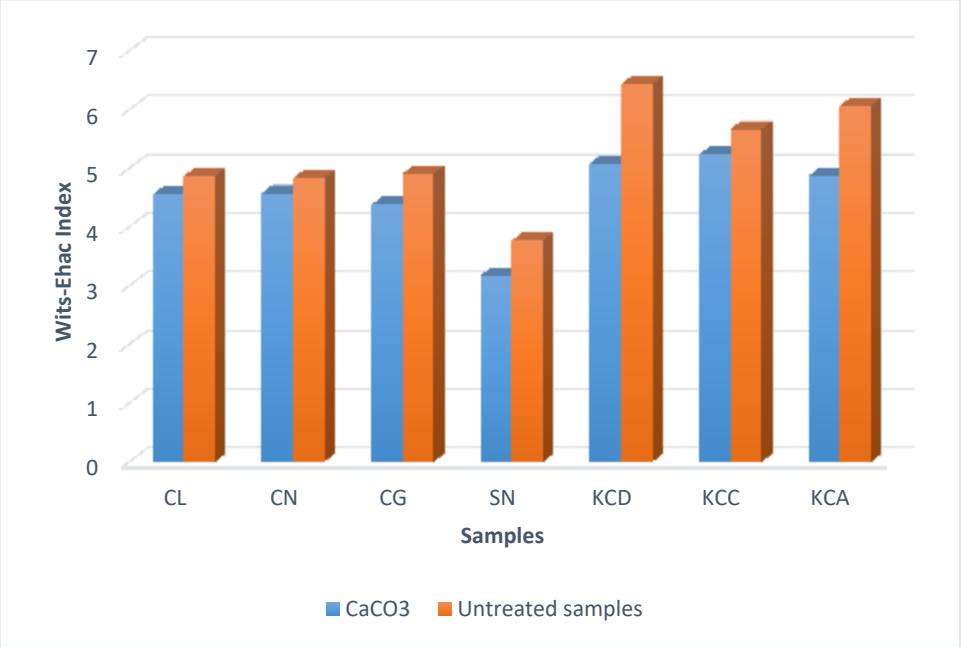


Figure 5. Wits-Ehac Index for untreated and treated ($CaCO_{3)}$ coal and coal-shale samples

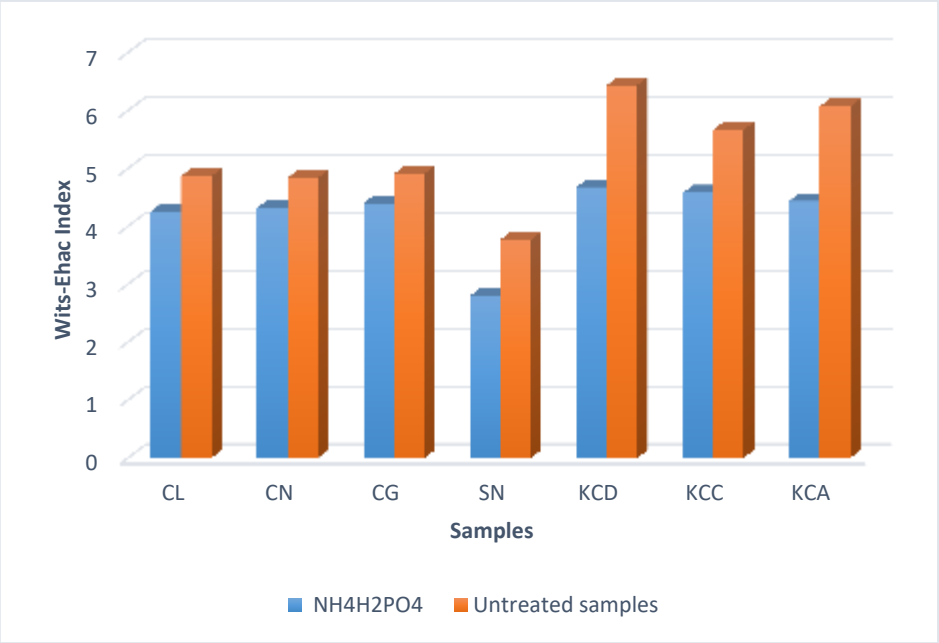


Figure 6. Wits-Ehac Index for untreated and treated ($NH_4H_2PO_4$) coal and coal-shale samples

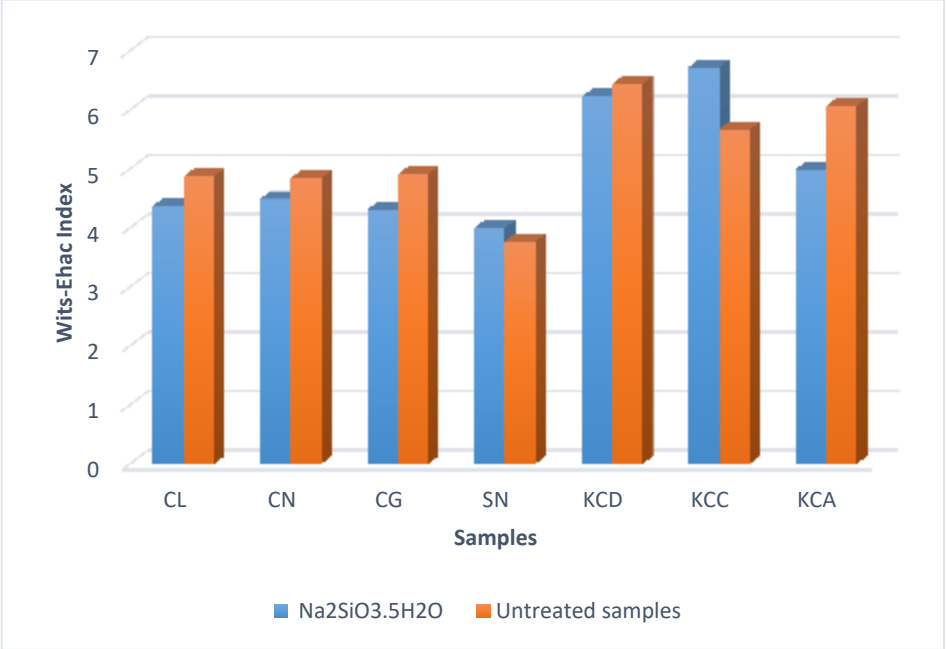


Figure 7. Wits-Ehac Index for untreated and treated ($Na_2SiO_3.5H_2O$) coal and coal-shale samples

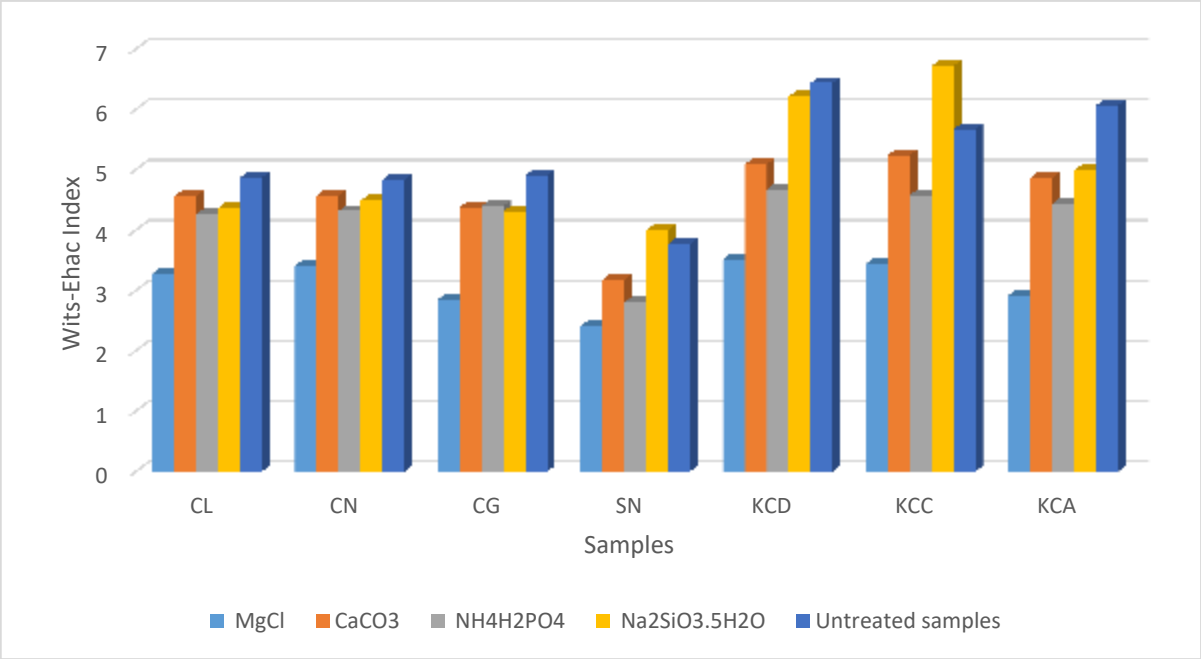


Figure 8. Wits-Ehac Index for untreated and treated coal and coal-shale samples

CONCLUSION

The investigation of the effect of selected inorganic salts on the spontaneous combustion liability prove the concept that these materials can minimise the spontaneous combustion liability under experimental conditions. Analysis of the inorganic salts tests on coal and coal-shale self-heating indicated that among the inorganic salts, the presence of $MgCl_2$ blended with the samples markedly reduces the oxygen consumption and thus, decreases the spontaneous combustion liability index more than the other inorganic salts. Hence, $MgCl_2$ has the best inhibitory effect on spontaneous combustion liability. $MgCl_2$ is indicated as the best liability index reduction performance for all the samples considered. The difference in the index reduction when compared with the other inorganic salts ranges from 10.37% to 29.74%. The capacity of the inorganic salts to prevent the spontaneous combustion in this study can be arranged as $MgCl_2$, $NH_4H_2PO_4$, $CaCO_3$ and $Na_2SiO_3.5H_2O$. This implies that $MgCl_2$ may minimize the oxygen adsorption during low-temperature oxidation. The reliability of this study was analysed by a system of standard measurements to evaluate the performance of selected coal and coal-shale known to be highly prone to self-heating with and without inorganic salts. The results confirmed that blends of inorganic salts with coal and coal-shale can be used as a retardant material for spontaneous combustion in coal mines.

The need for the prediction, assessment and management of the spontaneous combustion is significant for the efficient working and better productivity of coalfields. The application of other inorganic salts/antioxidants/inhibitors to prevent the spontaneous combustion liability of coal and coal-shale has a significant scope for future work. Therefore, it will be more appropriate for further research to examine more inhibitors and evaluate their effects on the coal quality and properties on both laboratory and large-scale tests taking into consideration the cost analysis.

ACKNOWLEDGMENTS

The work was funded by Coaltech. The work presented here is part of a PhD/Postdoctoral research in the School of Mining Engineering at the University of the Witwatersrand.

REFERENCES

Banerjee, S. C., 1985. Spontaneous combustion of coal and Mine Fires, A. A. Balkema, 168.

Bo-tao, Q., Lei-lin, Z., De-ming, W. & Qin, X., 2009. *The characteristics of explosion under mine gas and spontaneous combustion coupling.* Indian, Proceedings-Earth and Planetary Sciences, 186-192.

Brooks, K., Svanas, N. & Glasser, D., 1988. Evaluating the risk of spontaneous combustion in coal stockpiles. *Fuel,* Volume 67, 651-656.

Chen, P., Huang, F. & Fu, Y., 2016. Performance of water based foams affected by chemical inhibitors to retard spontaneous combustion of coal. *International Journal of Mining Science and Technology,* Volume 26, 443-448.

Cheng, G., Chen, F., Jiang, Y. & Gao, M., 2016. *A new high efficiency organic inhibitor applied to prevent coal spontaneous.* Beijing, 6th International Conference on Machinery, Materials, Environment, Biotechnolgy and Computer (MMBEC), 1931-1935.

Fierro, V., Miranda, J, L., Romero, C., Andres, J, M. & Schmal, D., 1999. Prevention of spontaneous combustion in coal stockpiles: experimental results in coal storage yard. *Fuel Processing Technology,* Volume 59, 23-34.

Fu-bao, Z., De-ming, W., Yong-jiu, Z. & Yu-liang, Z., 2007. Practice of fighting and suppressing explosion for a large and highly gas mine. *Journal of China, University of Mining Technology,* Volume 17, 0459-0463.

Genc, B. & Cook, A., 2015. Spontaneous Combustion risk in South African Coalfields. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy,* Volume 115, 563-568.

Kim, A. G. & Chaiken, R. F., 1990. *Relative self-heating tendencies of coal, carbonaceous shales and coal refuse.* West Virginia, Paper presented at the 1990 Mining and Reclamation conference and Exhibition, Charleston, West Virginia, 535-542.

Krishnaswamy, S., Agarwal, P. K. & Gunn, R. D., 1996. Low-temperature oxidation of coal (3): modelling spontaneous combustion in coal stockpiles. *Fuel,* Volume 75(3), 353-362.

Michalski, S. R., 2004. The Jharia mine fire control technical assistance project: an analysis. *International Journal of Coal Geology,* Volume 59, 83-90.

Onifade, M., Genc, B., & Carpede, A. 2018. A new apparatus to establish the spontaneous combustion propensity of coals and coal-shales. *International Journal of Mining Science and Technology,* 28(4), pp 649-655.

Onifade, M., & Genc, B. 2018a. Establishing relationship between spontaneous combustion liability indices, Proceedings of the 21st International Coal Congress of Turkey 'ICCET' April 11-13, 2018, Zonguldak, Turkey, 1-11.

Onifade, M., & Genc, B. 2018b. Prediction of the spontaneous combustion liability of coal and coal-shale using statistical analysis. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 118, 799-808.

Onifade, M., & Genc, B. 2018c. A review of spontaneous combustion studies - South African context. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, https://doiorg/101080/1748093020181466402.

Onifade, M., & Genc, B. 2018d. Spontaneous combustion of coals and coal-shales. *International Journal of Mining Science and Technology*, 28, 933-940.

Onifade, M., & Genc, B. 2018e. Modelling spontaneous combustion liability of carbonaceous materials. *International Journal of Coal Science and Technology*, 5(2), 191-212.

Onifade, M., & Genc, B. 2018f. Comparative analysis of coal and coal-shale intrinsic factors affecting spontaneous combustion. *International of Coal Science and Technology*, 5(3), 282-294

Onifade, M., & Genc, B. 2018g. Ash, volatile matter and carbon content influence on spontaneous combustion of coal-shale, 18th International Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production, 19-23 November, 2018, Santiago, Chile, DOI: 10.1007/978-3-319-99903-6_3. In book: Proceedings of the 18th Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production.

Qi, X. Y., Wang, D. M., James, A. M. & Zhang, X. X., 2012. Self-reaction of initial active groups in coal. *Internation Journal of Mining Science and Technology,* Volume 22(2), 169-175.

Restuccia, F., Ptak, N. & Rein, G., 2017. Self-heating behaviour and ignition of shale rock. *Combustion and Flame,* Volume 176, 213-219.

Rumball, J. A., Thomber, M. R. & Davidson, L. R., 1986. *Study of chemical reactions leading to spontaneous combustion of pyritic black shale at MT Whaleback, Western Australia.* Symposia series, Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 133-139.

Smith, A. C., Miron, Y. & Lazzara, C. P., 1991. *Large-scale studies of spontaneous combustion of coal,* Washington, D.C, U.S.A: Report of invetsigations 9346. US Bureau of mines (USBM)

Smith, A. C., Miron, Y. & Lazzara, C. P., 1988. *Inhibition of spontaneous combustion of coal,* U.S: U.S Bureau of Mines Report of Investigations, RI 9196, 2-16.

Sujanti, W. & Zhang, D., 2001. The effect of inherent and added inorganic matter on low temperature oxidation reaction of coal. *Fuel Processing Technology,* Volume 74, 145-160.

Sujanti, W. & Zhang, D. K., 2000. Investigation into the role of inherent inorganic matter and additives in low-temperature oxidation of a Victorian coal. *Combustion Science and Technology,* Volume 152(1), 99-114.

Wang, D., Dou, G., Zhon, X., Xin, H. & Qin, B., 2014. An experimental approach to selecting chemical inhibitors to retard spontaneous combustion of coal. *Fuel,* Volume 117, 218-223.

Wang, L. Y., Deng, H. Z. & Deng, B. C., 2013. Research on selection of coal spontaneous combustion inhibitors and spraying process. *China Safety Science Journal,* Volume 23(10), 105-109.

Wang, L. Y., Xu, Y. L., Jiang, S, G., Yu, M, G., Chu, T, X. & Zhang, W, Q., 2012. Imidazolium based ionic liquids affecting functional groups and oxidation properties of bituminous coal. *China Safety Science Journal,* Volume 50, 1528-1534.

SEDİMANTER ZAYIF KAYA KÜTLESİNDE REÇİNELİ HALAT SAPLAMALARIN UYGULAMA PARAMETRELERİNİN ÇEKME DAYANIMINA ETKİSİ

THE INFLUENCE OF APPLICATION PARAMETERS ON PULL-OUT STRENGTH OF RESIN GROUTED CABLE BOLTS IN WEAK SEDIMENTARY ROCK MASS

O. Kutay[2], İ.F. Öge[1,*], C. Tuz[2], A. Erel[2], E. Kahraman[2]

[1]Muğla Sıtkı Koçman Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: feridoge@mu.edu.tr)*
[2]Polyak Eynez Enerji Üretim Madencilik A.Ş.

ÖZET

Madencilik faaliyetlerinde etkin olarak kullanılan halat saplamalar, ülkemizde yeraltı kömür işletmelerinde de yaygınlaşmaktadır. Ülkemizde yoğun kömür madenciliği faaliyeti gerçekleştirilen sedimanter birimlerde halat saplamaların performansı ile ilgili bilgiler sunmak önem kazanmaktadır. Zayıf sedimanter kaya kütlesi içerisinde reçineli halat saplama çekme testleri gerçekleştirilmiş ve halat saplamanın kaya yüzeyine olan eğiminin, enjeksiyonlu uzunluğun ve delik çapının çekme dayanımına olan etkisi araştırılmıştır. Halat saplama yerleştirme eğimi kesme kuvvetlerinin oluşmasına yol açacaktır ve bunun halat saplama performansı üzerinde ciddi bir olumsuz etkisi olmadığı görülmüştür. Enjeksiyonlu veya reçineli uzunluk arttıkça çekme dayanımında paralel ilişki gözlemlenmiştir. Delik çapının arttırılması ise enjeksiyonlu uzunluk sabit tutulduğunda daha fazla reçine sarfiyatına yol açarken çekme yükünde performans artışına yol açmıştır.

Anahtar Sözcükler: Halat saplama, reçineli saplama, saplama çekme testi, tahkimat.

ABSTRACT

Cable bolts which are efficiently used in mining operations, have become widespread in local underground coal mines. Presentation of information about the cable bolt performance in sedimentary units encountered in local underground coal mines come into prominence. The pull-out tests on resin grouted cable bolts are carried out on site within a weak sedimantery rock. The influence of the inclination of the cable bolt with respect to the rock surface, grouted length, and borehole diameter on the pull-out strength are investigated. A negative influence due to the shear force induced by the deflection of the bolt installation on the performance of the cable bolt, is observed to be insignificant. The borehole diameter is increased while keeping the bonded length constant, consequently, it leads to an increase in resin consumption in parallel with the improved pull-out performance.

Keywords: Cable bolt, resin grouted bolt, bolt pull-out test, ground support.

GİRİŞ

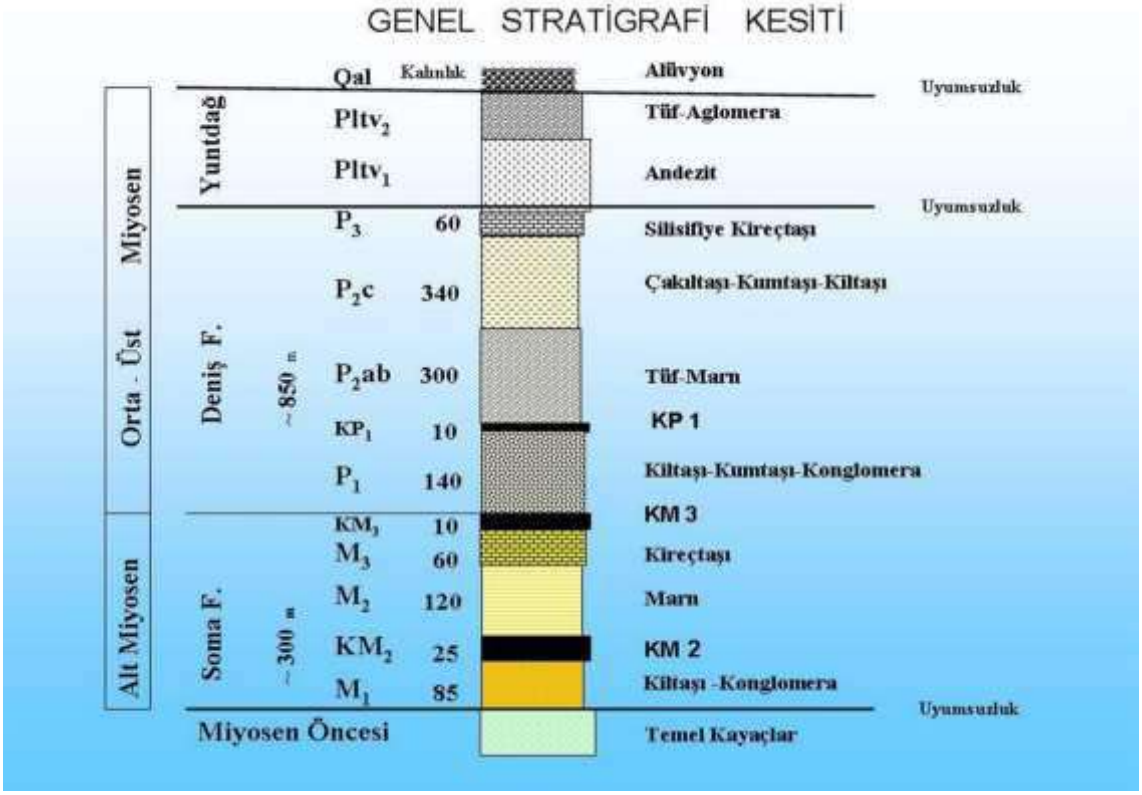
Yeraltı açıklıklarının desteklenmesinde kaya saplamaları veya bulonlar yaygın şekilde kullanılmaktadır. Farklı zemin koşullarına, uygulama koşullarına, mühendislik problemine göre çok çeşitli kaya saplamaları geliştirilmiştir. Zemine sabitlenme yöntemine, saplamanın malzemesine, şekline göre sınıflanabilmekte ayrıca birkaç farklı temel kaya saplaması çeşidinin bir arada kullanılması ile elde edilen saplamalar da üretilmektedir. Kaya kütlesine mekanik ankraj veya enjeksiyon ile (çimento şerbeti, reçine kartuşu, poliüretan, poliüre vb.) bağlanabileceği gibi, sürtünme kuvvetinden de yararlanılabilir (split-set veya şişen sürtünmeli saplama). Saplamaları, nervürlü inşaat demiri, fiberglass, çelik halat, içi delik çelik

çubuk gibi üretildikleri malzemelere göre de sınıflamak mümkün olabilir (Hoek, 2007). Hem mekanik hem enjeksiyonlu, kendinden delen sürtünmeli kaya saplamaları mevcuttur. Ayrıca saplamalar enjeksiyonlama yöntemine göre (reçine kartuşu, hortum iletimi şekli, PG, SN bulon, basınçlı enjeksiyonlama) ayrılabilir, (Hutchinson ve Diederichs, 1996). Halat saplamalar uygun maliyetlerine ilaveten yeraltı açıklığının boyutuna oranla daha uzun saplamaların uygulanabilmesini sağlamaktadır. Bu sorun aynı zamanda manşon vasıtası ile birbirine eklenen parçalardan oluşan kaya saplamalarının kullanılması ile de çözülebilir. Ayrıca, halat saplamalar tekli veya çoklu olarak kullanılarak kapasiteleri arttırılabildiği gibi kuş kafesi gibi genişleyen kısımlar veya merkezleyiciler oluşturulabilmekte çeşitli sarım tip ve kapasitelerde üretilebilmektedirler (Hutchinson ve Diederichs, 1996). Kaya saplamaları ayrıca kalıcı veya geçici destek unsuru olarak kullanıldıklarında özellikle korozyona karşı alınan önlemlerde değişiklik olabilmektedir.

Bu çalışmada ise sadece düz ve 15.24mm çapta, en az 230kN kopma yüküne dayanan, reçine enjeksiyonlu halat saplamalar konu edilmiştir. 10 adet halat saplamanın Soma kömür havzasında bir desandrede çekme testi uygulanarak delik çapı, bağlı (enjeksiyonlu) uzunluk ve yerleştirme açısına göre çekme dayanımının incelenmesi hedeflenmiştir. Çalışmanın yapıldığı işletmede halat saplama etkin şekilde kullanılmakta olup, bildiri hazırlanırken 4600 metre uzunlukta yeraltı açıklığı sürülmüş ve bunun 3900 metre uzunluğundaki kısmında halat saplama uygulaması yapılmıştır ve yapılmaya devam etmektedir.

ÇALIŞMA ALANI

Halat saplama testler Soma Kömür havzasında henüz hazırlık aşamasında yer alan Polyak Eynez yeraltı işletmesinde uygulanmıştır. Soma bölgesi jeolojisi ile ilgili çalışmalar mevcuttur (İnci, 1998). Çalışmada gerçekleştirilen halat saplama çekme testleri havzadaki genel stratigrafide de görülebilen P2ab ve P1 birimlerinde yapılmıştır (Şekil 1).



Şekil 1. Soma kömür havzasında genel stratigrafi (ELİ, 2018)

Kazı yüzeyinde/aynada jeolojik birimler incelendiğinde slump yapısı olarak öngörülen kıvrımlanmalar, laminalı veya bantlı kiltaşı-silttaşı-marn ardalanmalarına rastlanmaktadır, (Tüysüz ve Genç, 2014). Yer yer yapısal olarak düzgün ve az süreksizlik içeren marn birimleri stabiliteyi arttırırken, sık tabakalanma aralığı ile kil taşları, kalın ve zayıf kiltaşı bantları, 400-700m gibi örtü kalınlığı olduğu durumlarda sıkışan/baskılı kaya kütlesi koşulları doğurabilmektedir. Kaya malzemesi tek eksenli basınç dayanımının (σ_{ci}) düşük olduğu geçişler, kıvrımların, ince bant, tabaka kalınlıkları ve laminalanma, yapraksı yapıdaki kaya kütlelerinin olduğu bölgeler tünelcilik açısından zorluk doğuran bölgeler olarak ortaya çıkmaktadır. Yer yer masif volkanik sokulumlar, dayanımı yüksek diğer sedimanter kaya birimleri, özellikle yapısal olarak da iyi durumda olduğunda (az süreksizlik sayısı ve iyi süreksizlik yüzey kalitesi) zemin daha duraylı duruma gelmektedir.

RMR (Bieniawski, 1989) ve Q-Sistemi (Barton, vd., 1974) kaya kütle sınıflama sistemleri olup GSI (Jeolojik Dayanım İndisi), (Hoek, 2007) kütlenin sadece yapısal ve süreksizlikler açısından kalitesini göstermektedir. GSI, kaya kütle dayanım ve deformabilite parametrelerinin kestiriminde kullanılmakta olup, burada kaya kütlesinin kalitesi hakkında fikir vermesi için kullanılmıştır. Aşağıdaki değerler (Çizelge 1) desandre sürülürken aynadan elde edilmiş aynı zamanda desandre için yapılmış olan çok sayıda sondaj, geoteknik log ve laboratuvar deneyinden yararlanılmıştır. σ_{ci}, tek eksenli basınç dayanımı değerini temsil etmektedir. Yeraltı suyu durumu için yer yer nemli veya ince sızıntı şeklinde iken, kaya birimlerinde suya karşı hassasiyet bulunduğunu belirtmek gerekir.

Çizelge 1. Halat saplama çekme testleri lokasyonlarına ait değer aralıkları

Deney yeri (m)	Deney adeti	Derinlik (m)	RMR_{89adj}	Q-Sistemi	GSI	σ_{ci} (MPa)
1+112	2	330	37-49	0.333-1.167	50-70	5-12
1+860	2	550	28-45	0.056-0.222	20-50	5-50
3+201	3	750	29-37	0.049-0.111	32-50	5-20
3+204	2	750	29-37	0.049-0.111	32-50	5-20
3+263	1	750	29-37	0.049-0.111	32-50	5-30

Genel olarak test yapılan yerlerde düşük dayanımlı kaya birimleri mevcuttur. 1+112 ve 1+860 metrelerdeki test yerlerinde kiltaşı bant veya tabakaları düşük dayanıma sahipken, marn içerikli kısımlar daha yüksek dayanım vermektedir. Bu iki metraj P2ab birimi içerisinde yer alır. 3+201-3+263 metreler arası P1 ve kısmen KP1 birimlerinde yer almaktadır. Kil-sittaşlarındaki karbonatlaşmaya dayalı olarak kaya malzemesinin dayanımı değişkenlik gösterebilmektedir.

HALAT SAPLAMA ÇEKME TESTLERİ

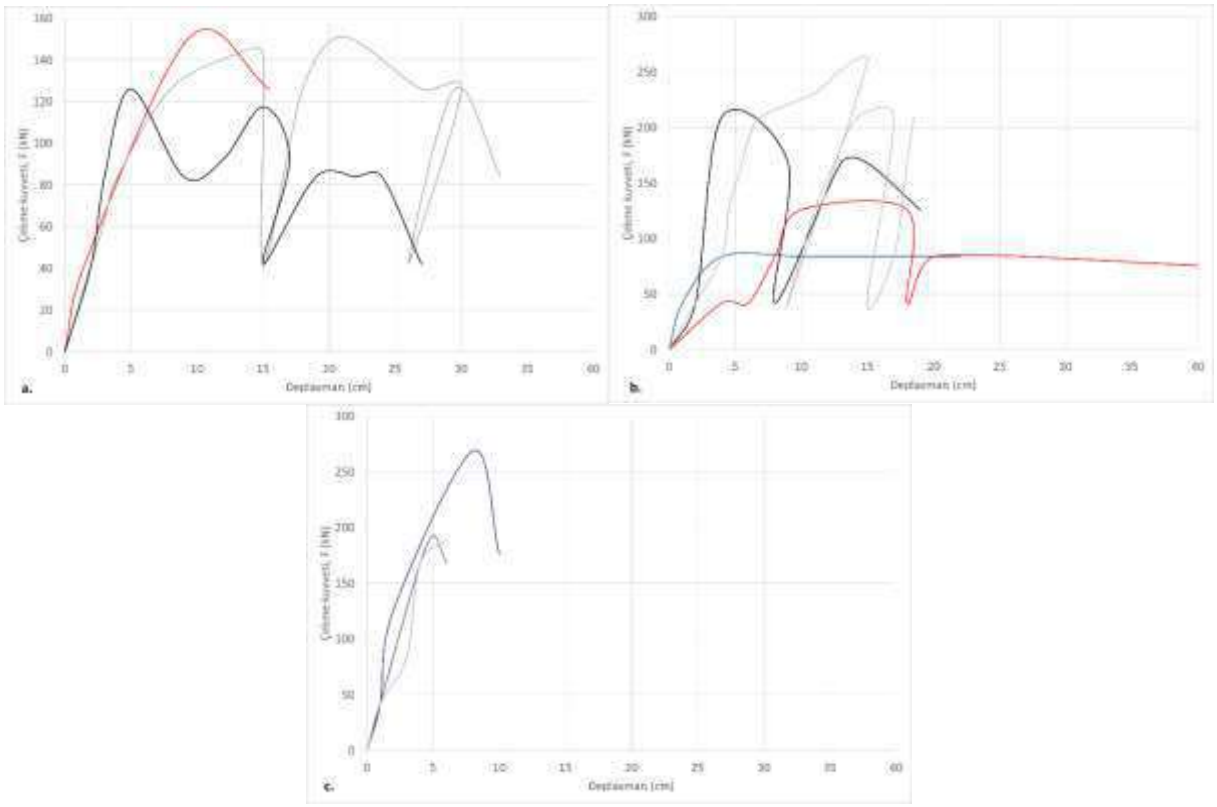
Deneyler 1+860m de yapılanlar hariç, 2018 senesi içerisinde yapılmıştır. Kaya kütlesinin zayıf olması nedeni ile kriko kaya içerisine doğru hareket edebilmekte ve kriko üzerinden okuma yapılması yanıltıcı olabilmektedir. Halat saplamanın çekme testi esnasında yaptığı uzama, zaman zaman krikonun zemine doğru gömülmesi nedeni ile çekme krikosu üzerinden ölçülmemiş, yaptığı uzama krikoya belirli bir mesafede olan sabit noktalardan yapılmıştır ve ölçüm hassasiyeti ±3mm olarak verilmiştir. 1+860m deki çekme test sonuçları, daha önceki bir çalışmadan (Öge vd., 2017) elde edilmiştir ve bu iki deneyde uzama miktarı ölçülmemiş, geriye kalan 9 testte ölçüm yapılabilmiştir. Çekme testlerinde tipik 588kN kapasitede kriko kullanılarak uygulama yapılmıştır (Şekil 2). Halat saplamalar, 15.24 mm çapta, 6.3m uzunlukta ve kopma yükü en az 230 kN olacak şekilde seçilmiştir. Halat saplama delikleri, manuel olarak rotary (döner tip) basınçlı hava ile çalışan matkap ile delinmiştir. Bahsedilen kaya kütlesi koşullarında, 6m uzunluğunda deliğin delinmesi, yaklaşık olarak 15-25 dakika sürmektedir. Halat saplamanın yerleştirilmesi ve gerdirilmesi dahil, işlemin tamamlanması 40-60 dakika civarındadır. Bu işlemler, hortum ve pompa vasıtası ile enjeksiyon yapılacak olur ise iş sürelerinde değişiklikler olacaktır.

Şekil 2. Halat saplama için çekme krikosu

Çalışmaya konu edilen halat saplama çekme testlerinden 3 tanesi halatın kopması ile, diğer 8 tanesi ise reçine (enjeksiyon) kaya ara yüzünde oluşan kesme(makaslama) yenilmesi şeklinde sonlanmıştır. Bunların dışında kaya saplamaları veya halat saplamalarda görülebilecek yenilmeler şöyle sıralanabilir: enjeksiyon malzemesinin yenilmesi, saplama ile enjeksiyon malzemesi ara yüzünde yenilme, kaya saplaması etrafındaki kayanın yenilmesi. Çalışmadaki testlerin gerçekleştirildiği kaya kütleler RMR_{89adj} 28-49 aralığında, Q-Sistem puanı ise 0.049-0.333 aralığında yer alırken kısmen 1.167 gibi değerlere de rastlanabilmektedir. Aşırı derecede düşük kaya sınıfları olmasa da bulunulan derinlik ve kaya malzemesinin dayanımının yer yer çok düşük olması nedeni ile deforme olabilen bir kaya kütlesi bulunmaktadır. Yeraltı açıklığı etrafının yüksek gerilme/dayanım oranı nedeni ile yenilmiş halde olacağı kabul edildiğinde, halat saplamaların zayıf bir zemine yerleştirildiği söylenebilir. Testlerin çoğunluğunun kaya-reçine ara yüzünden yenilmesi bu zayıf zemin koşulları ile açıklanabilir.

Halat saplamalara ait çekme yükü ve deplasman grafikleri Şekil 3'de verilmiştir. Şekil 3a ve b'de kaya-enjeksiyon ara yüzünden yenilen örneklerin sonuçları sunulurken, Şekil 3c'de kopan halat saplamalara ait grafikler verilmiştir. Çekme testlerinin, mümkün oldukça 30-40 kN civarında artık dayanım elde edilene kadar devam ettirilmesi hedeflenmiştir. Testte kullanılan hidrolik krikonun hareket payı bittiğinde tekrar hareket payı sıfırlanmıştır. Bu nedenle grafiklerde yükün düşmesi, sıkılanması ve tekrar yüklenmesi görülebilmektedir. Şekil 2a'da elastik geri kazanımın daha düşük olduğu örnek bulunmaktadır ve genellikle plastik deformasyonda çekme krikosunun hareketinin sıfırlandığı görülmektedir. Şekil 2b'de ise en yüksek çekme dayanımına sahip deney için yük boşaltma ve tekrar yükleme işleminin elastik davranış sergilediği ve deneyin, örnek yenilmeden sonlandırıldığı görülebilmektedir. Şekil 2c'de halat saplamaların sarmalları genellikle sıra ile kopmaktadır ve bir tanesinde delik ağzında kopma meydana gelmiştir. 6m uzunlukta halat saplamanın kopma uzamasının 21cm olması gerektiği göz önüne alındığında Şekil 2c deki deney sonuçlarının tekrar değerlendirilmesi gerektiği ortaya çıkmaktadır. Deneyler gerçekleştirilirken halat saplamalar tipik olarak gerdirildikten sonra deneye başlanmaktadır. Burada gerdirme esnasında halat saplamaların bir miktar hareket ettiği ve bunun üzerine çekme krikosu ile hareket sağlandığı anlaşılmaktadır. Bazı halatların ise beklenti dışında değerlerde kopmaları ise yine Şekil 2c'de görülebilmektedir. Çelik halatlar işletme tarafından düzenli

olarak teste gönderildiği için, katalog değerlerinin altında kopan halatların idealin dışında asimetrik olarak yüklendiği, muhtemelen sıktırma takozunun yerleştirilmesinden kaynaklandığı söylenebilir. Burada ilave olarak, halat saplamanın serbest uzunluğunun kısa kalması nedeni ile beklenenden daha düşük bir kopma uzaması sergilemesi ile beraber, yerleştirme açısının yarattığı kesme gerilmelerinin etkisinden de bahsedilebilir.



Şekil 3. Halat saplama testlerinin çekme yükü-deplasman grafikleri

Yenilme yüküne kadar, halat saplama sisteminin rijitlik katsayısının 15-50 MN/m olduğu görülebilmektedir. Bu gibi değerler çeşitli analitik hesaplama yöntemlerinde kullanılabilmektedir ve benzer bir halat saplama uygulaması ve benzer kaya koşulları için bu parametreler dikkate alınabilir.

Genellikle sedimanter kaya birimlerinde 20mm çaplı kaya saplaması ve reçine uygulaması ile enjeksiyonlu metre başına 300 – 600 kN (30–60 ton) çekme kapasitesi elde edilebildiği raporlanmıştır (Galvin, 2016). Bu değer 1100 kN/m değerine kadar da erişebilmektedir. Amasra bölgesinde karbonifer birimler içerisinde sürülen galerilerde, 22mm çap ve 2,35m uzunlukta kaya saplamalarında gerçekleştirdikleri saplama çekme testlerinde 160 kN (~80kN/m) değerlerini raporlanmıştır (Soyer vd., 2013). Bu çalışmanın yürütüldüğü bölgede daha önce gerçekleştirilen çalışmaya göre kaya ve halat saplamalarda 60-180kN/m çekme değerleri tespit edilmiştir (Öge vd., 2017).

HALAT SAPLAMA ÇEKME DAYANIMININ UYGULAMA PARAMETRELERİ İLE İLİŞKİLENDİRİLMESİ

Bu çalışmada halat çapı ve dayanımı sabit tutulmuş ve çift halat gibi bir uygulama yapılmamıştır. Reçineli halat saplamalar için değişkenler delik çapı, galeri duvarına ne kadar dik yerleştirildiği ve enjeksiyonlu (kaya ile bağlı kısım) uzunluktur. Reçine kartuşu ile enjeksiyonu yapılan halat veya kaya saplamalarında diğer bir değişken reçinedir. Bu çalışmada birbiri ile yaklaşık olarak aynı performansta iki farklı üreticinin reçine kartuşları kullanılmıştır.

Delik çapının, kaya saplaması veya halat saplama çapından 5-10mm arasında geniş olduğu durumda reçine karışımı başarılı şekilde sağlanacağı ve delik çapı arttıkça karışım kalitesinin olumsuz şekilde etkilenebileceği Ulrich, vd. (1989) tarafından belirtilmiştir. Bu konu 27, 28 ve 32 mm çapında deliklere halat saplama yerleştirilerek incelenmiştir. Kullanılan reçine kartuşu boyutlarına, sayısına ve delik çapı, halat çapı değerlerine göre enjeksiyonlu uzunluk (L_b) mm olarak aşağıdaki gibi bulunabilir:

$$L_b = \frac{V_{reç}}{[\pi \times (D_{bh}^2 - D_{hs}^2)]} \quad (1)$$

Burada $V_{reç}$ reçine kartuşlarının mm^3 cinsinden hacmi, D_{bh} delik çapı (mm), D_{hs} saplama çapı (mm) olarak alınabilir. Enjeksiyonlu uzunluğun önemli rol oynayacağı düşünülerek, Doruk (F_p) ve artık çekme yükleri (F_r), L_b değerine bölünerek F_b/m ve F_r/m değerleri enjeksiyonlu metre uzunluk başına düşen çekme kuvvetini temsil etmektedir. Enjeksiyon malzemesi ile kaya yüzeyi arasındaki kesme (makaslama) dayanımı, τ_{gr} dikkate alınan bir diğer parametredir. Bu parametre adhezyon, bağlanma dayanımı veya tutunma dayanımı olarak da anılabilir ve MPa, kPa gibi gerilme birimleri ile ifade edilebilir. τ_{gr} değeri MPa cinsinden aşağıdaki gibi bulunabilir:

$$\tau_{gr} = \frac{F_{gr} \times 1000}{\pi \times D_{bh} \times L_b} \quad (2)$$

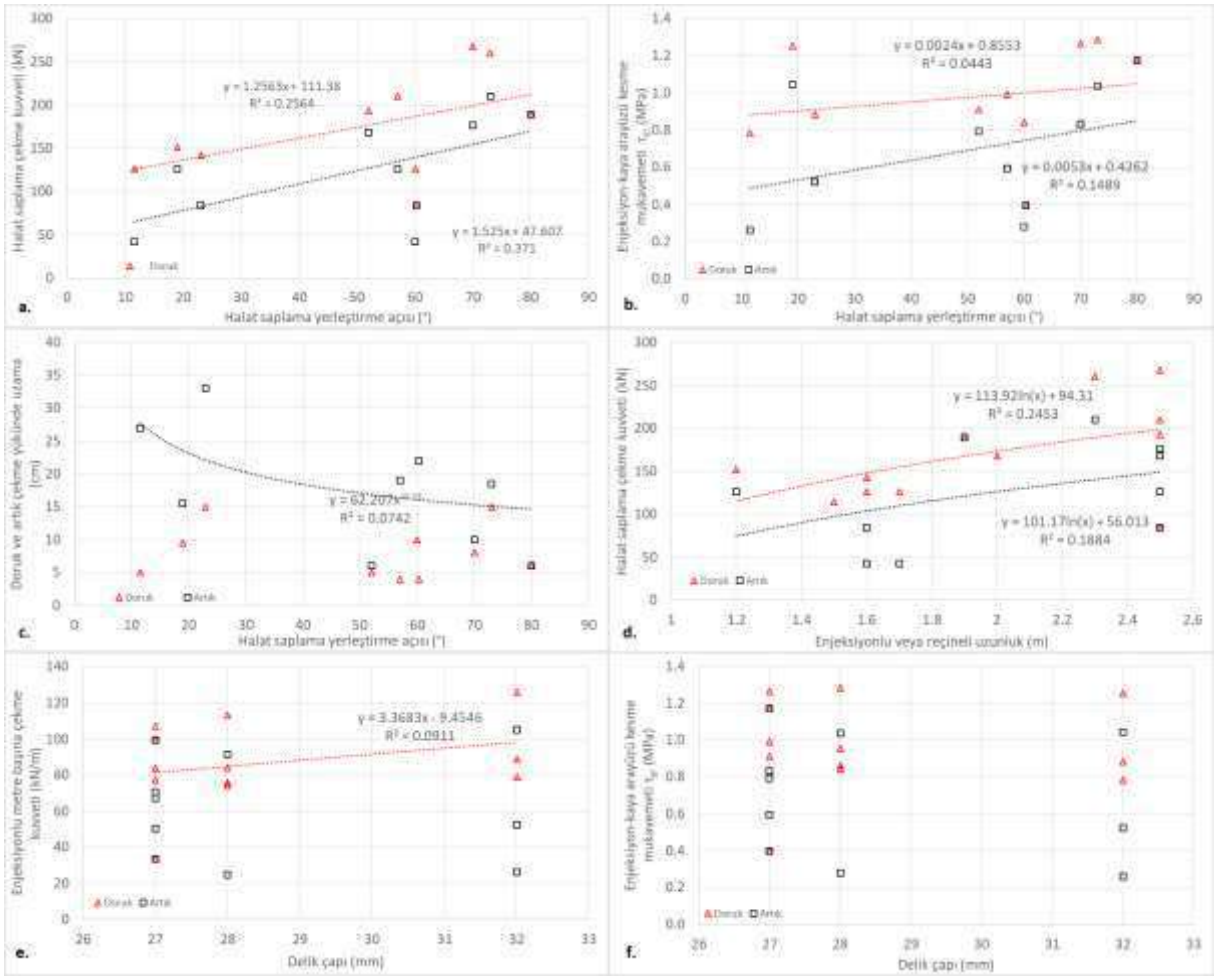
Bu durumda, F_{gr} kN cinsinden kaya-enjeksiyon ara yüzünden yenilmiş halat saplama çekme kuvvetidir. τ_{gr} değeri belirli bir kaya-enjeksiyon yüzeyi için bilindiğinde, L_b ve D_{bh} değerleri ile beraber kullanılarak halat saplamanın çekme kuvveti hesaplanabilir. Şekil 3'te halat saplama performansı, çekme yükü, bağlı uzunluk başına çekme yükü, enjeksiyon-kaya arayüzü adhezyonu ile temsil edilerek, delik çapı, halatın eğimi ve enjeksiyonlu uzunluk ile ilişkilendirilmiştir.

Şekil 4a, b ve c'de halat saplama yerleştirme açısı halat saplama, kaya yüzeyine dik olduğu zaman "90°", kaya yüzeyine teorik olarak paralel olduğunda ise "0°" olarak tanımlanmıştır. Doğal olarak 0° değerinde uygulama mümkün değildir. Yerleştirme açısı arttıkça, halat saplama üzerinde kesme gerilmesi artacak ve özellikle kuyu ağzında fazla sürtünme oluşacaktır. Bu yargı ile paralel şekilde bulgulara erişilmiş olup, kaya yüzeyine dik yerleştirilen saplamalar daha yüksek çekme yükü sağlayabilmektedir. Halat saplama yerleştirme açısının, enjeksiyon-kaya arayüzü kesme mukavemeti üzerinde ise ciddi bir etkisi bulunmadığı görülmektedir.

Şekil 4c'de ise enjeksiyonlu uzunluğa karşı halatın çekme uzaması incelenmiştir. Halat saplama, kaya yüzeyine dik yerleştirildikçe kopma uzaması azalmaktadır. Yüzeye dar açı ile yapılan uygulamalardaki kopma uzama değerlerinin daha fazla olması, delik ağzının tahrip olması ile açıklanabilir. Şekil 3d'de enjeksiyonlu uzunluğun halat saplama çekme yüküne karşı ilişkisi verilmiştir. Burada, hem doruk dayanım değerleri, hem de artık dayanım değerleri logaritmik bir fonksiyon ile ilişkilendirilmiştir. Yaklaşık olarak enjeksiyonlu uzunluk 2 katına çıkarıldığında dayanım değerlerinde de 2 kata yakın bir artış gözlemlenebilmektedir. Şekil 3e'de delik çapının, enjeksiyonlu metre başına dayanım değerine olan etkisi sunulmuştur. Enjeksiyonlu metre başına olan artık dayanım değerinin delik çapından etkilenmediği görülebilmekte olup, doruk değer ile delik çapı arasında doğrusal bir ilişki görülebilmektedir. Burada, reçine kartuşunun uygun karışıp karışmadığı ile ilgili yorumu yapabilmek için enjeksiyon ve kaya arayüzünün kesme dayanımı ile delik çapı arasındaki ilişkiyi gösteren Şekil 3f dikkate alınmıştır. Arayüz kesme dayanımını ile 27-32 mm delik çapları kullanılması arasında bir ilişki bulunmadığı ve doruk değerlerin 0.8-1.3 MPa, artık değerlerin ise 0.3-1.2 MPa aralığında yeraldığı görülmektedir.

Bu çalışmada, en iyi uyum doğruları genel eğilimi görebilmek için verilmiştir ve R^2 değerlerinin yüksek değerlere erişmesi beklenmemektedir. Verilen eşitlikler, değer kestiriminden öte, performansın

artışına veya azalmasına yol açması açısından değerlendirilmelidir. Net istatistiksel yargılara varmak için çok sayıda örneğe ihtiyaç olup bu çalışmada hedef bu seviyede değildir.



Şekil 4. Uygulama parametreleri ile halat saplama dayanım ilişkileri

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Çalışmada dikkate alınan halat saplama yerleştirme açısı, enjeksiyonlu uzunluk ve delik çapı gibi parametrelerin halat saplamanın çekme performansına olan etkileri incelenmiştir. Çalışmanın bulgularını açıklamadan önce halat saplamanın performansını etkileyen birkaç faktörü bahsetmekte yarar görülmüştür. Reçine kartuşlarının priz alma süresi oldukça önemlidir. Halat saplamanın delik dibine gönderilebileceği ve tam zamanında reçinelerin priz alacağı süreler seçilmek durumundadır. Delik dibine halat saplamanın dayanması ve halat sarım yönü ile yerleştirme esnasındaki dönme yönü, reçinenin doğru yerleştirilmesi için oldukça önemlidir. Halat saplamanın yerleştirilmesi esnasında halatın dönme hızı da oldukça kritik olup, yüksek hızlı rotasyon verilmesi gereklidir. Jumbo tarzı donanımların tabancaları genellikle düşük dönme hızına sahiptir ve halat saplamaların darbesi kapatılarak sadece rotasyon ile yerleştirilmeleri, reçinenin başarılı şekilde karışımını büyük oranda sağlamaz. Halat saplamaların uzun dönemde dayanımlarında korozyon önemli rol oynar ve bu duruma karşı gerekli önlemlerin alınması gereklidir. Reçine yerine farklı enjeksiyon malzemeleri kullanılacağında burada bahsedilen faktörlerde değişiklikler ortaya çıkacaktır.

Çalışmada doğrudan elde edilen bilgilere bakıldığında kaya malzemesinin dayanımı 5-20 MPa gibi düşük seviyelerdedir. Yer yer daha da düşük dayanıma sahip fissürlü kil veya silt taşları da

bulunmaktadır. Kaya kütlesi de genellikle zayıf kaya sınıflarına düşmektedir. 300-750m gibi derinliklerde çalışma yürütüldüğü için, kaya kütlesinin gerilmeler nedeni ile örselenmiş veya yenilmiş olduğu söylenebilir. Bu şartlarda halatın kopma kapasitesine yakın çekme dayanımı, 2.2-2.5m gibi enjeksiyonlu/reçineli uzunluklarda sağlanmaktadır (Şekil 4d). Elbette, bir yeraltı açıklığı için saplama tasarımı yapılırken saplama yoğunluğu önemli rol oynar ve enjeksiyonlu uzunluk tek parametre değildir.

Nervürlü demir veya benzeri kaya saplamalarının kesme kuvvetine karşı direnci eksenel çekmeye karşı ciddi şekilde düşerken, halat saplamalarda bu performans kaybından daha zor söz edilebilir. Halat saplama yerleştirme açısına karşı çekme yükleri incelendiğinde (Şekil 4a), halat saplama kaya yüzeyine dik yerleştirildiğinde daha yüksek performans verdiği görülse de, kaya-enjeksiyon arayüzü mukavemetinde (τ_{gr}) ciddi bir değişiklik gözlenmemiştir (Şekil 4b). Saplamanın kaya yüzeyine olan yerleştirme açısı arttıkça, kaya-enjeksiyon arayüzü artık dayanımındaki artış, halatın delik duvarına sürtünmesine atfedilmiştir. Benzer şekilde kopma uzaması ve delik eğimi arasındaki ilişkide doruk dayanım değerlerinde ciddi bir fark gözlenmezken, artık dayanımda fark daha gözlenebilir olmaktadır (Şekil 4c). Kaya yüzeyine daha dik yerleştirilen halat saplamaların kopma uzaması daha başarılı görülmüştür.

27-32mm arasında açılan deliklerde, enjeksiyonlu metre uzunluk başına çekme yükünde 25%'lik bir değişim görülmektedir (Şekil 4d). Delik çapının değiştirilmesi durumunda ise enjeksiyon-kaya ara yüzündeki dayanım, doruk ve artık değerler için ciddi şekilde değişmemektedir. Şekil 3d'deki değişimi delik çapının artması ile artan yüzey alanına bağlamak mümkündür. Enjeksiyon-kaya ara yüzü alanında 27 mm'den 32 mm'ye geçildiğinde %20 civarında artış olmaktadır. τ_{gr} ve enjeksiyonlu uzunluk sabit alındığında, çekme yükünde artış yönündeki beklentinin sağlandığı görülmüştür. Elbette enjeksiyonlu uzunluk sabit tutulur ve delik çapı büyütülür ise, reçine sarfiyatı artacaktır ve eğer delik çapı çok fazla arttırılır ise, reçine karışımında problemler beklenebilir. Eğer kaya yüzeyi düşük dayanımı nedeni ile yetersiz bağlanmaya yol açıyor ise, delik çapı 32mm'den fazla arttırılabilir ancak bu durumda pompalanabilir bir enjeksiyon malzemesi tercih edilmesi daha uygun olacaktır.

Soma kömür havzasında yeni işletmelerin açılması planlanmakta ve bu çalışmada bahsedilen jeolojik birimlerde galeri sürülmesi gibi faaliyetler gerçekleştirileceği bilinmektedir. İleride benzer koşullarda yürütülebilecek madencilik faaliyetlerinde bu çalışmada sunulan bilgilerin yararlı olması beklenmektedir.

KAYNAKLAR

Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock mechanics*, 6(4), 189-236.

Bieniawski, Z. T., & Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. John Wiley & Sons.

ELİ Eğitim - İş Sağlığı ve Güvenliği Şube Müdürlüğü (2018). Tanıtım Kitapçığı. Türkiye Kömür İşletmeleri, Ege Linyitleri İşletmesi Müdürlüğü, ELİ Eğitim - İş Sağlığı ve Güvenliği Şube Müdürlüğü SOMA.

Galvin, J. M. (2016). Ground engineering-principles and practices for underground coal mining. Springer.

Hoek, E. (2007). Practical Rock Engineering: RocScience. Available from the publisher at http://www. rocscience. com/hoek/PracticalRockEngineering. asp.

Hutchinson, D. J., & Diederichs, M. S. (1996). Cablebolting in underground mines (Vol. 477, p. 478). Richmond^ eBC BC: BiTech Publishers.

İncı, U. (1998). Lignite and carbonate deposition in Middle Lignite succession of the Soma Formation, Soma coalfield, western Turkey. *International Journal of Coal Geology*, *37*(3-4), 287-313.

Öge, İ.F., Kahraman, E., Koçak, Ç. (2017). Reçine Enjeksiyonlu Kaya Saplamalarının Zayıf Kaya Birimlerinde Çekme Dayanımının İncelenmesi. Türkiye 25. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi.

Soyer, E., Ersoy, C., Şenkal, S.S., Onargan, T., (2013). Hattat Enerji Amasra-B Sahası Ana Kat Galerileri Hazırlık Çalışmaları, Uygulanan Tahkimat Yöntemi Ve Aletsel Gözlemler. 2.Ulaşımda Yeraltı Kazıları Kongresi.

Tüysüz, O., Genç, Ş.C., (2014). Elmadere Kömür Yatağının (Soma Kömür Havzası) Jeolojisi. Proje Raporu, Polyak.

Ulrich, B. F., Wuest, W. J., & Stateham, R. M. (1989). Relationships between annulus thickness and the integrity of resin-grouted roof bolts. Bureau Of Mines, RI 9253.

THE ASSESSMENT OF THE IMPACT OF ABSENTEEISM ON A PLATINUM MINE

N M Mathebula[1,*], M Mpanza[2], S M Rupprecht[3]

[1]*University of Johannesburg, Faculty of Engineering and Built Environment. Department of Mining and Mine Survey.*
*(*Corresponding author: nhlekom@uj.ac.za)*
[2]*University of Johannesburg*
[3]*University of Johannesburg*

ABSTRACT

Employee absenteeism is a disruptive activity that if not dealt with can negatively affect the productivity of an organization. Absenteeism occurs in two forms, namely authorized and unauthorized. Authorized absenteeism is when an employee is absent from work with justifiable reasons such as sickness or with consent from a line manager. While unauthorized absenteeism occurs when an employee is absent from work and fails to give a reasonable justification for missing work. Absenteeism has a hidden cost attached to it that can affect productivity and revenue of a company. Low productivity and administrative costs are the main costs that are incurred by an organization as a result of absenteeism. The purpose of this study is to assess the impact of both authorised and unauthorised absenteeism on a platinum mine, to provide effective absence control.

Keywords: Absenteeism, Costs, Types of Absenteeism, Productivity.

INTRODUCTION

Employee absenteeism is a well-known problem in any organisation. Absenteeism is disruptive to the performance of the organisation and its employees. Organisations have policies and procedures governing the provision of paid leave under approved circumstances. Unpaid leaves are also approved when the employee needs them. An employee can be absent from work for reasons like medical leave or loss of family members which employers can approve when proof of leave is provided. Absenteeism is defined as any failure to report for or stay at work as scheduled, regardless of what the reason is (Evans, 2011). Absenteeism can be categorised into two forms, authorised and unauthorised. Authorized absenteeism is when an employee is absent from work with justifiable reasons such as sickness or with consent from a line manager. While unauthorized absenteeism occurs when an employee is absent from work and fails to give a reasonable justification for missing work (Claassn, 2017).

Employees' absenteeism can affect a company's productivity, revenue, and costs. Absenteeism costs not only the employer but also the employees regarding their employment. Employees may be suspended or have their contracts ended when absenteeism becomes a violation of the obligations of employment contract (Doyle, 2017). Co-workers may feel burdened to do additional work that should have been done by the absent employee. An accident may occur if the employee may be required to operate a winch he/she is not familiar with. The productivity of the machine may also decrease if the replacement employee is less skilled to operate the machine compared to the absent employee. The adverse effect of absenteeism on a company may be the administration cost of hiring, training and paying additional workers (Goodman, 1984).

The purpose of this paper is to assess the impact of both authorised and unauthorised absenteeism on a platinum mine. This paper discusses preventative measures of absenteeism and recommends strategies that organisations can adopt in order to deal absenteeism.

REVIEW OF LITERATURE

South Africa hosts approximately 80% of platinum group metals (MCSA, 2014). The deepest platinum mine in South Africa is currently mining at an average depth of 2200 metres. The employees working in platinum underground mines are constantly exposed to hot temperature, dust, humidity, noise, and narrow working heights. The air that they breathe has been circulating through other working areas and some employees have to walk 4 to 5km to get to their workplaces (Gouws, 2015). On the 23rd of January 2014, a labour strike started in the South African platinum sector for a five month period. Platinum producers suffered a major loss (40%) of production (SAHO, 2014).

Absenteeism was and still is a costly problem for employers. A 2016 report by Minerals Council of South Africa (MCSA) shows that the average overall absenteeism rates (for their employees) increased from 15.75% in 2009 to 17.89% in 2014. Medical absenteeism rates increased from 5.17% in 2009 to 6.01% in 2014 (MCSA, 2014). Employees' absenteeism can affect a company's productivity, revenue, and costs. It is crucial to identify the cause of absenteeism in the workplace, to rectify the cause to reduce absenteeism. This section provides the causes and cost of absenteeism that is found in the literature. It discusses the strategies an organisation could implement to manage absenteeism.

Causes of Absenteeism

Illness is regarded as the main cause of absenteeism in the workplace (Singh, et al., 2016). It is very costly to the company as it increases the rate of absenteeism while employees are being paid for not giving value to the company. According to the Basic Conditions of Employment Act (BCEA) of 1997 Section 23, an employee must provide proof to show that the employee could not tender his/her services to the employer. The employer may verify the validity of the medical certificate and can withhold the salary of the employee until there is a receipt of absolute proof of the validity of the medical certificate (Munro, 2007).

Job stress is known to lead to absenteeism, workers going through job stress are commonly found to have low levels of job satisfaction. The study conducted by Leontaridi (2002) shows that working hours, physical demands of the job, and working relations are the major factors in determining work-related stress. Singh et al. (2016) add that long working hours can likewise be an aftereffect of employees compensating the time lost by their absent co-workers. The causes of job stress in the underground environment are demanding job tasks (drilling, blasting), strict health and safety policies, work politics, labour intensive work, and hot underground temperature, which lead to absenteeism (Moholane, 2012).

Employees that are paid high wages are less absent from work. Research shows that lower wages are associated with lower commitment to one's job, thus employees feel that it is "ok" to be absent even when it is disapproved because they are being paid low income (Moholane, 2012). Workers with higher occupation status are thought to be less absent than workers with a lower status. Employees with higher positions in an organisation have greater levels of job satisfaction which reduces their absenteeism, whereas employees lower down the ladder are less satisfied and therefore are absent more often (Naughton, 2005). Bowman and Isaacs (2014) states that the minimum basic wage for an entry-level employee in platinum mines was R8 916 in 2017. The strike that occurred in 2014 was because platinum producers failed to

meet the demands of R12 500 of basic wages for an entry-level employee (Bowman & Isaacs, 2014). Underground operators are estimated to earn an average salary R11 098 per month which is 10% above the national average. This data is generated from employees and job advertisements (Indeed, 2018).

Age and gender differences also play a part in absenteeism. Older workers seem to be more absent from work compared to their younger colleagues. This could be because of the health problems of the older employees (health deteriorates with age), affecting their work attendance (Moholane, 2012). Females also have a higher level of absenteeism compared to male workers. Health-related problems such as dysmenorrhea (menstrual cramps) and pregnancy negatively affect their presence at work (Moholane, 2012).

Langenhoff (2011) implies that the marital status of employees has an influence on absenteeism. He further adds that married people seem to have a higher rate of absenteeism due to caring responsibilities. Karlsson (2013) also states that married women have a greater responsibility for unpaid work at home which exposes them to physical and mental exhaustion, hence they would rather rest than go to work.

Cost of Absenteeism

The most common components used to determine the cost of absenteeism are direct costs, which includes the cost of sick pay, cost of replacing employees, medical referrals and overtime. Direct costs are costs that are directly linked to the absence of an employee whilst indirect costs are the opposite (Muller, 2013).

Table 1. factors to calculate absenteeism costs *(IBEC, 2011)*

Components of absenteeism costs	
Direct Costs	Company sick pay scheme
	Replacement for employee
	Overtime
	Medical referrals
Indirect Costs	Impact on productivity
	Impact on product quality
	Administration costs
	Increased work pressure on colleagues
	Other costs

Absenteeism Management

<u>Disciplinary Procedures</u>

The purpose of disciplinary procedures is to regulate the standard of conduct and correct unacceptable behaviour of employees in an organisation. Companies may proceed with disciplinary actions if absenteeism becomes a problem. It helps to address the problem early by questioning the employee after one absence to find the cause. Employees may provide evidence for absence such as a medical certificate to qualify for sick leave (Kocakulah, et al., 2009). This is the most difficult absenteeism to control, to do as such requires very careful record keeping and detailed disciplinary records. This is because according to BCEA Section 22(2): employees may be off-duty for sickness. Additionally, Section 23(1) states that if an employee is off twice a week

for eight weeks, the employer does not have to pay the employee for the third occasion off, this often discourages a repeat performance. If the employee is often absent on Mondays or Fridays, or on payday, then a disciplinary hearing is called for. The employee must be warned that his/her absence because of illness is no longer acceptable and unless his/her health improves, there will be a dismissal. The employer can, therefore, dismiss the employee on grounds of incapacity due to ill health (Claassn, 2017).

Employee Assistance Program

An Employee Assistant programs (EAP) is a confidential work-based service paid for by the employer to help employees who are going through family issues, financial problems, drug addictions or relationship problems to remain productive at work (Handrick, 2018). EAP can be used to help employees deal with non-work-related problems that affect their productivity at the working place (Kocakulah, et al., 2009). According to Yende (2005), EAP is a strategic tool used to develop and keep employees, as a result, absenteeism is reduced in the workplace.

On-Site Childcare

Literature shows that women with young children are likely to be more absent than men. Child care issues leading to employee absence cost businesses $3 billion annually in the United States. Employers who provide employer-supported childcare have reported several benefits including enhanced retention of employees, reduced absenteeism and increased productivity (Nouveau Brunswick, 2009). Anderson (2009) states that employees free from childcare concerns have a better attitude towards managing their jobs and can concentrate better on their work. On-site care allows the employee to have more control over work-family conflict resulting in fewer absences.

Incentive Schemes

Incentives are planned activities for positive reinforcement of attendance to keep employees moving towards the company's goals after initial hiring and training phase is complete. The commonly used positive reinforcement plans include financial incentive program, lottery program, a recognition program, and information feedback program. Financial incentive program pertains rewarding employees monetarily for excellent attendance and sick days they do not take at the end of the year (Kocakulah, et al., 2009). Recognition programs involve implementing personal recognition events at the end of the year or quarter to recognize excellent service, while other companies award employees with few absences with cards signed by the manager, congratulating them, or with custom-designed, engraved jewellery commemorating the event and the company. Lottery programs give employees with perfect attendance to enter a competition with a monetary reward. Information feedback program has no financial incentive, however, employees are notified with each pay-check of their absence situation and how their level of attendance stacks up with that of other employees.

Return-to-Work Interviews

The return-to-work interview is one of the methods used to manage short-term absences. It's an effective communicative platform to show that absence is actively managed in the workplace. This method involves interviewing an employee after an absent incident, on the day the employee returns to work (Mogope, 2011). According to Josias (2005), this method discourages employees from taking unnecessary sick leave when they know they have to have an interview on their return to work. Koen-Muller (2005) supports this by adding that

employees often hesitate to take a day off knowing they have to explain the reason for their absence in person.

METHOD

The researcher used a case study method to undertake the current research. The respondents of this study are production employees who are constantly exposed to the stoping environment on a daily basis. These employees handle the execution of blasting practices in the stoping area. So, absenteeism or shortage of required labour may have an influence of whether blasting occurs. This study sampled 130 production employees from the population by accidental non-probability sampling technique.

The researcher used a structured questionnaire to collect primary data to investigate the factors contributing to absenteeism. The researcher obtained permission to conduct research from the senior human resource manager of the mine. The researcher collected data at the training centre where the participants were attending the induction. The researcher distributed the questionnaire to willing participants, one questionnaire was written in English and the other questionnaire was written in Fanakalo. Fanakalo is the lingua franca of the South African mining industry, spoken on a daily basis in the workplace (SAHO, 2017).

The data collected was imported to a Software Package for Social Scientists (SPSS) for analysis. The researcher uses descriptive statistics to analyse the collected data. The descriptive statistics tools used for this study include frequencies and means.

The researcher, before data collection, had the questionnaire of the study checked by an expert in questionnaire construction from the department of statistics at the University of Johannesburg. The statistician checked whether or not the questions in the questionnaire addressed the objectives, checked for leading and confusing questions. The final draft of the questionnaire was sent back to the researcher when it was modified to go ahead with data collection. The questionnaire for this study was given to 10 mining employees in the production sections to participate in order to: evaluate the time required to complete the questionnaire, check whether or not the instructions were clear, check for any ambiguous statements, and check whether or not the content of the questionnaire caused them any discomfort. The feedback received from the participants was used to modify the questionnaire.

RESULTS AND DISCUSSIONS

This section presents the findings of the data analysis. The researcher analysed the data with the assistance of a statistician from the department of statistics at the University of Johannesburg. The researcher interpreted the results of the analysed data based on the research questions of this study.

Primary Data

Table 2 presents findings of the demographics of the participants

Table 2. Demographic data

	Mean
Age	41

Gender	**Percentage**
Male	95%
Female	5%

Designation	**Percentage**
Winch Operators	45%
Rock-drill Operator	26%
Pipe Track Ventilation (PTV)	19%
Miner Assistant	5%
Miner	2%
Other	4%

Marital Status	**Percentage**
Married	60%
Single	40%

The participants were asked to indicate their age by providing a numerical value. The findings in Table 2 shows that the youngest participant in this study is 22 years old and the oldest participant is 66 years old. The average age of the participants is 41 years. A study by Bii (2016) shows that as employees get older, the level of absenteeism also rises. The findings are often contradictory, for instance, Drakopoulus & Grimani (2011) found that younger employees are more absent than older employees. The majority of the participants in this study are older. This skewness might have been caused by the sampling technique. Most participants available at the time of sampling were older employees. Therefore, the researcher cannot conclude whether age is a determinant of employee absenteeism.

The findings indicate that the majority of the participants are males. 95% of the respondents are males (n= 96) and 5% are females (n=5). The reason for the low percentage of women might be because the mining industry is a male-dominated industry with fewer women as part of the workforce. Although Karlsson (2016) shows that higher absences are found among women than men, the researcher cannot conclude on this due to the underrepresentation of women in this study.

The participants were asked to indicate their job titles. The findings show that 45% (n=45) of the participants work as winch operators, 26% of the participants work as rock-drill operators,19% of the participants as Pipe Track Ventilation (PTV) officers while miners constitute 2% (n=2) of the sample. The “other” category refers to Load, Haul, and Dumper (LHD) operators and panel operators. Miners are very important people in the mining industry as they are responsible for blasting activities which is the major source of revenue. Additionally, one miner is allocated per panel crew, hence the low percentage. The high percentage of winch operators could be because normally four winch operators are required per section. Naughton (2005) states that employees in higher level jobs are less absent than employees with low-level

job titles. This may owe to the benefits associated with high job levels such as car allowance, higher salary, and bonuses.

Table 2 shows that 60% (n= 61) of the participants are married whereas 40% (n=40) of the participants are single. A literature review revealed that married people have a higher rate of absenteeism because of caring responsibilities (Karlsson, 2013). In this study, the majority of the participants are married, therefore, it can be concluded that marital status may have an influence on absenteeism.

Participants were requested to indicate their salaries: 48.5% (n= 49) of the participants earn between R5000 and R10 000 while 40.6% (n=41) earn between R11 000 and R20 000. Eleven respondents (11%) earn less than R5000. The pay scale of the participants indicates that none of the respondents earn more than R20 000. This may be due to the level of education of the participants and their job description. Majority of the participants in this study have no matric and their job titles are at a low level. Lower wages are associated with lower commitment to one's job, thus employees feel it is "ok" to be absent even when it is disapproved because they are being paid low income (Moholane, 2012).

Table 3. Frequency table of health

HEALTH	Never	Rarely	Sometimes	Often	Always
How often are you absent in order to collect medication for chronic disease at any health facility?	36.6%	13.9%	43.6%	2%	4%
How often do you make use of health facilities at the workplace whenever you are sick?	20.8%	10.9%	45.5%	2%	20.8%
How often do you take a day off from work when you are sick?	8.9%	14.9%	58.4%	10.9%	6.9%
Have you ever used sickness as an excuse to miss work when you had other things to do?	79.2%	5.9%	11.9%	1%	2%

Question 1 of table 3 indicates that majority of the participants are suffering from chronic diseases which result in absences because they have to collect medication at health facilities. Question 2 indicates that many respondents sometimes use the on-site whenever they are sick. Question 3 Indicates that majority of the respondents sometimes take a day off whenever they are suffering from sickness. Question 4 shows that many respondents never use sickness as an excuse to miss work.

Although Singh et al. (2016) found that illness is the main cause of absenteeism in the workplace, Table 3 indicates that the respondents only attends to sickness occasionally. According to the findings, it seems that the employees are not abusing their sick leave although there are absences because of health conditions.

Table 4. Frequency table of work-related stress

Work-Related Stress	Strongly Disagree	Disagree	Neutral	Agree	Strongly Agree
I have a good relationship with my colleagues	5.9%	1%	5.9%	39.6%	47.5%
I do not receive any sort of abuse from my supervisor	31.7%	7.9%	9.9%	29.7%	20.8%
Filling in for an absent co-worker gives me more workload	3%	11.9%	6.9%	53.5%	24.8%
The work pressure at work leaves me stressed-out	1%	13.9%	9.9%	53.5%	21.8%
I have to work long hours to compensate the time lost by the absent co-worker	9.9%	15.8%	8.9%	18.8%	46.5%

This section presents findings of the level of agreement of the participants about the statements provided, using a 5-point Likert scale with 1= strongly disagree, 2= disagree, 3= Neutral, 4= agree and 5= strongly agree. Due to the similarity of point 1, 2, 4 and 5, the findings have been grouped together to show their level of agreement.

87.1% of the respondents agreed that they have a good relationship with their colleagues while 6.9% disagreed that they have a good relationship with their colleagues. 50.5% of the respondents agreed that they receive no abuse from their supervisor while 39.6% indicated that they receive abuse from their supervisor. 78.3% of the respondent agreed that covering for their co-workers results in more workload while 14.9% of the respondents disagree that covering for their co-workers gives them more workload. 75.3% of the respondents agreed that work pressure leaves them stressed while 14.9% disagreed that work pressure leaves them stressed. 65.3% of the respondents agreed that they have to work long hours to compensate the time lost by the absentee while 25.7% disagreed that they have to work long hours to compensate the time lost by the absentee.

Long working, work overload, work conditions, and time pressure are known as one of the workplace factors contributing to stress (Michie, 2002). Table 4 indicates that the participants work long hours, have extra work-load and experience work pressure because of covering for their absent co-workers. Employees may stop going to work every now and then when they believe being at work aggravate their stress (Collier, 2018). However, it should be noted that it is difficult to measure or quantify stress.

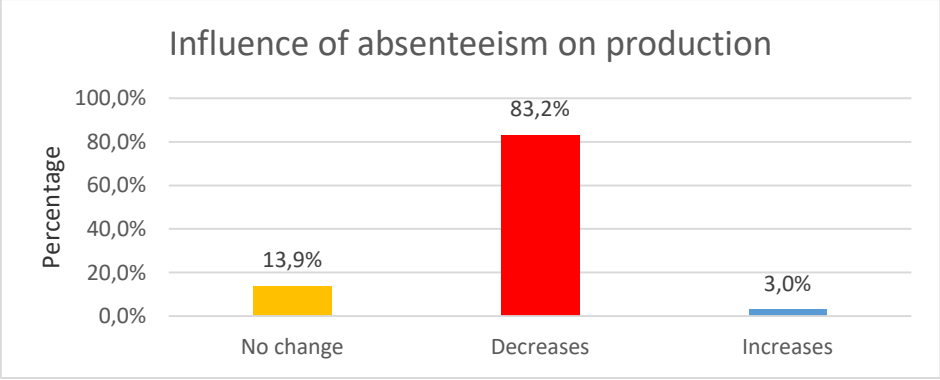


Figure 1. Effect of absenteeism on production

According to Figure 1, 83% of the participants indicated that production increases due to absenteeism. Onikoyi et al. (2015), found that absenteeism reduces the level of organisational productivity and profitability. Lost productivity is associated with recruiting, orienting and training replacement employees. The productivity of the employees will suffer until the standard level of competency is achieved (Onikoyi, et al., 2015).

Secondary Data

Table 5. Comparison of absenteeism pattern

Days of the week	Number of absences	Ranking
Monday	562	1st
Tuesday	526	2nd
Wednesday	315	
Thursday	379	
Friday	369	
Saturday	378	
Sunday	421	3rd

Table 5 indicates that Monday has the most absences. A study conducted by Koen-Muller (2005) shows that Mondays has the highest absenteeism rate, especially after pay-day. The study was analysing key factors that influence the rate of absenteeism in the construction sector. Koen-Muller found that another factor contributing to the highest absenteeism rate on Mondays was alcohol consumption.

Table 6. Sanctions charged for Absenteeism without permission (AWOPs)

Absent without permission (AWOPs)	Sanctions
178	No action taken
18	Written warning
3	Final written warning

Table 6 indicates that 89% of the AWOPs were not charged. This is therefore of the opinion of the researcher that the absences continue to happen due to poor discipline from management.

CONCLUSION

Absenteeism incurs direct and indirect costs for an organisation and has a detrimental effect on productivity. Organisations know of the costs associated with absenteeism, therefore it is essential for organisations to determine the root cause of absenteeism and establish strategies to rectify the cause to reduce the rate of absenteeism in the workplace. The purpose of this study was to determine the factors contributing to absenteeism and recommend solutions to address the factors to reduce absenteeism.

The main findings of this study show that 71% of the participants work at low-level positions and 60% of the participants are married. Operators and winch drivers earn an average salary of R 11 000 per month respectively. 60% of the participants earn less than R10 000 while at most 50% of the participants are only absent from work once in a while due to illness. Over 70% of the participants indicated that they get extra workload, experience work pressure and

work long hours compensating for the time lost by absent employees. The above findings show that job title, marital status, salary, and work-related stress contribute to absenteeism at the mine.

RECOMMENDATIONS

Job Title

Automation and mechanisation should be introduced to replace operators, furthermore, these employees must be trained in the operation and maintenance of this machinery as a form of promotion.

Marital Status

Management must implement a program that specifically addresses marital problems, to inform married employees about the effect of marital problems on individual performance. The mine must include 24-hour on-site childcare to relieve child responsibilities from full time working mothers. Further research needs to be conducted to evaluate in depth the relationship between family responsibilities and absenteeism.

Salary

Employees should be monthly rewarded with monetary benefits for excellent attendance to discourage absences.

Work-Related Stress

Management should start awareness campaigns to inform employees about the after-effects of their actions on other employees. Further research should be conducted to assess the impact of factors contributing to work-related stress on employees.

References

Anderson, B., 2009. *the relationship between absenteeism and on-site employer sponsored childcare.* [Online] Available at: http://www.uir.unisa.ac.za [Accessed 17 April 2018].

Bii, P., 2016. *Age: A determinant of employee absenteeism in Trans Nzoja Country.* [Online] Available at: http://www.jetems.scholarlinkresearch.com [Accessed 13 December 2018].

Bowman, A. & Isaacs, G., 2014. *Demanding the impossible? Platinum mining profits and wage demands in context.* [Online] Available at: http://www.wits.ac.za [Accessed 2 January 2019].

Claassn, A., 2017. *Labour guide.* [Online] Available at: http://www.labourguide.co.za/absenteeism [Accessed 16 November 2017].

Collier, E., 2018. *Reducing absenteeism in the workplace.* [Online] Available at: http://www.highspeedtraining.com [Accessed 17 December 2018].

Doyle, A., 2017. *What is Absenteeism?.* [Online] Available at: http://www.thebalance.com [Accessed 13 November 2017].

Drakopoulus, S. & Grimani, K., 2011. *The relationship between absence from work and Job satisfaction.* [Online] Available at: http://www.pdfs.semanticscholar.org [Accessed 6 February 2018].

Evans, J., 2011. *Absenteeism- a complex problem.* [Online] Available at: http://www.brage.bibsys.no [Accessed 5 December 2018].

Goodman, P. S., 1984. *Effects of Absenteeism on Individuals.* [Online] Available at: http://www.repository.cmu.edu [Accessed 13 November 2017].

Gouws, W. J. S., 2015. *The relationship between absenteeism and physical workplace at Tshepong Mine.* [Online] Available at: http://www.scholar.ufs.ac.za [Accessed 13 February 2018].

Handrick, L., 2018. *What is an EAP and how does it work?.* [Online] Available at: http://www.fitsmallbusiness.com [Accessed 7 March 2018].

IBEC, 2011. *Employee absenteeism.* [Online] Available at: http://www.ibec.co.za [Accessed 16 February 2018].

Indeed, 2018. *Impala platinum mine.* [Online] Available at: http://indeed.co.za [Accessed 2 January 2019].

Josias, B. A., 2005. *The relationship between job satisfaction and absenteeism.* [Online] Available at: http://www.etd.uwc.ac.za [Accessed 12 February 2018].

Karlsson, T., 2013. *Work attendance, gender and marital status.* [Online] Available at: http://www.ehes.org/karlsson [Accessed 15 November 2017].

Karlsson, T., 2016. *Gender differences in absence from work: lessons from two world wars.* [Online] Available at: http://ifau.se/globalassets [Accessed 13 December 2018].

Kocakulah, M., Kelley, A., Mitchell, K. & Ruggieri, M., 2009. Absenteeism problems and Costs: causes, effects and cures. *International Business and Economics Research Journal ,* 8(5), pp. 81-88.

Koen-Muller, M., 2005. *An analysis of key factors responsible for and influencing the rate of employee absenteeism in the construction sector.* [Online] Available at: http://www.hdl.handle.net [Accessed 17 April 2018].

Langenhoff, W., 2011. *Employee absenteeism.* [Online] Available at: http://www.arno.uvt.nl [Accessed 6 February 2018].

Leontaridi, R., 2002. *work-related stress, quitting intentions and absenteeism.* [Online] Available at: http://www.ftp.iza.org [Accessed 13 December 2018].

MCSA, 2014. *Facts and Figures 2014,* Johannesburg: Minerals Council South Africa.

Michie, S., 2002. Causes and management of stress at work. *Occupational and Environmental Medicine,* 59(1), pp. 67-71.

Mogope, T. H., 2011. *Guidelines for developing an absenteeism management programme within an institution for higher learning.* [Online] Available at: http://www.repository.up.ac.za [Accessed 5 March 2018].

Moholane, R., 2012. *Causes of absenteeism at a South African gold company.* [Online] Available at: http://www.ujcontent.uj.ac.za [Accessed 14 November 2017].

Molopyane, S. N., 2013. *The influence of absenteeism on a South African platinum mining company.* [Online] Available at: tutvital.tut.ac.za [Accessed 3 March 2018].

Muller, A., 2013. *Absenteeism: better or worse?.* [Online] Available at: http://www.open.uct.ac.za [Accessed 9 March 2018].

Munro, l., 2007. *Absenteeism and presenteeism.* [Online] Available at: http://www.sar.org.za [Accessed 15 November 2017].

Naughton, D., 2005. *A study of absenteeism within company X.* [Online] Available at: http://www.trap.ncirl.ie [Accessed 16 April 2018].

Nouveau Brunswick, 2009. *Employer-supported child care.* [Online] Available at: http://www.gnb.ca [Accessed 8 March 2018].

Onikoyi, I., Awolusi, O. & Boyede, M., 2015. Effect of absenteeism on corporate performance. *British journal of marketing studies,* 3(2), pp. 58-71.

SAHO, 2014. *2014 South African platinum strike: longest wage strike in South Africa.* [Online] Available at: http://www.sahistory.org.za [Accessed 2 January 2019].

SAHO, 2017. *Fanakalo: the language of mining culture.* [Online] Available at: http://www.sahistory.org.za [Accessed 18 September 2018].

Singh, T., Chetty, N. & Karodia, A. M., 2016. An Investigation into the Impact of Absenteeism on the Organisational Performance of a Private Security Company in Durban. *Singaporean journal of business economics, and management studies,* 4(11), p. 107.

Welman, J. C. & Kruger, S. J., 2001. *Research Methodology.* Cape Town: Oxford University Press Southern Africa.

Yende, P. M., 2005. *utilising employee assistance programmes to reduce absenteeism in the workplace.* [Online] Available at: http://www.ujcontent.uj.ac.za [Accessed 7 March 2018].

THE POTENTIAL BENEFITS OF THROW BLASTING SOUTH AFRICAN UNDERGROUND MINES

S.M. Rupprecht

[1] *University of Johannesburg, Department of Mining Engineering and Survey*
(Stevenr@uj.ac.za)

ABSTRACT

The potential of throw blasting in the underground stope environment is currently being investigated as a means to reduce face cleaning times and improve productivity in narrow vein stopes. Throw or cast blasting is a technique that has been used in the South African mining industry since the 1920s when the Resue Mining method was undertaken at the Sub Nigel Gold Mine and re-introduced in the late 1950s and mid-1960s. Modern blasting techniques advance throw blasting with Selective Blast Mining in the late 1990s, narrow vein long hole stoping being conducted in the 2000s and panel throw blasting trialled in the platinum industry 2016/7. As an introduction, the article discusses the current state of the South African tabular narrow vein mining environment and the real need to improve productivity through innovative mining methods.

This paper reviews the types of throw blasting trialled in the South African mining industry highlighting the benefits and concerns raised by the various mining methods utilizing throw blasting. This paper will discuss the current state of throw blasting and discuss the next steps to successively reintroduce throw blasting into the South African tabular narrow vein mining environment.

Keywords: South African mining, modernization and innovation, underground throw blasting, underground cast blasting

INTRODUCTION

The South African gold and platinum mining industry is at a crossroads and either must develop real implementable solutions to extend the life of mines beyond 2040 or to continue on its current downward trajectory resulting in the South African mining industry transforming into an insignificant producer of gold and PGM metals.

Since 1980 the industry has seen a 42% decrease in mining-related employment with 800,000 employees dropping to 465,000 in 2017 (Mineral Council of South Africa, 2015 and 2018). Importantly to note, In the mid-1980's the South African gold mining industry accounted for 60% of all mining-related employment, however subsequently this number has declined to just over 20% (Rupprecht, 2016).

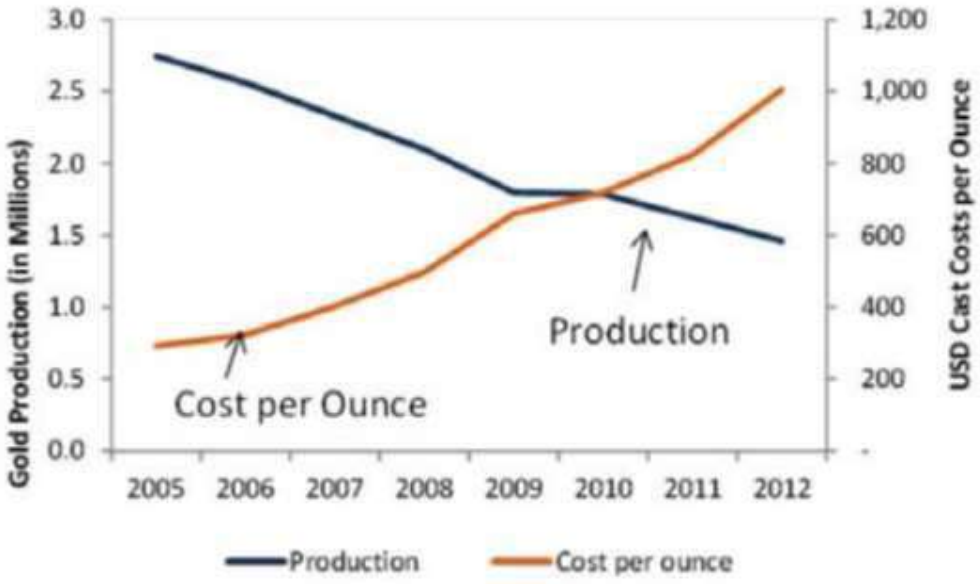


Figure 1. Impact of rising costs and gold production (Minerals Council South Africa)

On a similar front, the South African platinum industry recently reported approximately 70% of the Platinum mining industry operating at current prices with the PGM Mineral Resource having a cut-off based on depth of approximately 2500m (McFarlane, 2018). As exemplified in Figure 2, the platinum price has remained stable in Rand/oz since 2015 however the US$/oz price has been on the decline since 2011, while the cost input has increased over the same period by some 30%.

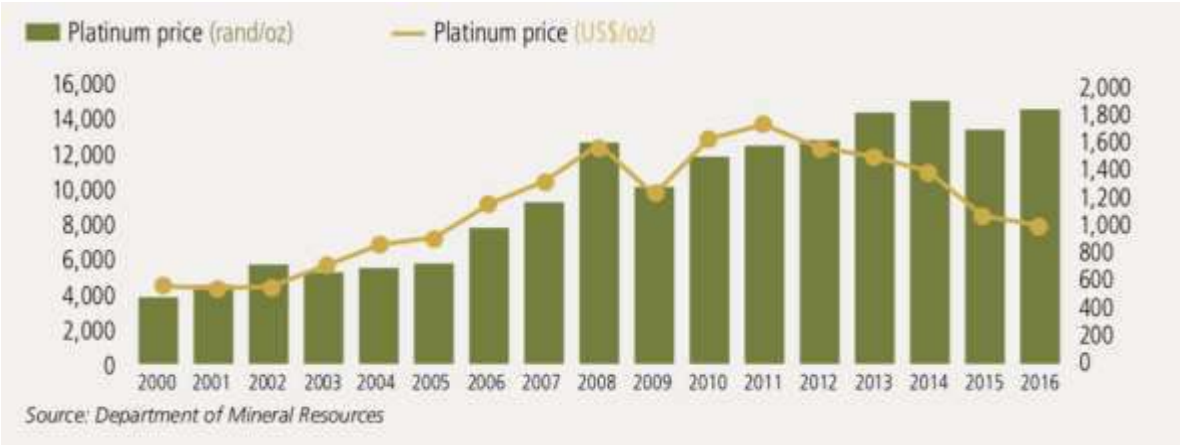


Figure 2. Platinum price in Rand/oz and US$/oz (COM, 2016)

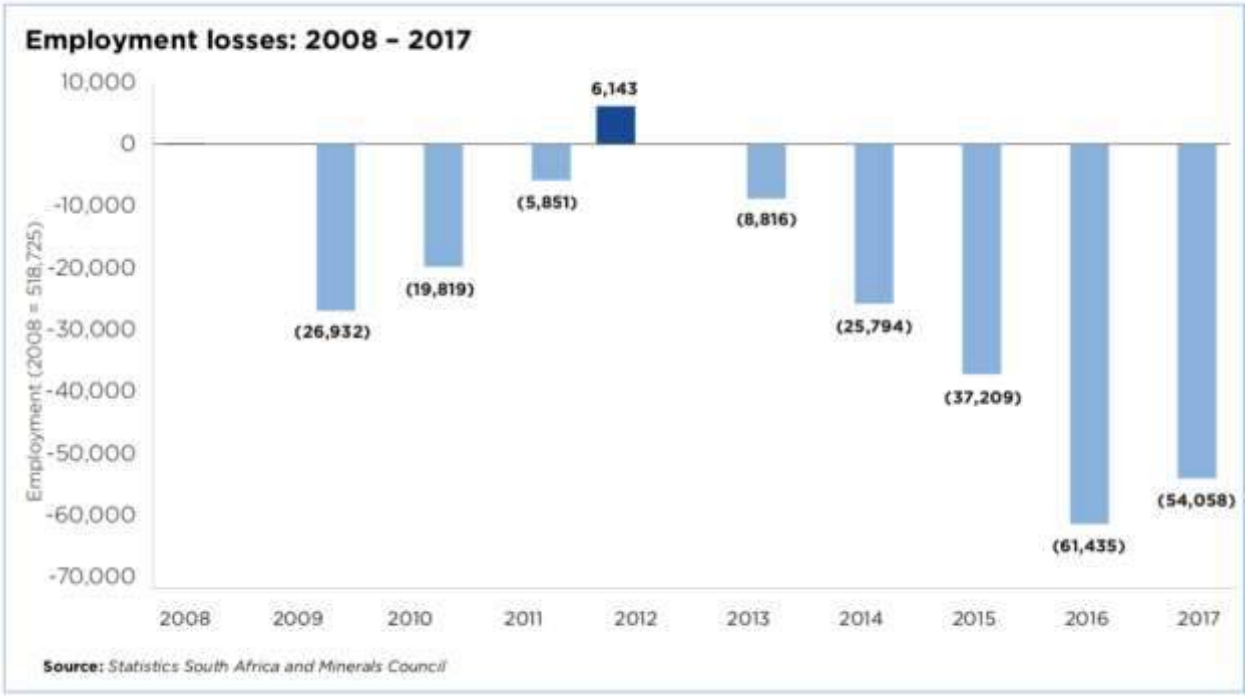


Figure 3. Employment losses in the South African mining industry 2008 -2017 (Mineral Council South Africa, 2018)

Based on the above backdrop of the South African mining industry, an intervention is required if the mining industry is to have meaningful input into the South African economy. Rupprecht (2017) discusses the strategies and research initiatives being investigated by the South African mining industry to create a sustainable industry beyond 2040 with the industry required to advance beyond the current mindset of conventional narrow vein mining.

THROW BLASTING IN TABULAR NARROW VEIN STOPES

Over the past century, the South African mining industry has looked at ways to reduce dilution and improve the run of mine head grade, as well as improve productivity. Throw blasting in the tabular narrow vein stope environment has been investigated since the 1920s when Sub Nigel Gold Mine introduced Resue Mining. Since then the South African mining industry has investigated several areas of the drill and blast cycle as a means to improve the mine's head grade and overall productivity of the tabular narrow vein mining process.

Resue Mining

Resue mining was practised in South Africa at Sub Nigel during the late 1920s and in the Free State Gold Mines in the 1950s and 1960s. During this time Resue Mining was conducted in two cycles (1) the blasting and hand stowing of the waste and (2) the blasting and cleaning of the ore. At this time, Resue Mining was quite labour intensive, and the disadvantages highlighted (Bryson, 1958) were:

- Intermittent face advance as waste and ore handled in two separate cycles.
- Hangingwall support could only be installed after the ore had been removed, which equated to an approximate distance of 3m.
- The mining cycle provided reef at irregular periods, and labour requirements for the stope varied depending upon the cycle of operation.

- Often the waste packing was inefficient requiring the waste to either be separately trammed or the ore diluted with the excess waste.
- The gold loss was a major concern as gold fines would be lost if the stope panel wasn't appropriately swept before the next waste blast.

In 2000, Mechanised Resue Mining was proposed and a study was undertaken to determine the viability of the mining method utilizing electronic detonators (Pickering et al., 2000) to separate waste and ore during the updip mining process. The author is unaware of the trial taking place but notes in 2007 a trial was proposed to test Resue mining in a development tunnel, but this trial never took place due to flooding of the trial site (Tuck, 2008).

Selective Blast Mining

In the mid, to late 1990s Resue Mining was re-introduced to the South African mining industry as "Selective Blast Mining" (Bock, 1996) utilising millisecond delay blasting to throw blast the waste into the back area while fragmenting the ore with minimal explosive energy. A brief description of the Selective Blast Mining method is the waste rock is thrown or cast blasted to the back area of the stoping with the ore dropped adjacent to the stope face and only the ore material is cleaned and transported out of the mine (Figure 4 and Figure 5). Thereby, less material, and only material containing value, is required to be cleaned from the stope face thereby reducing dilution and improving the run of mine head grade.

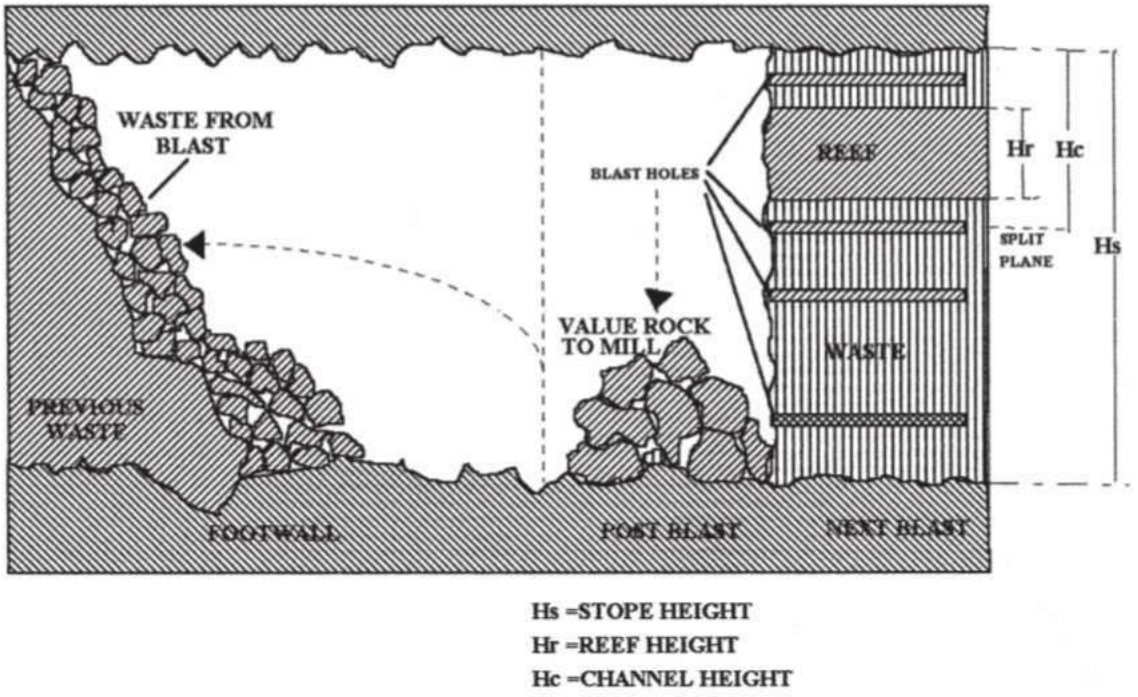


Figure 4. Selective blast Mining – section through stope (Bock et al., 1998)

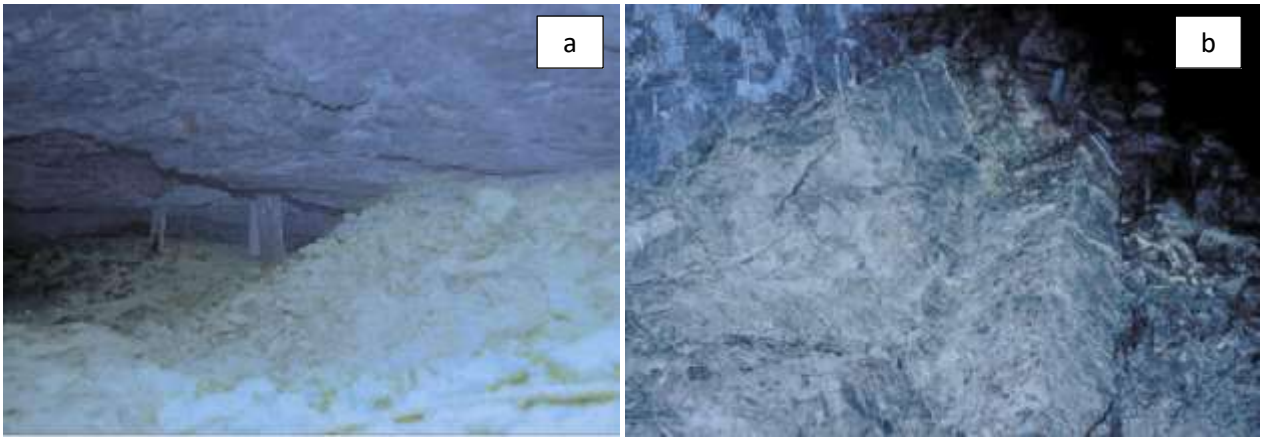


Figure 5. Example of (a) waste thrown into back area and (b) reef dropped onto stope footwall, using SBM (Bock et al., 1998)

Selective Blast Mining offers several advantages (Bock et al., 1998):

- As the waste rock is thrown into the back area the amount of waste required to be handled by the cleaning process is reduced, thereby reducing the cleaning time of the stope panel and the clearance of waste rock from the stope.
- The reduction of waste (dilution) reporting to the surface metallurgical plant equates to an increase in the ROM head grade.
- The dropping of the reef reduces losses associated small particles of gold lost due to poor blasting practices
- Milli-second electronic blasting improves the blasting process ensuring accurate sequential firing as well as proper fragmentation of the rock.
- The use of electronic milli-second blasting allows for minimal damage to the stope hangingwall thus improving hangingwall stability.
- The use of waste to fill the back area of the stope assists in minimising the miner's area of responsibility as well as improve ventilation as the backfill reduces the areas of space for the circulation of air and reduces the surface area of rock that acts as heat transfer areas.

Narrow Vein Long Hole Stoping

Rupprecht and Rapson in 2003 provided a report to the Future Mine Collaborative Research Programme highlighting that "long-hole stoping has the potential to change the South African gold mining industry. However, long-hole stoping will require ±3 years to develop and correctly implement the technology properly." Although the report provided a basis so that sustainable advances could be made in the successful introduction of long-hole stoping to the South African gold mining industry, no real research was conducted after 2003 leaving much of the development of narrow vein long hole stoping to the mining houses or equipment manufacturers. As experienced with many projects in the South African mining industry, long hole stoping was trialled on several mines but lost interest after a few years. One operation attempted to implement narrow vein long hole stoping, but the inability of the mine to achieve high production rates and the high amount dilution associated with in-stope access ways for mechanised machinery saw the demise of narrow vein long hole stoping. However, in the author's opinion, without addressing the many developments required to properly develop long hole stoping; drilling accuracy, explosives, blasting and cleaning to name a few, long hole stoping was not ready to be implemented as a mining method.

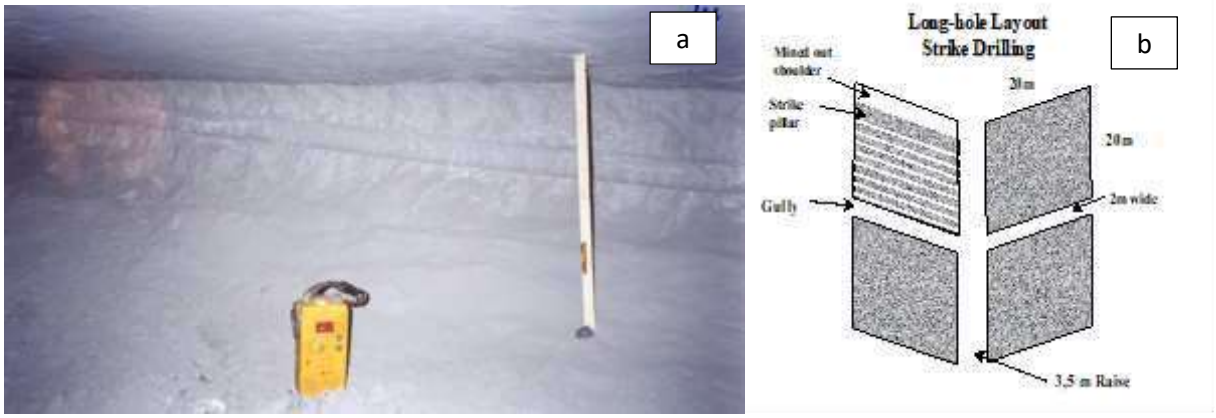


Figure 6. Example of (a) a Narrow Vein Long Hole Stoping Blast and (b) schematic of LHS Layout (Rupprecht and Rapson, 2003)

Narrow vein long hole stoping did offer the potential to mine 20m panels and to throw blast the reef into the adjacent gully thereby enabling reefs of low channels widths (+50cm) to be mined producing only ore (Figure 6). This mining method, however, requires a number of ideal conditions:

- Low-stress environment, i.e. shallow to moderate depth deposits)
- Continuity of the reef plane
- Requires the rock to be competent and uniform with minimum stratification

Narrow vein long hole stoping offers the ability to mine the channel width combined with throwing the blasting the ore into a gully positioned as far as 20m thereby sending undiluted ore to the surface processing plant. That said, narrow vein long hole stoping requires further development in that current equipment is unsuitable for the narrow vein environment (high dilution in primary stope development), drilling accuracy remains paramount for accurate blasting combined with explosives suitable for long blast holes required to throw rock some 20m in narrow heights of 50cm. Cleaning and support techniques are required to advance this mining method further. An additional three to five years of research is required to advance this technology with a further two to five years to fully optimize this mining method. The author notes had this work commenced in 2003, perhaps by now, narrow vein long hole stoping could have been a viable mining method in 2019. The South African mining industry must stop looking for short-term, inexpensive solutions, but rather select appropriate technologies to pursue in the medium to long-term.

Throw Blasting

Throw blasting is a current endeavour that is being investigated by the South African mining industry in an attempt to do away with face cleaning winches. The shock tube initiation system (or electronic) with its associated high throw characteristic, means that most of the rock from a stope panel face can be thrown or cast into the strike gully, provided the face is short enough, and holes are drilled at an angle of 70^{o} (Figure 7), which allows for a better throw of material since the corner of the perpendicular holes confines the rock material.

The use of electronic initiation system provides an alternative to the shock tube system in that it allows for faster timing, shorter than the standard shock tube 200-millisecond intrahole timing; albeit at a higher cost than the shock tube system.

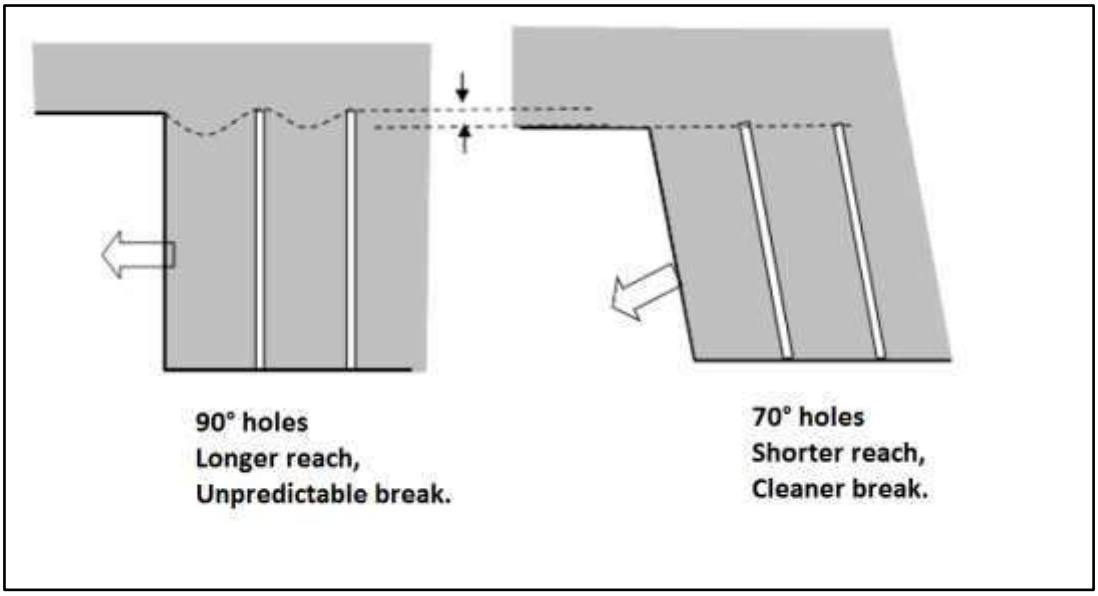


Figure 7. Throw trajectory of perpendicular holes versus those of 70^{o} holes (AEL, ND)

The recommended blast design (shown in Figure 8) is a 38mm hole diameter blast hole with a 70cm burden. The proposed panel size is approximately 20m, with a line of blasting barricade in the front of the face behind the gully to prevent the bottom panel from being contaminated by the above panel's blast. The reader should note that the smaller the stoping width will result in a shorter panel length, i.e. 1-metre panel width will work best with a 10 to 12m panel length (Tose, 2018).

It is important to note the issue of hole angle in the context of overall stope layout. Figure 8 indicates that the blast holes should always be drilled parallel to the gully, as otherwise, difficulty arises regarding maintaining face shape, length and consistent burdens. Thus, if the working method calls for faces at right angles to the gully, the blast holes will be drilled perpendicularly to the face: if the face is mined at an angle to the gully, the blast holes will also be drilled at that angle.

There are many ways of mining short panels. Figure 8 shows a method where the gullies are pre-developed about 8-20 metres apart, and the stope faces carried at 70° to the gully. Blast holes should be drilled at an angle of 70 degrees as shown in Figure 6. A 70-degree drill angle is also ideal since this provides a cleaner break than the 90-degree angle and allows for a better throw of material since the corner of the perpendicular holes confines the rock material (Figure 7).

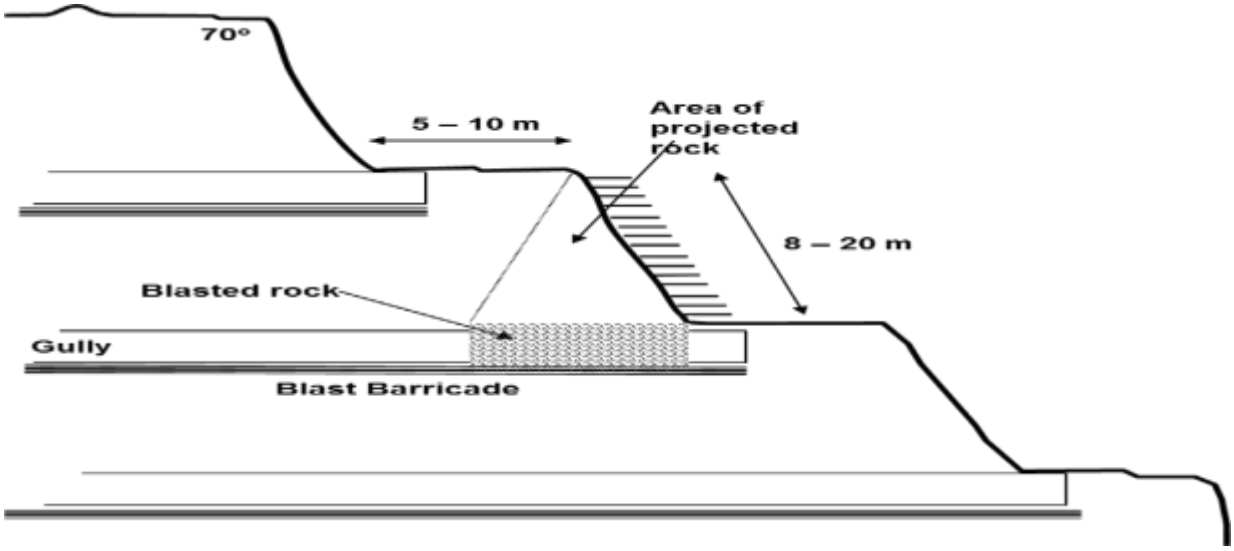


Figure 8. Ideal mine layout for throw blasting (AEL, ND)

Table 1 indicates the advantages and disadvantages of throw blasting in a tabular narrow vein mining environment.

Table 1. Advantages and Disadvantages of Throw Blasting

Advantages	Disadvantages
Reduces panel cleaning time	Change of mining method
Potential removal of face winch	Poorly installed support will be blasted out
Increase face advance rate	Pack support hinders throw
Improved fragmentation	As short panels increase the number of gullies also increase resulting in an increases in dilution
Suitable for mechanization	Increase in explosives costs

- Throw blasting is advantageous because once the broken rock material is thrown into the gulley, this minimises the amount of blasted rock that will remain in the stope panel thereby increasing the face panel cleaning time.
- If throw blasting is successful, it can result in the removal of the face winch as all the blasted rock will be thrown into the strike gully or the remaining portion of blasted rock being cleaned by the aid of a waterjet.
- Throw blasting resulting in a clean face panel will lead to increased face advance provided the blasted rock in the strike gully is adequately cleaned.
- In order to achieve an effective throw blast drilling must be done accurately and with millisecond delay initiation, which will result in good fragmentation.
- The recommended blast design (shown in Figure 5) consists of a 38mm hole diameter and a 70cm burden which, will allow for less drilling due to fewer holes. An overhand face shape at 70 degrees is recommended as the panel shape allows for a better spread of the thrown rock. Stoping widths greater than 1.4m are required to facilitate good throw blasting (Tose, 2018).
- If current mining layouts and methods are used, i.e. current drilling practice is to drill blast holes 90 degrees to the face will create choking at the halfway point of the panel due to insufficient space for the rock to move. Thus, the mining layout and design will need to be modified in order to achieve an effective throw blast.

- Northside support in the form of timber packs can hinder throw blasting. In medium to deep mining layouts the northside packs are commonly installed; hence northside packs may preclude throw blasting
- Support must be installed correctly as throw blasting can blast out any support that isn't installed properly.
- The electronic initiation system allows for faster timing, shorter than the standard shock tube 200-millisecond intrahole timing. However, the use of millisecond initiators will increase the cost of explosive accessories.
- Throw blasting requires shorter panels than typically used in South African thus requiring more panels per stope which will equate to more strike gullies and dilution associated with the development of strike gullies.

Throw blasting warrants further research both in a shallow and deep level mining. An Experimental stope should be provided to allow blasting service providers and mining researchers the opportunity to further advance throw blasting. At this stage, throw blasting in the underground mining industry is still going through a trial and error phase, with hopes to find the optimum approach.

RECOMMENDATIONS AND CONCLUSIONS

Currently, there are two mining methods utilizing throw blasting that should be pursued by the South African mining industry; namely (1) Selective Blast Mining and (2) Throw Blasting. Selective Blast Mining offers the opportunity to throw waste into the back area and drop the ore at the foot of the panel. Thus, reducing the time to clean the face while at the same time reduce the amount of waste material to be handled and increase the run of mine head grade. Supervision of the drilling and blasting, and cleaning practice is critical to ensure no, or little gold losses occur during the mining process.

Throw blasting provides an opportunity to reduce the cleaning time of stope face, and potential removal of the face winch. Throw blasting will provide good fragmentation and should increase a stopes face advance provided the strike gully is cleaned. Throw blasting may be limited to shallow operations and although may increase productivity it will negatively impact on the run of mine head grade as strike gully spacing will decrease from approximately 30m to 20m apart.

Trial stopes should be provided to test the above mining methods with the potential to create a hybrid of the two mining methods, i.e. throw the waste to the back area of the stope while throw blasting the ore into the strike gully.

REFERENCES

AEL Mining Services, (ND). Narrow Reef Throw Blasting. Presentation.

Bock, I. (1996). Selective blast mining in gold mines. The South African Institute of Mining and Metallurgy. September/October 1996. pp.183 -186

Bock, I., Jagger, L., Robinson, R.E. (1998). An Economic Model for Gold and Platinum Mining Using Selective Blast Mining. The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. March/April 1998. pp75-84

Bryson, R.H. (1958). Resue stoping at Loraine Gold Mines Ltd. Association of Mine Managers 23 May 1958

Chamber of Mines of South Africa. 2017. Facts and Figures 2016. June 2017.

Mineral Council of South Africa formerly Chamber of Mines South Africa (COM). (2015). Overview of the South African Mining Industry. Cape Town Mining Indaba, February 2015

Mineral Council of South Africa, (2018). Facts and Figures of 2017. September 2018

Pickering, R.G.B., Ras, D., Cockcroft, D. and Tose, S. (2000) Preliminary study into a mechanised resue mining method for deep level mining. The South African Institute of Mining and Metallurgy. March/April 2000. pp.83 -87

Rupprecht, S.M. and Rapson, G.M. (2003). The Application of Long-hole Stoping for South African Gold Mines. Futuremine Collaborative Research Programme. Task Y8126. Report Number 2003-0187

Rupprecht, S.M. (2016). The Need for Material Change in the South African Mining Industry. New technology and innovation in the Minerals Industry Colloquium Emperors Palace, 9–10 June 2016. Southern African Institute of Mining and Metallurgy

Rupprecht, S.M. (2017). Innovation and Modernization of the South African Mining Industry. 26th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Luleâ, Sweden. August 29 -31 2017

Tose, S. (2018) Personal Communication

Tuck, A. (2008). Resue firing and dilution control in narrow vein mining. Narrow Vein Mining Conference 2008. Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

THE POTENTIAL OF AUTOMATIC SCRAPER WINCHES IN UNDERGROUND NARROW VEIN MININGSOUTH AFRICAN

S.M. Rupprecht [1]

[1] *University of Johannesburg, Department of Mining Engineering and Survey (Stevenr@uj.ac.za)*

ABSTRACT

In the South African mining industry there is considerable interest in remote controlled and automated scraper winches. Remote control face scraper winches were trialled at Western Holdings in the early 1960s (Holdt, et al., 1963), and Holdt et al. reported the remote-control face scraper as being successful and recommended that they be “fitted to all face winches”. Automated scraping was attempted at Randfontein Estates Gold Mine during 1987 NUM strike. Although successful for the duration of the trial, subsequent problems with the scraper overrunning its set points caused the abandonment of the project in favour of manual labour.

Interest in remote controlled winches was revived in the early 2000’s, however these efforts were found to be unsustainable. The technology associated with remotely operated and automated scraper winches was relatively fragile for the underground conventional narrow reef mining environment at the time of initial introduction of the technology. In addition, the financial implications were severe for the technology to be fully accepted.

This paper reviews previous attempts to introduce remote controlled and automated scraper cleaning, discusses the benefit of the automated scraper winch and looks at the current state of remote/automated scraper winches.

Keywords: Continuous scrapers, automated scraper winches, remote controlled scraper winches

INTRODUCTION

Scraper winch cleaning is widely used in South African gold and platinum underground mines to clean broken rock from the stope face after a blast. Scraper winch cleaning is a cost effective and practical way of cleaning ore in narrow vein tabular stopes, requiring low capital expenditure and maintenance costs, and less skilled operators compared to other mechanised methods of cleaning ore. The difficulties surrounding scraper winch cleaning is that it is a process where the driver is position remote from the actual cleaning operation and can only operate the scraper winch during the working periods of the stope.

The use of continuous scrapers, remote controlled and automated scraper winches is viewed as a means to improve productivity and safety as the proposed system increase the utilisation of the scraper winch system and bring the operator closer to the cleaning operation.

BACKGROUND

The earliest application of the scraper was in Kellogg, Idaho, USA where the slip scraper was used to develop tunnels in 1898 and later re-introduced by Ingersoll-Rand and gained popularity around 1919 in the Mesabi Iron Range of Minnesota, USA. In the 1920's experiments were undertaken which progressed to bottomless self-filling, self-dumping scrapers by means of main-and-tail rope haul and operated by double-drum type hoists (Ingersoll-Rand, 1939). In South Africa endeavours to mechanise rock handling operations commenced in 1932 and by 1946 mechanised rock handling was prominent (Biccard Jeppe).

The development of a remote-controlled face scraper winch and an automated gulley winch can make a significant reduction in stope cleaning times; both panel and strike gully cleaning. Remote control face winches will enable winch operators to control the face cleaning within direct line of sight of the face thereby providing immediate feedback to the operator on the position and the effectiveness of the scraper cleaning operation. An automated scraper winch in the strike and centre gullies will facilitate off-shift cleaning, enabling the winch to operate immediately after the blast and during the changeover period between dayshift and nightshift. This could result in an additional 6-hours of scraper cleaning time in the gully, between shifts – a period currently not utilised by the mines. The re-introduction of the continuous scraper in the centre gully, albeit with improvement to facilitate easy and quick assembly and disassembly, could facilitate automated up dip scraper cleaning with added benefit of separating water from the ore.

The use of scraper winches remains a safety concern within the South African mining industry, as scraper winches are involved in approximately 10% of South Africa's fatal accidents. Any work around remote winches and automated winches must include an undertaking to find methods and technologies to help improve the safety of/around the manual, remote, or automated operation of a scraper winch and such systems should include signalling devices and pedestrian detecting systems.

PREVIOUS TRIALS

Continuous Scraper

The continuous scraper is a rock handling device derived from the armoured face conveyors widely used in coal mines. The original design consisted of a twin chain drive system with the ore moved along flights that are attached to the chains, as depicted in Figure 1. The bottom strand thus became the conveying strand, with the return strand elevated clear of the footwall and suspended against the hangingwall by means of elevating rollers. A conventional electro-mechanical or electro-hydraulic sprocket drive was used, with the chain being returned around an end station. Tensioning was provided by means of take-up cylinders (Morris, 1991).

Although at one stage there were over 20 double chain continuous scrapers in use in the South African mining industry, the double chain continuous scraper suffered from a limited life due to wear of the chains, flights, sprockets and rollers, and slewing of the flights. Thus, the use of the double chain continuous scraper was discontinued and a single chain and bucket scraper adopted.

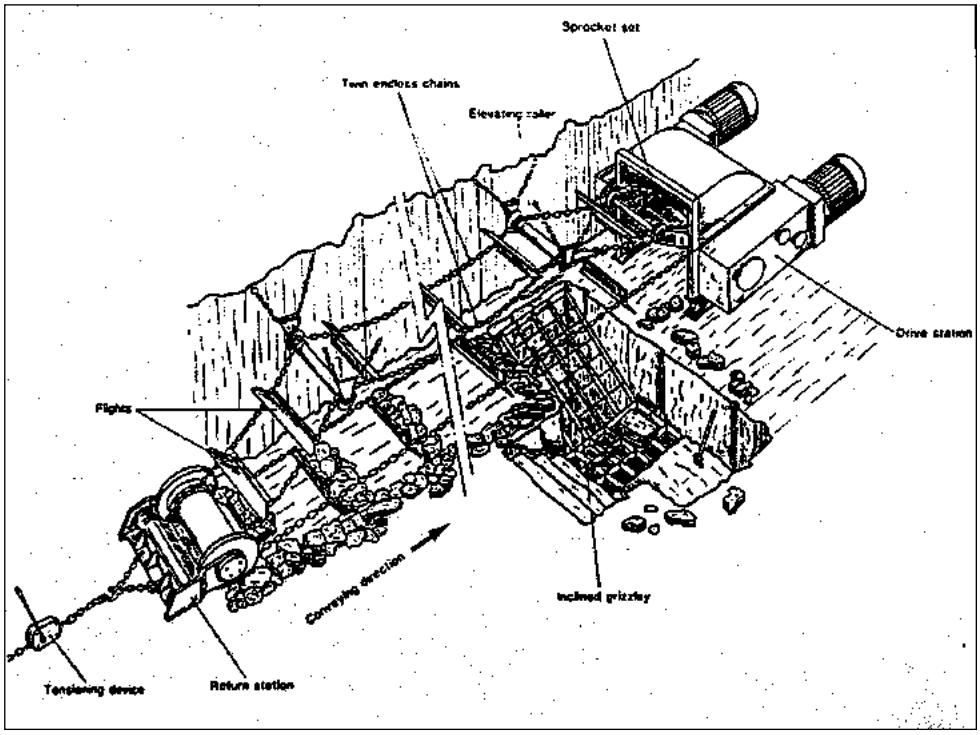


Figure 1. Continuous double chain scraper (Morris, 1991)

In the early 2000's the single chain continuous scraper was re-introduced to the South African mining industry by Exdin Engineering based on a Rand per tonne lease agreement. The revamped continuous scraper operated with quarter tonne buckets attached to a single drive chain operating at speed of 0.25m/s; the spacing of the scoops determined the cleaning capacity that ranged from 200t/hr to 400t/hr.

The continuous scraper occupies the entire dip gully (

Figure 2), thus personnel and material must be diverted away from the centre gully. The continuous scraper can be loaded at either a single or at multiple feed points with the buckets, spaced typically at 1m, picking up and transporting the rock. The rock is dragged to the point where it can be discharged through a grizzly into a boxhole.

With the ability to convey high tonnages over long distances, up steep dips, the continuous scraper offers the possibility of introducing improved mining layouts. The continuous scraper can operate in the up dip or down dip direction, although the up dip direction is preferred as it offers the added benefit of separating water from the rock.

The single chain continuous scraper was last used in 2003 with limited success being trailed in a gold mine over a back length of 120m. One of the major problems encountered with the continuous scraper was the inability of the scraper to handle geological discontinuities, which prevented the

continuous scraper to be utilised over longer back lengths. Also, the actual time taken to install the unit, 3 to 6 weeks, was seen as a major disadvantage.

Figure 2. Single chain continuous scraper in operation (Rupprecht, 2003)

Continuous scrapers offer many benefits for rock moving and a consequent rearrangement of stoping layouts. Mine designers should consider their potential application when considering how to improve the productivity of existing stoping operations, or when designing new stoping layouts. The continuous scraper combined with newer technologies as automated strike gully cleaning monorail, pumpable explosives, and single dedicated orepasses could lead to significant changes in the conventional stope layout, leading to larger level spacings as well as larger cross cut spacing.

In order for the South African mining industry to realise the benefits of continuous scrapers, research and development is required to facilitate the quick and easy installation of continuous scraper system. Incorporating the continuous scraper with the development of raises may be one such solution. Other concepts such as modular pieces or telescopic structures should also be investigated.

Remote Control Scraper

Remote control face scraper winches were trialled at Western Holdings in the early 1960s (von Holdt, et al., 1963), and von Holdt et al. reported the remote control face scraper as being successful and recommended that they be “fitted to all face winches”. The author is unaware of the reasons why remote control winches were not further developed in the 1960s however notes that interest in the remote and automated controlled scraper winches was revived during the 1980’s. Automated scraping was attempted at Randfontein Estates Gold Mine during the 1987 NUM strike. Although successful for the duration of the strike, subsequent problems with the scraper overrunning its set-points caused the abandonment of the project in favour of manual labour. However, within the mining industry, the drive to develop automated scraping was driven by Anglo American Technical Development Services. The winch manufacturers responded to this innovation task and most devoted substantial funds to develop this new technology (Joughin, 2003).

During this development phase many different problems were encountered. A basic problem was the control of the free-wheeling drum of the winch – good control is required in order to avoid over-runs and rope entanglement. The use of different forms of power for the actuators resulted in complication and unreliability. Electrical control panels were sensitive to blasting and introduced unreliability.

With the changes that took place in the industry during the 1990’s, interest in remote controlled winches diminished. However, circa 2002 the interest in remote controlled winches was revived with the interest being extended to automatic controlled winches.

Rham, in 2004, introduced an electric remote control winch (Figure 3) where the conventional scraper winch system was replaced with two hydraulic motor drives. This allowed for a doubled rate of reversing (pulling) speed. However, the technology associated with remote control scraper winches was unsuccessful as the mine trailing the winch decided to halt the trials due to high operating costs.

Figure 3. Rham hydrostatic remote control winch

In 2017, Sulzer introduced an automatic remote scraper, for trial purposes, using two electric motors on each drum for the pull and retrieve functionality, respectively. The benefits of this technology include noise reduction from the motor operation, the compatibility with safety enhancement technologies such as pedestrian detection systems and an emergency stop button on the joystick remotes. The automatic remote scraper uses two electric motors on each drum for the pull and retrieve functionality, respectively. The motors have a torque control functionality.

The automated scraper winch is currently undergoing further research and development to incorporate full bucket load transportation and retrofit technology enhancements. The benefits of this technology include noise reduction from the motor operation, the compatibility with safety enhancement technologies such as pedestrian detection systems and an emergency stop button on the joystick remotes.

Figure 4. Sulzer automatic remote control winch

POTENTIAL FOR REMOTE CONTROL/AUTOMATION OF UP-DIP SCRAPER

The layout shown in Figure 5 incorporates a short up dip scrape to remove the ore from the water. As the dip gully winch and the strike gully winch operate in close proximity, it is feasible to operate two to three winches with one operator through a remote controller. In the case of both the slusher winch and the gully winch, the scrapers operate from point to point and thus can be easily automated.

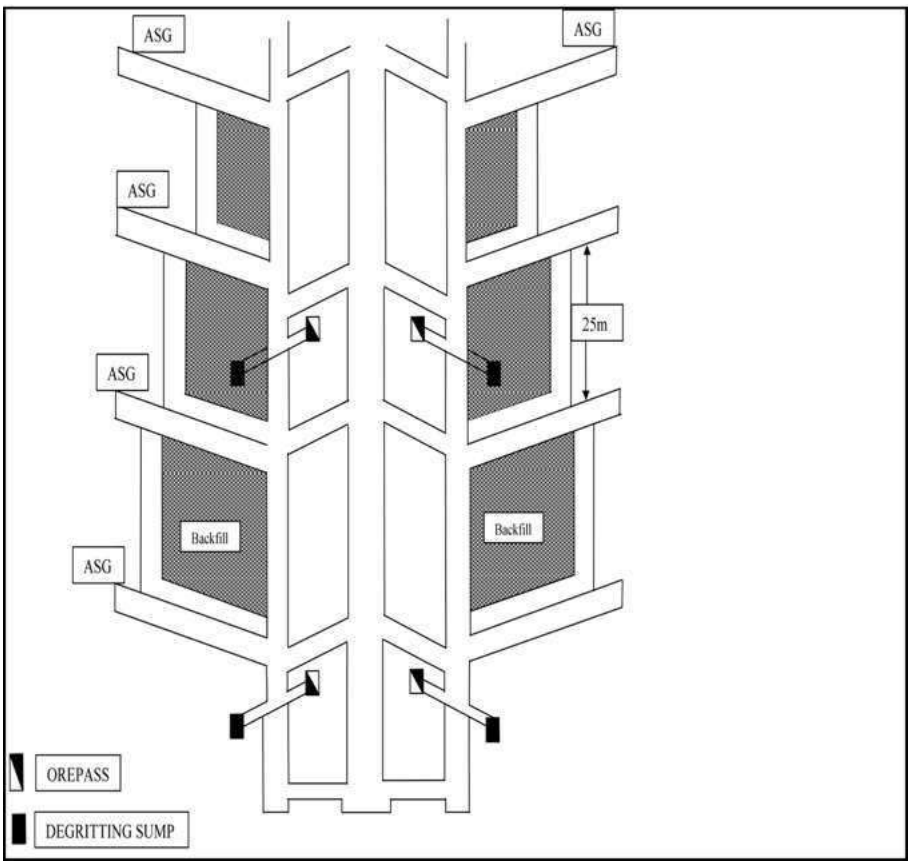


Figure 5. Breast mining layout utilizing up dip scraping (After Rupprecht, 2016)

The following information is based on work conducted by Dr. V.A. Kononov and R. Lishman as reported in the FutureMine report - In-Stope Cleaning (Rupprecht et. al., 2002). and remains relevant some 15 years later an automated solution for a short up-dip gully is proposed. The gully is around 10m in length, constituting a fixed pull length for the scraper, thus providing an attractive site for demonstration of the automation concept. As shown in Figure 6, the ore is scraped down the centre gully by W1 to accumulate in a pile at the junction of the centre gully and the up-dip gully leading to the tip. A short up-dip scraper (W2) scrapes ore from this pile to the tip. The pull length of W1 varies as the distribution of ore in the centre gully varies, thus making the automation of W1 a complex task. W2, however, has a constant pull length, and is consequently easier to automate.

A small surveillance camera can be used behind the up-dip winch, looking down the gully to the pile of ore in the centre gully. As seen in the diagram, a level sensing mechanism is required for sensing of the height of the ore pile in the centre gully. This would give an indication of whether ore exists to be scraped.

Another level sensing device is required to monitor the build-up of ore over the stope grizzly. If such a build-up occurs, operation should cease so that the build-up may be cleared. Noting that past automated winch systems have failed because the scraper continues to build up a pile of rock over the grizzly, causing hours, or in some extreme cases days, to clear.

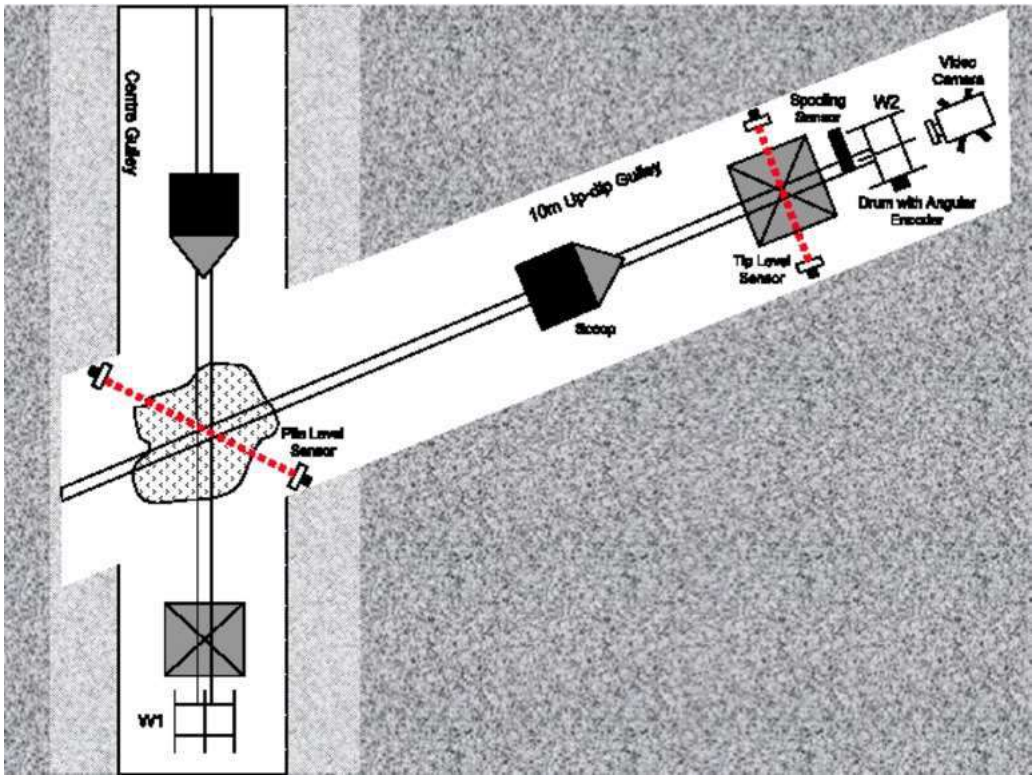


Figure 6. Enlarged view of up dip scraper, showing sensor location (Rupprecht et al., 2002)

Extension of the up-dip concept to automation of the strike and centre gully winch

As was mentioned in the above section, automation of the centre gully winch is a more complex task, owing to the varying pull length and potentially much longer pull distances. The varying pull distance necessitates the use of more complex control strategies based on where the ore is located in the centre gully and the desired destination for the ore. For example, one might desire a strategy where the ore is scraped down the centre gully, starting from the lowest strike gully intersection and moving to strike gully intersections higher up the centre gully as the cleaning process continues. In contrast, it may be decided to pull from the furthest strike gully and shift down dip as the cleaning of the centre gully continues.

These types of automation strategies require intelligent sensing of scraper load. Although the current consumed by the winch motor gives one a good idea of the torque of the motor and therefore the tension in the rope, calculating the portion of that tension owing to the rock being carried by the scoop is not a simple task. To clarify this, current versus load characteristics of a working centre gully winch would have to be investigated.

BENEFITS OF REMOTE CONTROL AND AUTOMATIC SCAPER WINCH

The following benefits for remote control and automated scraper winches were identified by Rupprecht (2003) noting that these perceived benefits are largely the same some 15 years later.

The benefits of the remote control are seen to be as follows:

- The operator can choose the best position from which to operate the winch.
- The operator can see the scoop and control its filling.

- The driver can see obstructions and so avoid many failures and delays.
- Accidents can be reduced or avoided by stopping the winch immediately should a dangerous situation arise.

The benefits of automatic control and the continuous scraper are seen to be as follows:

- The operator can be involved in other activities, for example, the operator can attend to the tip and can stop and restart the winch in order to clear obstruction at the tip.
- The winch can be set to operate during the off-shift period. This is particularly beneficial for long strike gullies, which cannot be cleaned, in a normal shift.
- The inclusion of automated scraper winches may influence change of the conventional stope layout i.e. longer gullies and dip or centre gully raises.

The main disadvantage of the remote control / automated scraper winch is that it requires specialist knowledge and electronics have yet to be proven or reliable in underground stoping conditions. There are two main factors, which contributed to the limited success of scraper remote control and automation:

- The perceived lack of real need for automation
- The human factor

The latter is based on the observation that very few automated or telecontrolled scraper winch installations found application underground conditions at that time. As a result, mine culture and staff training at the time did not match the level of available technology. The global breakthrough in mining electronics, communication and telecontrol that has taken place over the two decade has created a favourable situation for the reintroduction of the remote controlled and the development of automated scraper winches.

Research indicates that in automatic and telecontrol systems development for underground application has proved that the most vulnerable parts of a system are the sensors and their cabling. Careful consideration should be given to the proper selection of the physical phenomenon exploited by the sensors, as well as their positioning and protection.

RECOMMENDATIONS AND CONCLUSIONS

Continuous scrapers offer many benefits for rock moving and a consequent rearrangement of stoping layouts. Mine designers should consider their potential application when considering how to improve the productivity of existing stoping operations, or when designing new stoping layouts. The continuous scraper combined with newer technologies as automated strike gully cleaning monorail, pumpable explosives, and single dedicated orepasses could lead to significant changes in the conventional stope layout, leading to larger level spacings as well as larger cross cut spacing.

The work conducted by both Rham and Sulzer, although by no means complete offers the possibility to operate scraper winches remotely and once this has been completed with some success scraper winch technology can advance towards automation of gully winches. Thus, taking into account the present status of electronic technology, it is feasible to develop a remote controlled and automated/continuous scraper winch to increase productivity and improve personnel safety. Much has been learnt in the development of remote and automatic controls for winches. The newest designs seem far more workable than those that were being developed during the 1960s, 1980s, and 1990s. However, there is still much research to be conducted in order to achieve viable remote control and automated scraper winches in the narrow reef environment of South Africa. However, if successful, the conventional stope layout can be modified to take advantage of the new technology.

REFERENCES

Ingersoll-Rand, (1939) Modern methods for scraper mucking and loading. Form No. 2412.

Joughin, N. (2003) Personal communication - remote and automatic control of winches

Morris, A.A., (1991). Continuous scrapers Set to Revolutionize Gold Mine Gully Rock Handling, Chamber of Mines Research Organization.

Rupprecht, S.M., Peake, A.V., Rapson, G.M., Wilson, R.B., Joughin, N.C., Kononov, V.A., Lishman, R., and Moseme, R., In-stope cleaning. Futuremine Collaborative Research Programme Task 3.3.1/2. March 2002.

Rupprecht, S.M., (2003). Guidelines for scraper cleaning in narrow vein mining layouts. 12th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Kalgoolie, Western Australia. Edited by M. D. Kuruppu and P. A. Lilly

Rupprecht, S.M. (2016) Innovation in managing water usage in the stope environment. New technology and innovation in the mineral industy colloquium, Emperors Palace. 9-10 June 2016. Southern Institute of Mining and Metallurgy

von Holdt, A. and Ring, S. (1963). Experiments on intensive stoping at Western Holdings, Ltd. Association of Mine Managers of South Africa. Papers and Discussions Volume 1 1962-1963 pp.549 – 568.

THREE-DIMENSIONAL GEOLOGICAL MODELING AND PRELIMINARY RESOURCE ESTIMATION IN SAGHEZ IRON DEPOSIT OF IRAN

E. Moosavi[1,] *, R. Shirinabadi[1], A. Ghasem_pour[1], R. Fallahi[1]

[1] *Department of petroleum and Mining Engineering, South Tehran Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran*

(*Corresponding author: *Se.Moosavi@yahoo.com*; *Se_Moosavi@azad.ac.ir)*

ABSTRACT

Three-dimensional (3D) geological modeling assists geologists to quantitatively study in 3D space structures that define temporal and spatial relationships between geological objects. Geological body enrich mineral resources, and the spatial shape and petrophysical distributions of geological body are controlled by geological conditions. So 3D geological modeling under the control of complex geological conditions becomes the research emphasis. The resource evaluation of an Iron ore deposit is often performed in three steps: (i) delimitation of the boundaries of the units corresponding to the various geological formations or ore types; (ii) estimating densities; and (iii) estimation of grades within each unit. In this paper, we chose section-based modeling methodology to construct an accurate 3D geological model based on various useful geological data including geological map, boreholes and cross sections. This methodology can incorporate geologist's knowledge at outmost in the constructing phrase and adds three dimension to geological information to give a more detailed interpretation, and thus can clearly characterize the boundary and contact relationship of subsurface geological units. According to statistical analysis of Fe grade, resource estimation was done by kriging. The total tonnage was calculated to be 1310189 tones with an average grade of %20.

Keywords: Three- dimensional, geological modeling, Saghez iron ore deposit, mineral resource

INTRODUCTION

Optimal design and exploitation of mineral bodies is among most important issues in open pit mines. Today, most miners are seeking for improving recovery percentage of mineral extraction. The design of a mine is the key stage in mining. For correct mine design, it is necessary to first collect detailed information through exploration. The collected information is then analyzed. Proper and accurate analysis of this exploratory information requires a robust software to provide a complete model of mineralization.

Using Datamine and statistical studies of exploratory boreholes (histograms and statistical distribution of data), diagrams and maps such as topographic maps, exploration sections, borehole log charts, variograms and three-dimensional maps of mineral reserves, geologic block model of Saghez iron deposit was constructed. Using the inversed squared distance, the average grade of blocks and the overall grade were estimated. The resource of iron deposit was estimated with the classical method of vertical sections and 3D Kriging geostatistical method and the results were compared. According to the results, the difference in the iron grade calculated by the classical vertical section method and Datamine was about 0.185%. The difference between the iron grade estimated by Kriging and average grade estimated by classical vertical sections using Datamine was about 0.125% and 0.138%, respectively. Due to low grade of boreholes and smoothing of changes by Kriging, the iron grade achieved by this method is closer to reality.

THREE-DIMENSIONAL GEOLOGICAL MODELING

3D district-scale geoscience information for the iron ore district was integrated for understanding the development of its regional geology and ore-forming processes and for decision-making about potential targets for mineral exploration. The workflow used to develop the 3D geologic model in this study includes the three major steps, as follows:

(1) Determine the basic information of Model: Defining the 3D limits of the model area, the basic geological and structural unit, and the tectonic contact relations and the sedimentary sequences between these units.

(2) 3D model construction: Firstly, a series of 2D geological cross sections over the model area are built by using all kinds of prior information, including surface geology, borehole data, seismic sections, and local geologists' knowledge and intuition. Lastly, we put these sections into a 3D environment according to their profile locations to build a 3D model by using geostatistics method.

The Deposit and Study Area

Saghez iron deposit is located on one of the active tectonic zones, namely Orumiyeh-Dokhtar Zone, in Central Iran. Saqhez is characterized as a mountainous area which is located within Zagros Mountains that ranges from south- east to north-west. The Sanandaj-Sirjan Zone trends northwestward in western Iran on the Precambrian to Paleozoic basement and exposes abundant I-type granitoids and calc-alkaline volcanic rocks that were most active during the Late Jurassic to Upper Cretaceous periods (Fig 1.).

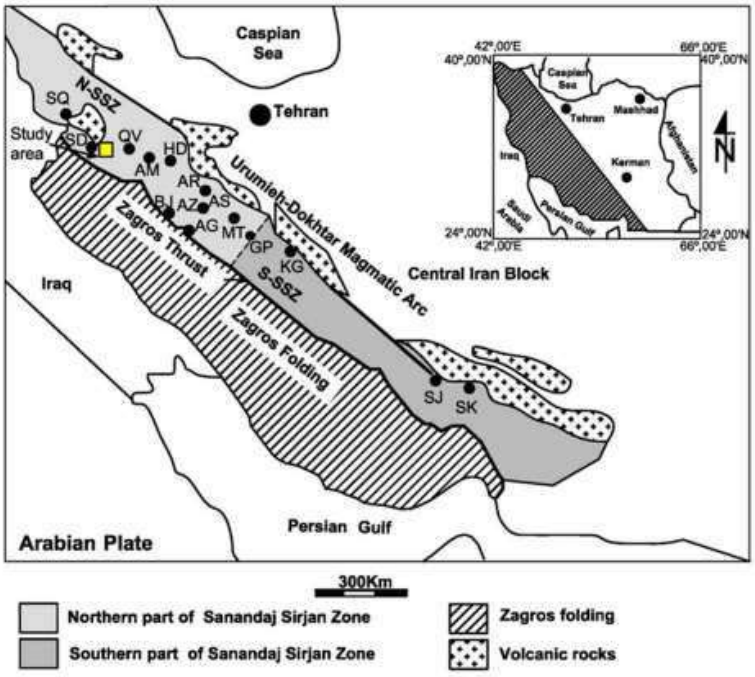


Figure 1. Distribution of major magmatic units in the Sanandaj- Sirjan zone, Zagros Orogen, (Sepahi et al. 2009; Stocklin & Nabavi, 1972)

This area comprises about 15.5 percent of Kurdistan province. The difference of height between the highest elevation point (Chehel-Cheshme mountain, 3173 m and Simineh-Rood basin, 1150 m above mean sea level) is about 2023 m. Saqqez river (Chom Saqqez) emanates from western mountains (Gardaneh Khan) and continues its path across the city toward north-east. Considering the available

spatial data in the study area, the data layers of scale 1: 250,000 were used in this project. The Saghez iron ore is located in Kurdistan province about 30 km south of Saqhez city near the road of Saqhez to Marivan (Fig. 2).

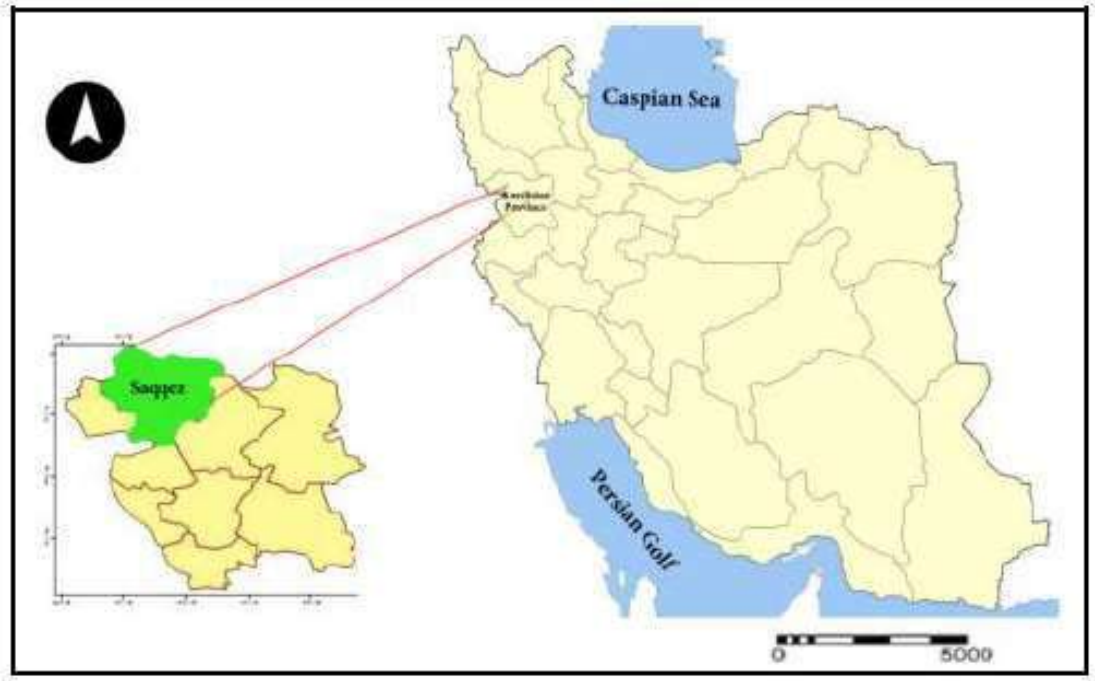


Figure 2. Location of study area in Kurdistan province in Iran

Three-dimensional Regular Network Model

Based on available information, 14 exploratory boreholes with a total length of 408 m were drilled. The polished thin sections were obtained and chemically analyzed. Unfortunately, the cores and logging of these boreholes are not available. To provide a block model of Saghez iron deposit, the files required by exploratory boreholes and geologic and topographic maps of the area should be first combined according to following step:

After entering the files containing exploratory information into the software and necessary checks for accuracy of input data, the raw input data are combined by Datamine to develop a three-dimensional model of exploratory boreholes. In the next step, equally spaced sections should be passed through the boreholes. Sections are specified by selecting an appropriate distance between them. Figures 3 and 4 show sections created and corrected for exploration boreholes. Wireframe models containing points and triangles are used to display a surface or a closed volume like a mineralized body. Using this method, the wireframe model of the iron deposit can be prepared. For this purpose, blocks with an iron grade above the cutoff grade are considered in each horizon. The selected blocks are then connected by wire meshes to obtain the wireframe model of the iron deposit. Vertical section method can also be used for constructing the wireframe model.

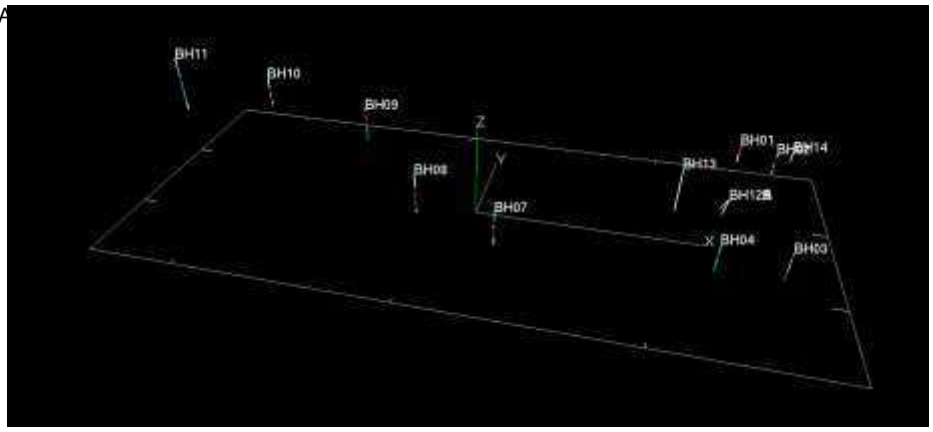


Figure 3. A view of the boreholes of the Saghez deposit (visibility towards the west)

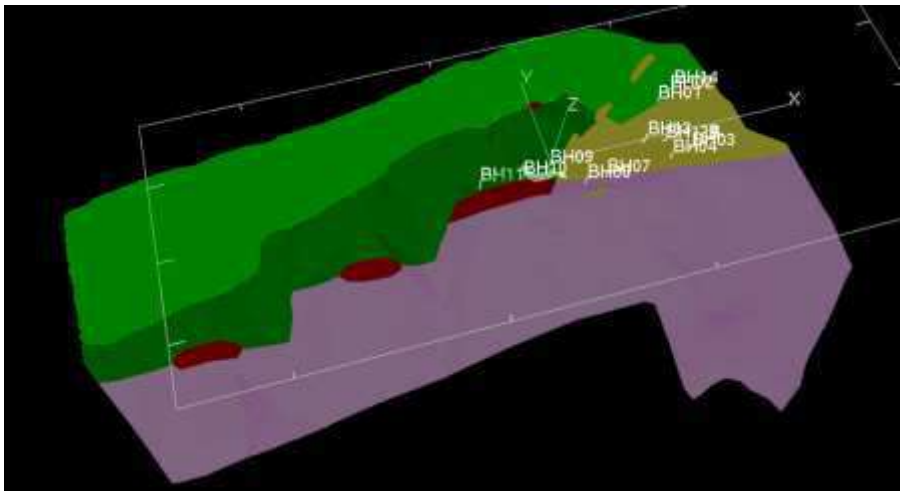


Figure 4. A view of the boreholes along with a three-dimensional surface model (Northwest view)

To prepare topographical maps of the terrain, surveying drawings at different levels should be connected to obtain the desired topographic surface called digital terrain model (DTM). The topographic surface of Saghez iron mine is depicted in Fig. 5.

Figure 5. Three-Dimensional Topography of the Saghez deposit (A view to northwest)

Computer techniques are basically used for the design of mines with the aim of preparation of block models of deposits. A geological model is composed of regular or irregular blocks with different

attributes such as grade, rock type and other characteristic codes. These blocks can have different shapes such as imperfect polygons, squares, irregular, computational and triangular surface. The dimensions of the blocks should be first determined to build a block model. A block size of 25 x 25 x 10 m was considered for Saghez iron deposit (Whittle, 2013) (Fig. 6). The estimates are shown in Table 1.

To construct the block model, the files in the previous steps including the 3D block model of the deposit and terrain topography are required. At this stage, necessary information including the type of block model, primary coordinates X, Y, Z, dimensions and number of blocks in these directions and output filename should be entered. The block height based on the height of mineral extraction step is a function of the height of loading device. At this stage, the input filenames for the 3D model of the deposit as well as the filename made in the previous step should be entered as show in Fig. 7.

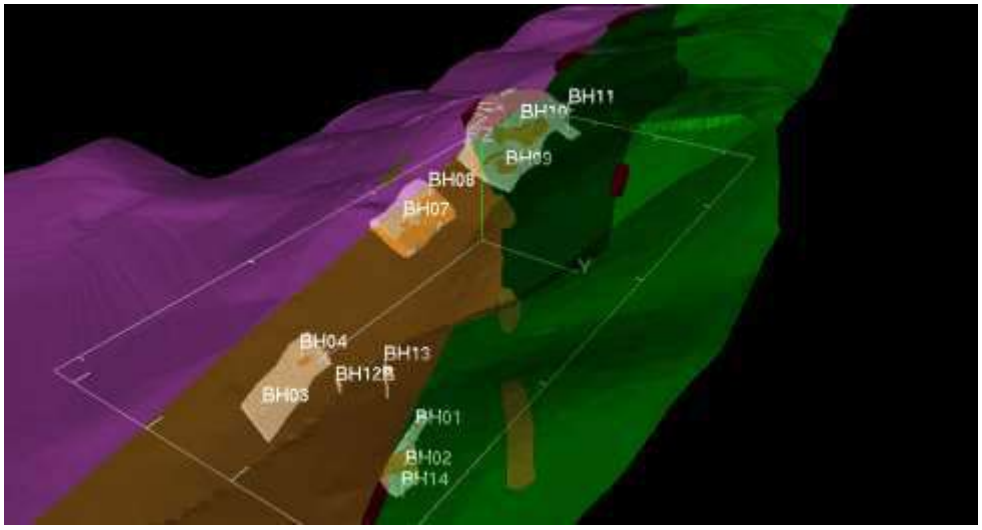


Figure 6. A view of the block model and geological model (a view to the south east)

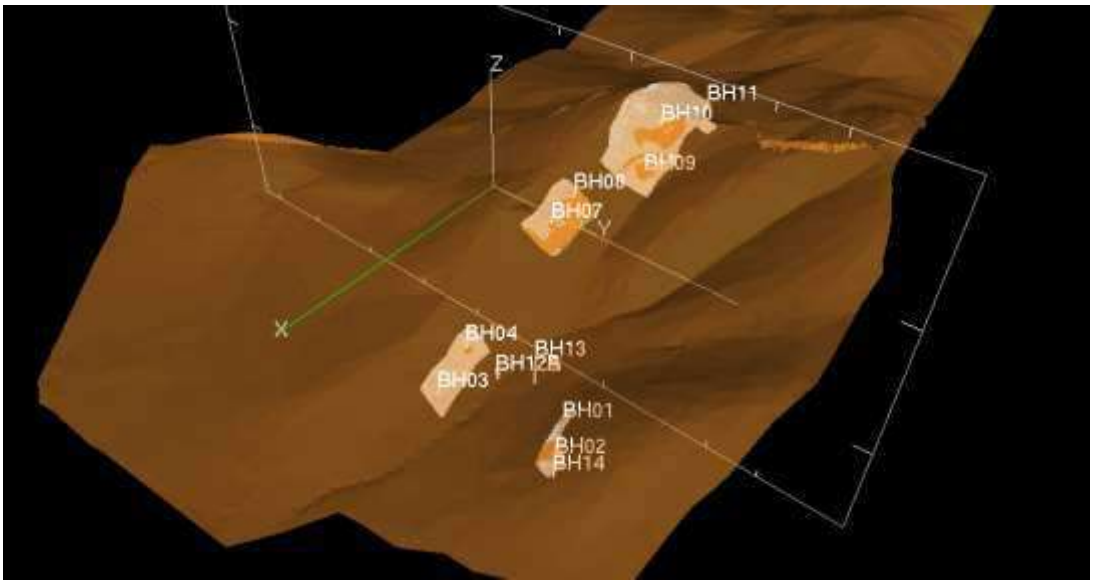


Figure 7. A view of a 3D block model and boreholes and topographic model of the Saghez deposit (seeing south-east)

Table 1. Estimates of the Saghez deposit

Resource	Ton
Mineralized body	1310189
Waste	235101661
Total	236411850

CONCLUSIONS

Optimal mineral design for maximum exploitation is of one of the most important issues in the design of open-pit mines. Optimal design of the block model of deposits is of great importance for designing and planning mining production as most miners are seeking for maximizing recovery percentage of mineral extraction. This study aimed at designing a block model and evaluating the reserves of Saghez iron deposit in Kurdestan province with the help of Datamine. The iron deposit was estimated using data collected from 14 exploratory boreholes. To estimate the tonnage, the entire deposit was classified in terms of zone and iron grade. The Kriging method was then used for estimating the iron deposit. The required information was extracted from variograms.

References

Al-Hassan, S. (2012). Mineral Resource Evaluation. Unpublished MSc Lecture Notes, University of Mines and Technology, Tarkwa, Ghana, 162.

Annels, A.E. (1991). Mineral Deposit Evaluation: A Practical Approach, Chapman and Hall. 436.

Anon, A. (1998). Four-X TM Strategic Planning Software for Open Pit Mines. Reference Manual, 446.

Anon, A. (2010). Open Pit Design. Datamine User Guide, Datamine Software Limited, 62.

Anon, A. (2014). Maps for all Over the World (Latitudes and Longitudes). www.getamap.net. Accessed: May 15.

Aseidu-Asante, S.K. (2012). Computer-Aided Open Pit Optimization and Design, Unpublished MSc Lecture Notes. University of Mines and Technology, Tarkwa, Ghana, 72.

Mireku-Gyimah, D. (2005). Feasibility Study of the Nkroful Gold Mining Project. Western Region, Ghana, Unpublished Feasibility Consultancy Report, 80.

Mireku-Gyimah, D. (2013). Mine Economics and Financial Evaluation. Unpublished MSc Lecture Notes, University of Mines and Technology, Tarkwa, Ghana, 148.

Sepahi, A.A., Jafari, S.R., & Mani-Kashani, S. (2009). Low pressure migmatites from the Sanandaj-Sirjan Metamorphic Belt in the Hamedan region (Iran), Ggeol. Geol. Carpathica 60, 107–119.

Stocklin, J., & Nabavi, M.H. (1972). 1/2,500,000 sheet, tectonic map of Iran.Geological Survey of Iran.

Whittle, J. (2013). The Use of Optimisation in Open Pit Design. Unpublished Short Course Notes, Whittle Programming Proprietary Limited, Melbourne, Australia, 40-41.

TRABZON ŞEHİR GEÇİŞİ KANUNİ BULVARI PROJESİ-AKYAZI TÜNELİ DESTEK SİSTEMİ TASARIMI-(EN GENİŞ KARAYOLU TÜNELİ)

TRABZON CITY CROSSING KANUNI BOULEVARD PROJECT - AKYAZI TUNNEL SUPPORT SYSTEM DESIGN

E. B. Aygar

(e.aygar@fugro.com)
Fugro Sial Yerbilimleri Müşavirlik ve Mühendislik Ltd. Şti.

ÖZET

Trabzon Şehir Geçişi Kanuni Bulvarı Projesi; yaklaşık 23 Km uzunluğunda olup, bu proje kapsamında toplam 10 adet tünelin açılması planlanmıştır. Açılacak olan tünellerden ilki olan Akyazı Tüneli 2478 m uzunluğunda olup 3 şeritli ve çift tüplü olarak projelendirilmiş ve kazısı tamamlanarak trafiğe açılmıştır. Akyazı Tüneli Projesi, Akyazı stadyumu, spor kompleksi inşaası ve mevcut devlet yolunun toplayıcı yol olarak çalışacak olması zorunluluğundan doğmuştur. Ayrıca devlet yolunun tünelle geçilen bu kesiminde Kanuni Bulvarına bağlantı sağlanması ve arazi koşullarından dolayı tünel içerisinden 616 m uzunluğunda iki şeritli ve tek tüp olarak bir bağlantı tüneli planlanmıştır. Akyazı tüneli içerisinden bu bağlantı tüneline geçiş kesiminde tünel kesit alanı 3 şerit ve 150 m^{2}'den kademeli olarak 5 şerit ve 438 m^{2}'ye ulaşmaktadır. Tünelin birleşim noktasında genişliği 29.5 m ye kadar çıkmaktadır. Bu çalışmada genişleme kesimine ait nümerik analizler açıklanacak ve destek sistemleri anlatılacaktır. Buna ek olarak tünel inşaatı bitmiş olup tünel trafiğe açılmıştır. Bu çalışma kapsamında kazı aşamaları da detaylı olarak verilecektir.

Anahtar Sözcükler: Karayolu Tüneli, Akyazı Tüneli, En Geniş Açıklıklı Karayolu Tüneli

ABSTRACT

Trabzon City Crossing Kanuni Boulevard Project; approximately 23 km in length and a total of 10 tunnels were planned to open under this project. The Akyazı Tunnel, which is the first of the tunnels is 2478 m long and was designed as 3-lane and double-tube. Akyazi Tunnel Project was designed due to the obligation of combining road of Akyazi stadium, the construction of the sports complex and the existing state road. In addition, due to the connection to the Kanuni Boulevard in this part of the state road passing through the tunnel and due to the field conditions, 616m long section of tunnel was planned as a connection tunnel including two-lane and one tube. Tunnel cross-sectional area from the Akyazı tunnel to this connection tunnel reaches 3 lane and 150 m^{2} to 5 lane and 438 m^{2} gradually. The width of the tunnel at the junction point reaches to 29.5 m. Numerical analyses and support systems of enlarged section will be explained in this study. Additionally, the tunnel construction was completed and the tunnel was opened to traffic. In this study, also the excavation stages will be given in detail.

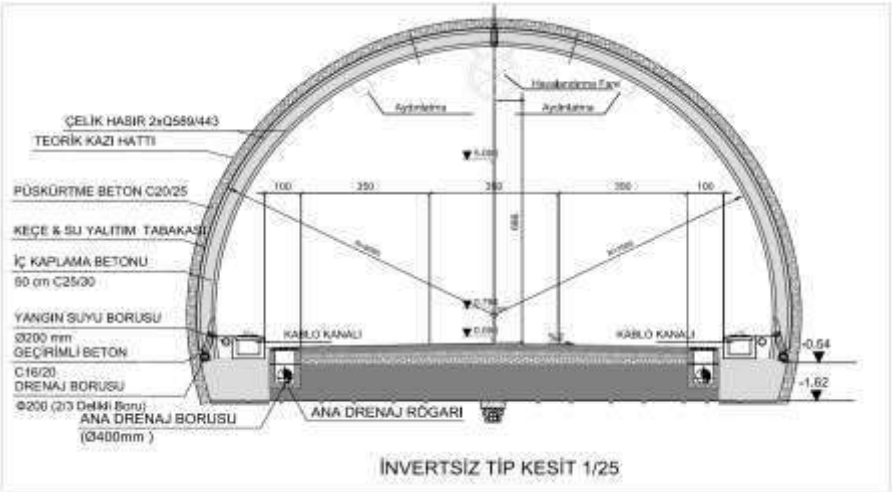
Keywords: Road Tunnel, Akyazi Tunnel, The Largest Span Road Tunnel

GİRİŞ

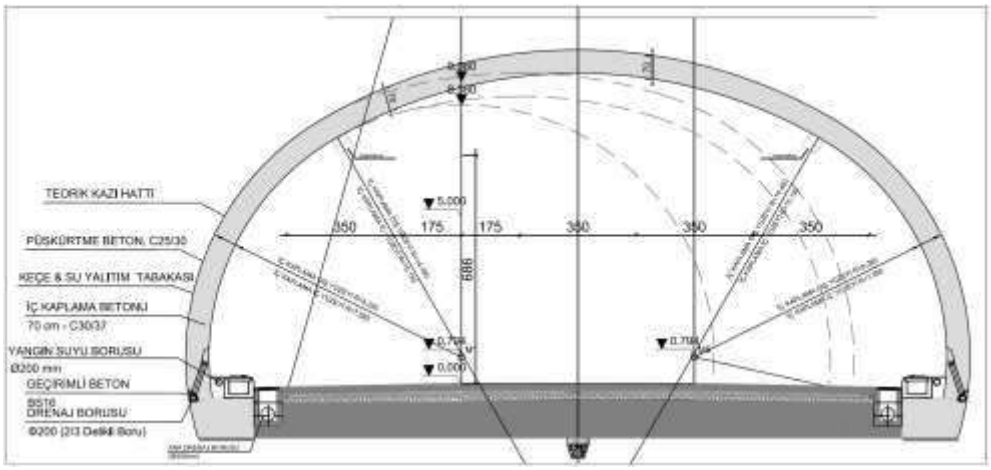
Trabzon Şehir Geçişi Kanuni Bulvarı Projesi yaklaşık 23 km uzunluğunda olup, proje kapsamında 9 adet tünelin açılması planlanmıştır. İlk tünel Akyazı tüneli olup, sol tüp km:0+764 ile km:3+180 arasında yer almaktadır. Uzunluğu 2416 m'dir. Sağ tüp ise km:0+764 ile km:3+242 arasında olup uzunluğu 2478 m'dir. Tüneller çift tüp ve üç şeritli olarak projelendirilmiştir. Proje güzergahında km:0+762'de yaklaşık 9.07 m kotu ile tünele girilip %0.64 eğimle km:3+242'de yaklaşık 9.80 m kotlarında tünelden çıkmaktadır. Akyazı tüneli mevcut sahil yoluna alternatif olarak yeni yapılan stadyum ve spor komplekslerine ulaşımı sağlayacak olup, 616 m uzunluğunda 2 şeritli olarak planlanan bağlantı tüneli de kanuni bulvarına bağlantıyı sağlayacaktır.

Akyazı tüneli ile bağlantı tüneline ait geçiş zonunda; kesit, 3 şerit ve yaklaşık 150 m^{2}'den 5 şerit ve 438 m^{2}' ye artmaktadır. Tünel kazısı 2013 yılında başlamış olup 2015 yılı sonunda tamamlanmıştır.

Şekil 1. Yer Bulduru Haritası



Şekil 2. Tünel tip kesiti

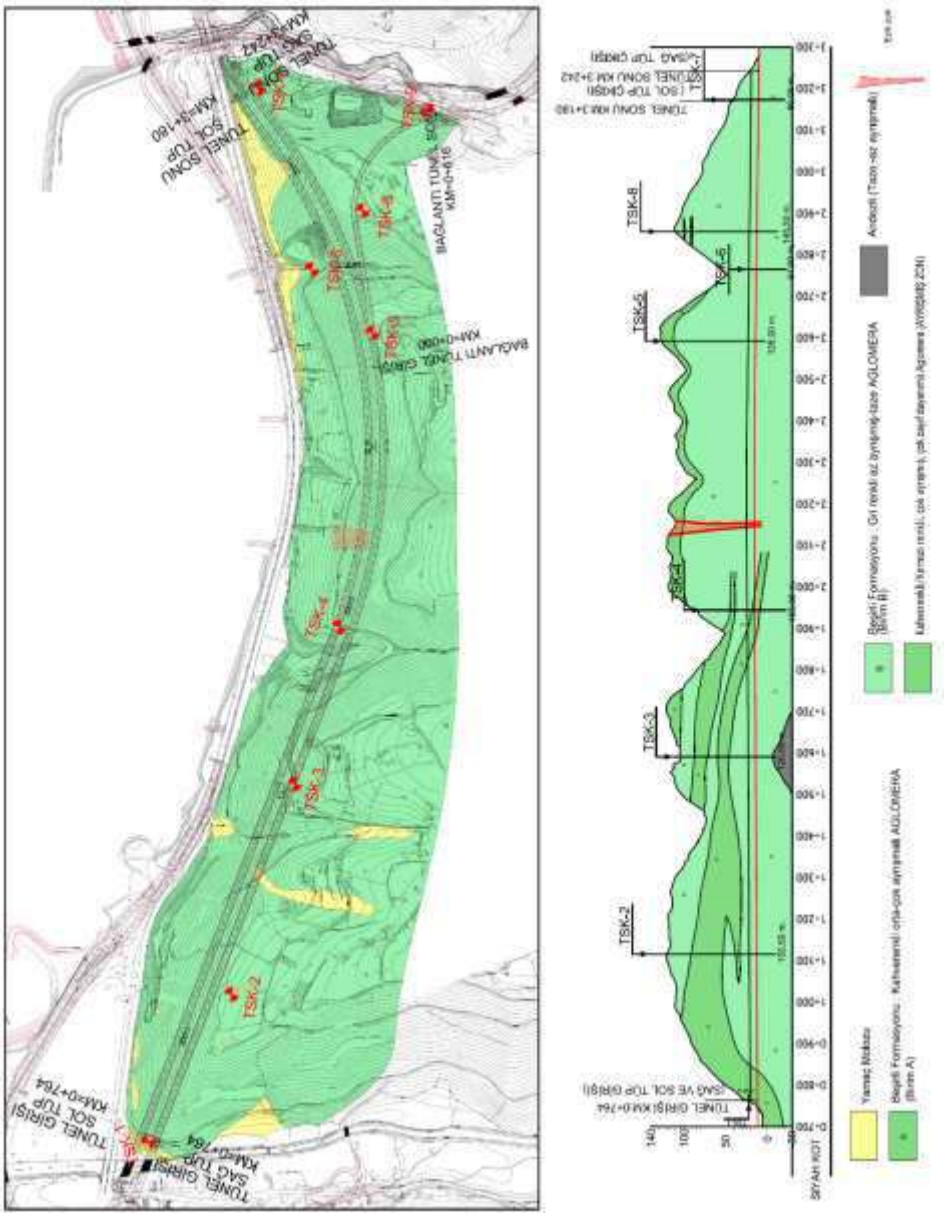


Şekil 3. 5 şeritli tünel tip kesiti

JEOLOJİK-JEOTEKNİK DURUM

Tünel güzergâhı tamamıyla Beşirli Formasyonu içerisinden geçmektedir. Kaba taneli çakıltaşı ve kumtaşlarından oluşan Beşirli Formasyonunun kalınlığı 50-75 m arasında değişmektedir. Formasyon genellikle gevşek çimentolu, iri taneli aglomera, daha az kumtaşı, kiltaşı ve tüf ara seviyelerinden oluşmaktadır. Aglomeralar yer yer iri taneli andezit veya bazalt çakıl ve bloklardan oluşmaktadır.

Akyazı tünelinin geçtiği güzergahın jeolojik – jeoteknik yapısını incelemek, kaya kütle parametreleri ve kaya sınıflarını belirlemek amacıyla jeolojik haritalama, temel sondajları, yerinde ve laboratuvar deneylerinden oluşan araştırma çalışmaları yapılmıştır. Bu amaca yönelik olarak tünel güzergahında geçilecek olan jeolojik birimlerin, yapısal ve mühendislik özellikleri ile yeraltı suyu durumunu tespit etmek üzere 846 metre uzunluğunda toplam 9 adet sondaj açılmıştır. Bu sondajlardan TSK-5, TSK-6, TSK-8 ve TSK-9 bağlantı tüneli sondajlarını temsil etmektedir. Sondaj çalışmaları ve güzergâh boyunca yapılan saha çalışmalarıyla jeolojik birimler, ayrışmış zonlar, süreksizlikler, olası kırıklar belirlenmiş olup jeolojik profil oluşturulmuştur.



Şekil 4 Akyazı tüneli jeolojik plan ve profili

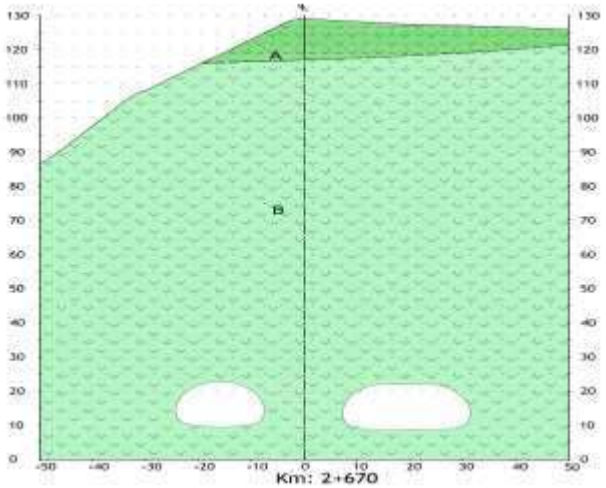
Tünel güzergahı boyunca Miyosen yaşlı Gemiciköy formasyonu ile karşılaşılmıştır. Giriş portalı, bu formasyona ait kum ve kil seviyeleri içinde açılmıştır. Bu birim genelde tutturulmamış zemin özelliğinde kumlu ve killi düzeylerden oluşur. Çıkış portalı ise yine formasyonun aynı üyesi olan kum birimi içinde açılmıştır. Kumlu düzeylerde yer yer ince az çimentolu seviyeler mevcuttur.

Tünel güzergahı boyunca geçilecek olan jeolojik birimlerin, yapısal ve mühendislik özelliklerini ile yeraltı suyu durumunu tespit etmek üzere toplam 4 adet sondaj açılmış olup aşağıdaki şekil 7'de jeolojik profil verilmektedir.

Bu kesim km:2+470-2+720 arasında 250 m'lik bir kesimi oluşturmaktadır. Jeolojik harita çalışmaları sırasında mostra gözlemlerine göre Akyazı tünelinin Km: 2+470 ile Km:2+720 aralığında

birimin; sarımsı kahverenkli, orta derecede - çok ayrışmış, zayıf – orta sağlam, klast boyutları ortalama 10 cm ile 70 cm arasında değişen aglomera olduğu görülmüştür.

Ayrıca bu kesimde yer alan TSK-5 no'lu sondaj ile sahada 9 no'lu lokasyondan elde edilen veriler kullanılarak karşılaşılan birim için jeoteknik parametreler atanmıştır. Jeolojik profil üzerinde görüldüğü gibi kahverenkli, orta – çok ayrışmış birim 'A' ve gri renkli, az ayrışmış – taze birim 'B' olarak adlandırılmıştır. Her iki birim için ayrı ayrı jeoteknik tasarım parametreler atanmış olup aşağıda detaylı olarak sunulmuştur.



Şekil 5. Km:2+670 den alınan jeolojik en kesit

Çizelge 1. Km:2+470 – Km:2+720 arasında karşılaşılan kahverenkli, orta – çok ayrışmış (Birim A) ve taze az ayrışmış (Birim B) için jeoteknik tasarım parametreleri

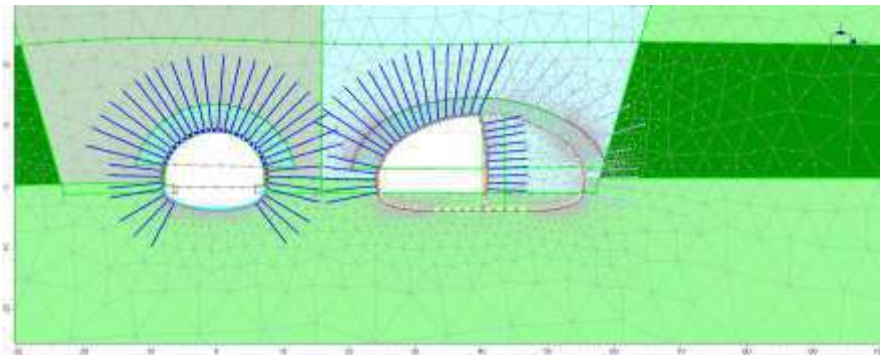
	Birim A	Birim B
UCS, Tek Eksenli Basınç (MPa)	15	24
GSI, Jeolojik Dayanım İndeksi	30	45
mi, Malzeme sabiti	19	19
Ei, Elastisite Modülü (GPa)	20	35
γ_n, Birim Ağırlık (kN/m^3)	24	24
c, Kohezyon (kPa)	85	434
Ø, İçsel Sürtünme Açısı (º)	54	49
Em, Deformasyon Modülü (GPa)	1,6	7.8

Sayısal Analizler ve Tünel Destek Sistemlerinin Belirlenmesi

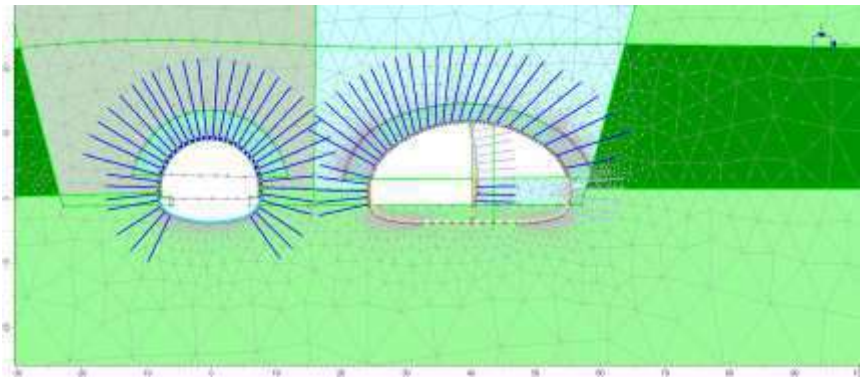
Nümerik analizler Phase2D v8.0 programı kullanılarak yapılmıştır. Bu program, kaya kütleleri ile bu kütlelerin destekli davranışlarını modelleyen iki boyutlu bir sonlu elemanlar programıdır. Programda yeraltı kazısı aşamalı olarak modellenebilmekte, bulon, çelik iksa, hasır çelik ve püskürtme betonu ile destekleme yapılabilmektedir.

Tünel analizlerinde sırası ile 3 şeritli tünel, 4 şeritli tünel, 5 şeritli ve son olarak kesitin en büyük olduğu kısımda analizler yapılmıştır.

Aşağıdaki şekillerde modelleme aşamalarından bazıları verilmektedir. Model toplam 21 kademede çözdürülmüştür. Aşağıdaki şekillerde modelleme aşamalarından bazıları verilmektedir.



Şekil 6. Sağ tünel alt yarı desteklerinin yerleştirilmesi-Kademe 12

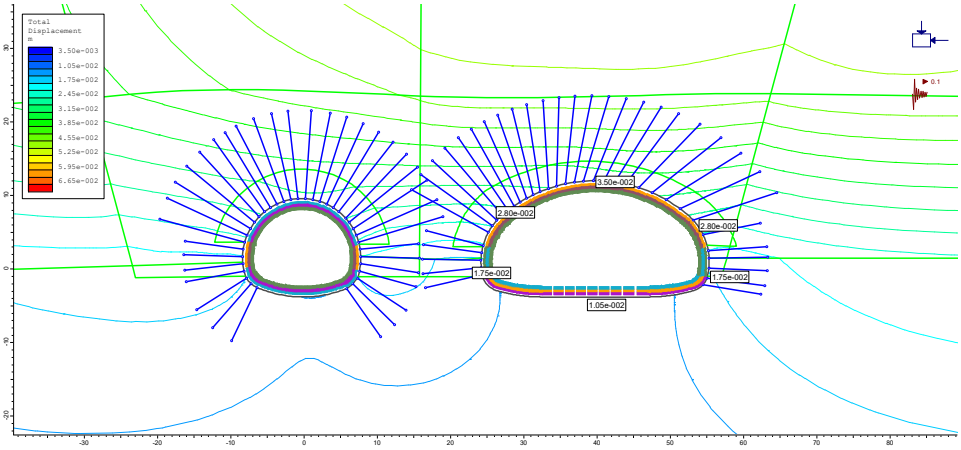


Şekil 7. Sağ tünel üst yarı ikinci kademe desteklerin yerleştirilmesi-Kademe 14

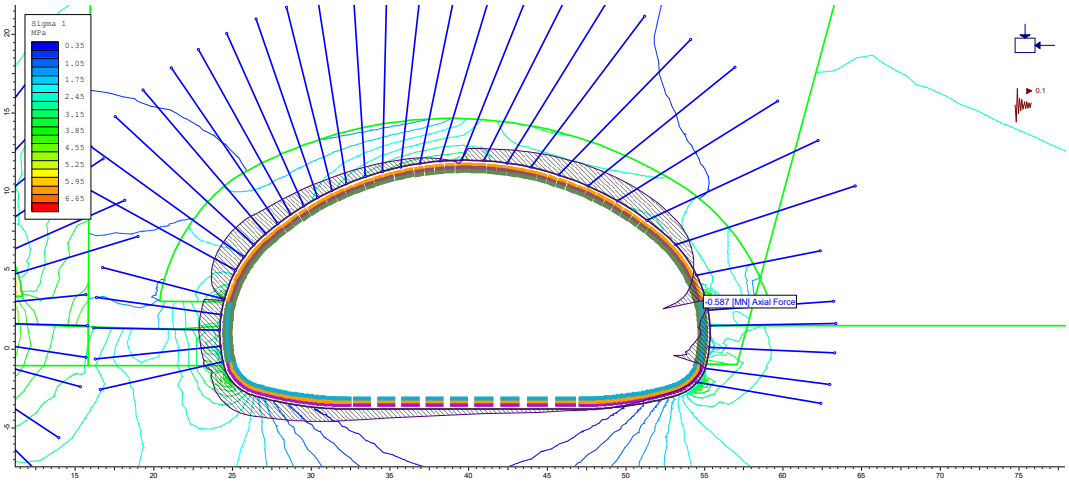
Km: 2+470-2+720 arası Akyazı tünelinden bağlantı tüneline geçiş kesimini oluşturmaktadır. Bu kesimde tünel kesit alanı 3 şerit ve 150 m2'den kademeli olarak 5 şerit ve 438 m2'ye ulaşmaktadır. Analizlerde ilk etapta 3 şerit için model hazırlanmış daha sonra ise aynı model üzerinde önce 4 şerite genişleme durumu daha sonra 5 şerite genişleme durumu ayrıntılı olarak incelenmiştir. Bu model toplam 21 basamakta incelenmiştir. Bu çalışmada sayısal analizlerle genişliğin yaklaşık 29.5 m olan kesim için analizler değerlendirilmiştir.

Tünel çevresinde meydana gelen deformasyonlar incelendiğinde tavan kesiminde 3.5 cm, sol ve sağ omuz kesiminde 2.8 cm, alt yarı kesiminde 1.75 cm ve taban kesiminde ise 1.05 cm yerdeğiştirme meydana gelmiştir.

Tünel etrafındaki dayanım değerleri ise, tünel çevresinde 1'in civarında olup tünelden uzaklaştıkça artmaktadır. Tünel etrafındaki yenilmeler ise sağ omuz, taban, sağ ve sol altyarı bölgesinde meydana gelmektedir. Ayrıca bulonlara gelen kuvvet ve gerilmelere bakıldığı zaman ise, 167 kN değerinde eksenel kuvvet meydana gelmektedir.



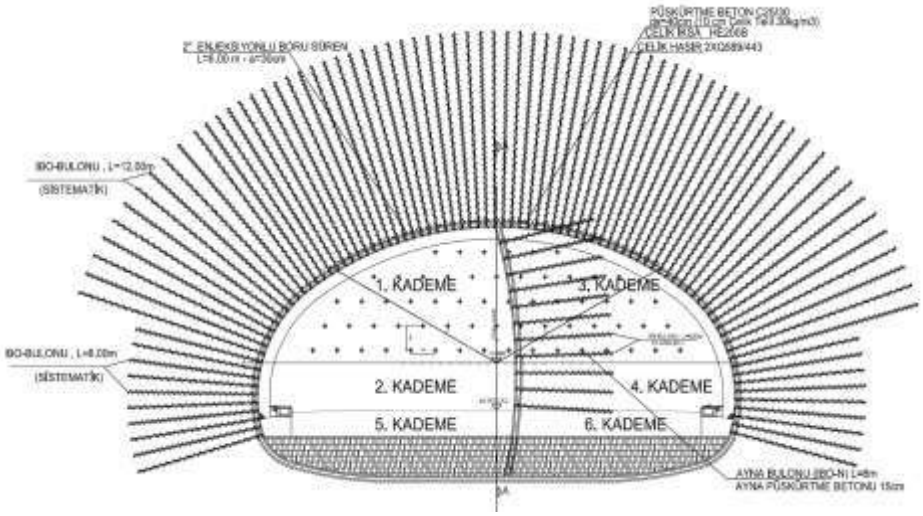
Şekil 8. Meydana gelen toplam yerdeğiştirmeler



Şekil 9. Püskürtme betonda meydana gelen eksenel kuvvetler

Ana tünel olan Akyazı tüneli için tünel kazısında karşılaşılacak kesimlerin kaya kütlesi sınıflama puanları (RMR) Bieniawski (1989)'a göre hesaplanmıştır. (RMR) sistemine göre Akyazı tünelinin III-IV kaya sınıfı içerisinde açılacağı ve destek sınıfının B3, B2 ve C2 olacağı belirlenmiştir. Genişleme kesiminde ise kesitin çok büyük olması sebebi ile özel kazı ve destek sistemleri uygulanmıştır.

Tünelin bu kesiminde öncelikle sol tüp ve bağlantı tünelinde kazı ve destek işlemleri tamamlanmıştır. Bu aşamadan sonra genişleme kesiminde üst yarıda 1. Kademe kazısı yapılmış, 1 kademede 20 m ilerledikten sonra alt yarıda 2 kademe kazısı yapılmıştır. Genişleme kesiminde tüm kademe boyları 50 cm ile sınırlandırılmıştır. Tünelde 1 ve 2 kademe kazıları tamamlanmasından sonra 3. Kademe kazısına başlanarak tünel genişlemesine başlanılmıştır. Her kademe kazısında hazırlanan farklı bir iksa ile destek sistemlerine devam edilmiştir. 3 kademe kazısı 20 m ilerlemesinden sonra 4 kademe ye başlanarak kazı işlemlerine devam edilmiştir



Şekil 10. Genişleme kesitinde kullanılan destek sistemi detayları

Belirlenen bu destek sistemleri ile tünelde herhangi bir duraysızlık problemi yaşanmadan tünel kazısı tamamlanmıştır. Aşağıdaki fotoğraflarda tünelin son hali verilmektedir.

Şekil 11. Genişleme kesitinde üst yarı kazısının tamamlanmış durumu

Şekil 12. Genişleme kesitinde kazının tamamlanmış hali

Şekil 13. Genişleme kesitinde tünel kaplamasının tamamlanmış durumu

Çizelge 2. C2 Özel kazı, püskürtme beton ve iksa uygulamaları özet tablosu

Kazı				Püskürtme beton		İksa	
Destek Sınıfı	Üst yarı	Alt yarı	Invert	Püskürtme beton		Çelik Kuşak	Hasır çelik
	(m)	(m)	(m)	(mm)			Q 589/443
C2 Özel	0.5	1.0	-	400	C25/30	HE200B	Üst Yarı/ Alt Yarı X 2 kat

Çizelge 3. C2 Özel Klası süren ve bulon uygulamaları özet tablosu

Süren		**Bulon (IBO)**		
Cinsi	Boy	Boy (L)	Round boyu X Bulon Aralığı	P ULT
Ø 2" enjeksiyonlu	6m / Min 3 atım	12 -8	1.0 x 1.0	280

SONUÇLAR

Akyazı Tüneli'nin sol tüpü Km:0+764-3+180 (2416m), sağ tüpü ise Km:0+764-3+242 (2478m) arasında, 150 m2 kesit alanlı, 3 şeritli ve çift tüplü olarak projelendirilmiştir. Bağlantı tünelinin olduğu kesimde şerit sayısı 5'e, kesit alanı ise 438 m^{2}'ye ulaşmaktadır.

Tünel güzergahında geçilecek olan jeolojik birimlerin, yapısal ve mühendislik özellikleri ile yeraltı suyu durumunu tespit etmek üzere 9 adet sondaj çalışması yapılmıştır. Bu sondajlardan TSK-5, TSK-6, TSK-8 ve TSK-9 bağlantı tüneli sondajlarını temsil etmektedir. Jeolojik haritalama ve sondaj verileri kullanılarak tünelin jeolojik ve jeoteknik modeli oluşturulmuştur. Sayısal analizlerde 3 şeritten 5 şerite kademeli genişleme durumu ayrıntılı olarak incelenmiştir. Buna göre Akyazı ve bağlantı tünel güzergahının B2, B3 ve C2 klasında, bağlantı tüneli geçiş zonunun ise (Km:2+470 – Km:2+720 arası) özel destek sınıfı klasında açılması önerilmiştir.

Bağlantı tüneli geçiş zonunda yapılan sayısal analizler ve kesit tahkiki sonuçlarına göre hasır çelik, bulon, süren, iksa ve püskürtme betondan oluşan destek sisteminin tünele gelen yükleri taşıyacağı belirlenmiştir.

Mevcut destek sistemleri ile tünel başarılı bir şekilde tamamlanmış ve trafiğe açılmıştır.

Kaynaklar

Bieniawski, Z.T., (1989) Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual For Engineers and Geologists in Mining, Civil and Petroleum Engineering. John Wiley & sons, Inc.

Ulusay, R. Ve Sönmez H., (2007), Kaya kütlelerinin mühendislik özellikleri: Güncellenmiş–genişletilmiş 2. Baskı, TMMOB Jeoloji mühendisleri odası yayınları, n.60.

TÜRKİYE'DEKİ YERALTI MADENLERİNDE PERSONEL TAKİP SİSTEMLERİ KAVRAMLAR VE UYGULAMALAR

PERSONNEL TRACKING SYSTEMS for UNDERGROUND MINES in TURKEY. CONSEPTS and APPLICATIONS

İ.M. Er[1]

[1] *Maden Yüksek Mühendisi*
(hsanmer@yahoo.com)

ÖZET

Madencilik, çalışma ortamının her an yeniden yapılandırıldığı tek iş koludur. Özellikle yeraltında yapılan madencilik çalışmaları bir çok tehlikeyi barındırmaktadır. İnsan, doğanın verdiği tepkileri mühendislik bigisiyle en az zararlı hale getirmeye çalışmaktadır. Son yüzyıl içerisindeki teknolojik gelişmeler, maden ocaklarında yaşanan kazaları kontrol altına almak ve acil durumlarda tahlisiye çalışmalarının başarısı için giderek artan oranda kullanılmaktadır. Akıllı madencilik uygulamaları ile bazı alanlardaki üretim, insansız yapılabilecek düzeye ulaşmıştır. Çalışanların yeraltındaki konumlarının yerüstünden takibi konusu da son dönemde uygulanmaya başlanılan teknolojik uygulamalardan biridir. Bu çalışmada, teknolojik uygulamaların yanı sıra ulusal ve uluslararası mevzuatlarda bu konunun nasıl yer aldığı ayrıca madencilik sektöründe nasıl algılandığı konularına kısaca değinilecektir.

Anahtar Sözcükler: Madenlerde insan ve makinelerle iletişim ve takip, akıllı madencilik, tahlisiye.

ABSTRACT

Mining is the only business type which working environment rebuilding everyday. Especially underground mining activities include various dangers. Humans working for to reduce harm of nature's actions with the knowledge of engineering. Technologic development in the last century increasingly being used in underground mines to control accidents and to succeed rescue operations in emergencies. Intelligent mining applications provides non-human production options in some cases. Tracking of the workers from surface in underground mines is one of the latest technologic advances. In this article a general approach will be given about how technologic applications understand in mining sector and how they are briefly mentioned in national and international regulations.

Key Words: Communication between machines and humans and tracking systems in mines, intelligent mining, rescue.

GİRİŞ

Tehlikeli iş kollarının başında gelen madencilik sektöründe insan ve makinelerle iletişim ve takip konusu büyük önem taşımaktadır. Ulusal ve uluslararası alanda yasal hükümlerle yeraltında çalışanların, yerüstünden takibini sağlayan sistemlerin kurulması zorunlu hale getirilmeye başlanmıştır. Konu, kimin içeride, kimin dışarıda olmasından ziyade, kim içeride ve nerede, sorusunun tam olarak cevabını alma duyarlılığına gelmiştir. Oluşabilecek kazalarda, kazaya maruz kalan personele ulaşmak için, tahlisiye

ekiplerinin yaşayabileceği kaosu ve handikapları en aza indirmek, en doğru müdahaleyi yapabilmeleri konusunda güvenilir bir veri tabanı oluşturmak, bu sistemlerin temel amacıdır.

Ayrıca, yüksek teknolojinin kullanımı, maden işletmelerinin günlük faaliyetlerinin organizasyonunu kolaylaştırmakta, ekipman ve iş makinelerinin takibiyle de hem İSG (İş Sağlığı ve Güvenliği), hem de iş verimliliği açısından önemli faydalar getirmektedir. Sıcaklık, gaz, nem, gürültü, hava hızı, titreşim vb kısaca "maden ocaklarında ortam kontrolü" adını verebileceğimiz alanda kesintisiz veri toplanması, bilimsel veri analizi yapılmasına olanak vermektedir. Yine bu süreç ülkemiz açısından, endüstri 4.0 döneminin akıllı madencilik yaklaşımına olumlu katkı sağlayacaktır.

MADENLERDE İLETİŞİM ve TAKİP SİSTEMLERİNİN GEREĞİ

1. İlgili Yönetmelikler, Yasal Hükümler

ILO (International Labor Organization- Uluslararası Çalışma Örgütü) tarafından 22 Haziran 1995 tarihinde yayınlanan "Maden İşyerlerinde Güvenlik ve Sağlık Sözleşmesi", personel takip sistemlerinin dile getirildiği ilk yayın olmuştur. Bu sözleşmeyi 2016 yılına kadar üye 185 ülkeden 31'i imzalamıştır. 24 Mayıs 2006 tarihinde ABD'de, Maden İyileştirme ve Yeni Acil Müdahele Yasası'nın yayınlanmasından sonra, haberleşme ve personel takip sistemlerinin geliştirilmesi ve uygulanması konusu gündeme gelmiştir. Türkiye, personel takibini ve haberleşmeyi, ILO sözleşmesi dışında, madencilik mevzuatında zorunlu kılan ikinci ülke konumundadır. "Maden İşyerlerinde İSG Yönetmelikleri" başlığı altında T.C. Aile, Çalışma ve Sosyal Hizmetler Bakanlığı tarafından yayınlanan yönetmelik hükümleri şöyledir (Resmi Gazete, 2015):

- İşyerinin, varsa ocağını da kapsayacak şekilde gerekli haberleşme ve iletişim, uygun yollarla sağlanır.
- İşyerlerinde çalışanlara dair kayıtlar tutulur. Ocağa giriş ve çıkışlar ile çalışanların bulunduğu yerler belirtilerek kayıt altına alınır. Ayrıca, yeraltı maden ocaklarında, yeraltında çalışacakların giriş-çıkışlarının ve bulundukları yerlerin her an doğru bir şekilde yerüstünde takip edilebileceği bir sistem kurulur. Bu sistemde kullanılan ekipmanlar, kablolar ve tamamlayıcı unsurların yeraltında yaşanan göçük, su baskını, patlama, yangın gibi acil hallere karşı korumalı olması ve bu hallerde de çalışabilir durumda olması sağlanır. Sistem tarafından tutulan kayıtlar en az bir yıl süreyle saklanır.

Uluslararası alanda ILO tarafından yayınlanan ve Türkiye tarafından da imzalanan sözleşme metninde *(Madenlerde Güvenlik ve Sağlık Sözleşmesi, 1995)* bulunan ilgili hükümler ise şunlardır:

- Güvenli çalışma ve sağlıklı bir çalışma ortamı koşulları sağlanması için, bir iletişim sistemi dâhil olmak üzere, madenin uygun biçimde düzenlenmesi, inşa edilmesi ve elektrik, mekanik ve diğer gerekli cihazlarla donatılması.
- Yeraltında bulunan kişilerin adlarının ve olası mahallerinin herhangi bir anda doğru olarak bilinmesini sağlayacak bir sistemin oluşturulması.

Görüldüğü gibi, Türkiye, hem uluslararası, hem de ulusal alanda yeraltı madenlerinin tümünde, çalışanların iletişimi ve yerüstünden her an takibi konusunda, yönetmelik ve sözleşme bazında yaptırımları içeren hükümleri yayınlamıştır. Bu kararlar iş sağlığı ve güvenliği açısından, yeraltı maden işletmelerimizde olumlu değişimleri beraberinde getirmiştir.

2. İş Kazaları

İş kazaları, çalışma hayatını derinden etkiler (Çizelge 1) (Tuncay, 2017). Daha az kaza ve hiç ölümlü kaza olmadan çalışmanın yolları, her büyük felaketten sonra bir kez daha gündeme gelir. Uygun teknolojik uyarlamalarla bu gereksinimlerin giderilmesi konusu ilgili yasa koyucular, mühendisler ve İSG uzmanları tarafından dikkatle takip edilmiş ve son yıllarda ülkelerin ilgili yönetmelik ve kanunlarında yer bulmaya başlamıştır. İletişim ve takip sistemleri, yeraltı madenlerindeki iş kazaları sonucu oluşan risklerin en aza indirilmesi açısından önemlidir.

Çizelge 1. Çeşitli Sektörlerde Yüzbin İşçi Başına İş Kazası Sonucunda Ölüm Sayıları.

Yıllar	Maden	Nakliyat	İnşaat	Metal	Kimya	Mobilya	Gıda	Tekstil
2013	59,7	28,8	28,2	11,3	8,9	7,4	8,3	2,8
2014	295,4	29,2	26,7	9,4	7	7,2	6,7	2,2
2015	61,4	26,1	23,9	8,8	8,4	9,5	5	1,7
Ortalama	**138,8**	**28**	**26,3**	**9,8**	**8,3**	**8**	**6,7**	**2,2**

Çizelge 1, iş kazaları sonucu madenlerdeki ölüm sayısının diğer endüstri kollarına kıyasla ne kadar yüksek olduğunu göstermektedir. Kazalardan herhangi biri olduğunda kazanın büyüklüğüne bağlı olarak acilen müdahale gerekecektir. Müdahale kimler tarafından yapılırsa yapılsın müdahale ekibinin ilk soracağı soru “tehlike altında olan kişiler nerede?” dir. Çalışanların nerede olduğu o anda tam olarak ekrandan görünüyorsa, bu durumda, müdahale en kısa yoldan ve etkin bir şekilde yapılabilecektir.

3. Personel Takip Sistemleri

3.1 Maden İşletmelerinde Çalışanların Takibi

Temel amaç; çalışanın her an, doğru bir şekilde nerede olduğunun yerüstünden takip edilmesidir. Bu hüküm, maden işletmelerimizde olumlu etkilere yol açmış ve açmaya devam etmektedir. Yasa hükmünden önce, çalışanın yeraltına girişi ve çıkışı puantaj kartı/okuyucu, tahta/tebeşir, tahta/tike, defter/kalem vb yöntemlerle yapılmaktaydı. Bu yöntemler, hâlen kullanılmaktadır. Yasanın getirdiği değişiklikle işletme, çalışanın ocağa girişinden çıkışına kadar hareketlerini takip edebilmekte ve kayıt altına alabilmektedir.

3.1.1 “Her an ve doğru” Kavramları

Bu konuda yayınlanmış yasa, mevzuat, tez, teknik şartname vb dökümanlarda değişik kavram ve yaklaşımlar görülmektedir*: T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, 2016; Sökmen, 2016; Harita ve Kadastro Mühendisleri Odası, 2014; GLİ Ömerler Yeraltı Ocağı Personel Takip Sistemi Teknik Şartnamesi, 2018; TTK Armutçuk ve Üzülmez Taşkömürü İşletme Müesseseleri, Madenci Başlambası ve Takip Sistemi Teknik Şartnamesi, 2010.*

Yasa koyucu, uygulamanın nasıl olması gerektiğini tarif ederken “her an ve doğru” olarak tanımlamıştır. Teknoloji ve sistemlerin buna uyum sağlaması gerekir. Diğer tüm tartışmalar hassasiyetin azalmasına ve bu maddenin uygulama amaçlarına uymayacaktır. Eğer sistem, tam zamanlı değil ve yaklaşık olarak konum belirliyor ise, gereken hassasiyet oluşturulamamış olacaktır. Acil durumlarda sistemin hassasiyeti ne kadar az ise müdahale ekibinin başarısı da o kadar azalacaktır.

3.1.2 Risk gerçekleştiğinde sistemin çalışır durumda kalabilmesi

Başta T.C. AÇSHB *(TC Aile, Çalışma ve Sosyal Hizmetler Bakanlığı),* ILO, NIOSH (*National Institute for Occupational Safety and Health / Amerika Ulusal İş Sağlığı ve Güvenliği Enstitüsü)* ve MSHA *(Mine Safety and Health Administration / Amerika Maden Güvenliği ve Sağlığı Dairesi)* olmak üzere, ilgili tüm kurumların mevzuatı, gündelik işlerden ziyade, kaza oluştuğunda sistemin tam olarak çalışabiliyor olmasını öne çıkarmaktadır. Oluşan kazanın sistemi devre dışı bırakma olasılığına karşılık, alternatif bir ağ, hizmet vermeye devam etmelidir. Aksi takdirde, sistem yukarıda sözü geçen tespitleri yapamaz. Tahlisiye ekiplerinin başarısı açısından da sistemin çalışır halde olması hayati önem taşır.

3.1.3 Sistemin tuttuğu kayıtların arşivlenmesi

Yönetmelik, takip edilen işçilerin hareket kayıtlarının bir yıl süre ile arşivlenmesini zorunlu kılmaktadır. Bu kayıtlar, maden işletmeleri ve ilgili kurumlar tarafından, istenmeyen bir durum oluştuğu takdirde geriye dönük olarak o sürecin incelenebilmesini garantiler ve böylece benzer bir durumun tekrarlanmaması için gerekli deneyim elde edilir.

3.1.4 Sistemin 3D Harita Üzerinde Tanımlanması

İmalât haritası: "İşletmelerde üretim yapılan yerleri, miktarları, yapılış şeklini ve bir sonraki yılın üretim programını, depolanan pasa yerlerini gösterir, uygun ölçekli ve üç boyutlu beyan niteliğindeki harita", olarak tarif edilmektedir. Erken uyarı ve takip amaçlı madencilik faaliyetlerinde 3D harita ve görsel kullanımının faydası büyüktür. 3D veri kullanımı yeraltının karmaşık geometrisinin yorumlanması ve doğru kararların alınmasında güven verici bir kılavuz olmaktadır. Personel takip sistemlerinin 3D modelleme üzerinden yapılabiliyor olması acil durum operasyonlarında ve günlük faaliyetlerde sorumlulara büyük bir algı kolaylığı sağlayacaktır (Resmi Gazete, 2017).

3.2 Maden İşletmelerinde Ortam Kontrolü

Türkiye'de yaklaşık olarak 140.000 maden çalışanı vardır (Çizelge 2). Bu çalışanların yaklaşık 35.000'i, başta kömür işletmeleri olmak üzere, çok riskli olarak tanımlanan maden işletmelerinde her gün yeraltına inmektedir (Torun, 2008).

Çizelge 2. Ülkemizde madencilik sektöründe çalışan sayıları *(Petrol ve doğal gaz çıkarılması işleri hariç)* (AFAD, 2014).

Çalışma Alanı	**İşyeri Sayısı**	**Çalışan Sayısı**
Kömür ve Linyit Madenciliği	756	50.949
Metal Cevherleri Madenciliği	924	22.518
Diğer Madencilik ve Taş ocakçılığı	4.621	58.961
Madenciliği Destekleyici Faaliyetler	343	5.202
TOPLAM	6.644	137.630

Yeraltı çalışanları doğrudan yerkabuğuna müdahale etmektedir. Bu müdahale sonucunda oluşan ortamın kontrol altında tutulması, İSG açısından hayati önem taşımaktadır. Açılan boşluklara akan su, dolan gaz, oluşan çatlaklar ve toz tehlike arz etmektedir. Kömüre yapılan müdahale oksidasyona neden olmakta, kendiliğinden yanma riski oluşmaktadır. Metan yayılımı ise grizu oluşumuna neden olabilmektedir. Patlayıcı madde ve iş makinesi kullanımı ise ocak iklimini kötüleştirmektedir. Aynı süreçte, kullanılan teknolojik

ekipman da beraberinde tehlikeyi getirmektedir. Elektrik, iş makineleri ve her türlü ekipmanın kullanımında oluşabilecek arıza ve kazalar, ocağın hayati işlevlerini (havalandırma, su atımı, merkezi izleme vb) olumsuz etkileyecektir.

Tüm olan bitenin diğer endüstri kollarından farkı ise, her şeyin yerkabuğunun içinde, kapalı bir ortamda gerçekleşiyor olmasıdır. Jeolojik yapının, kaya mekaniğinin çok iyi tanımlanmasının yanı sıra, ocak iklimini oluşturan doğal/mekanik etmenlerin, su gelirinin, dolayısıyla su pompalarının, elektrik ve basınçlı hava ile çalışan ekipmanların, tali havalandırma ekipmanlarının, havalandırma kapılarının, iş makinelerinin, kuyu ekipmanının, kaçamak ve yeryüzü bağlantılarının, kör bacaların kısaca tüm yeraltı ortamının sürekli takip edilmesi gereklidir. Bu takip sonucunda kontrol merkezinde toplanan veriler ile ocak gerçek anlamda denetlenebilecektir. Oluşabilecek anomaliler saptanacak, gerekli müdahaleler zamanında yapılacak ve güvenli çalışma ortamları sağlanabilecektir.

4. Kullanılan Teknoloji ve Ekipmanlar

Maden işletmeleri için özel olarak yaratılmış bir iletişim ve takip sistemi yoktur. Bilinen sistemler, yeraltı koşulları için uyarlanmaktadır. Bu konu temel olarak; elektromanyetik spektrumun bir sınıfı olan radyo sinyallerinin yayılımı ve algılanması işlevlerini gören teçhizatın, maden ocaklarının fiziki koşullarına göre tasarlanması ve alınan verilerin bir ağ üzerinde birleştirilerek, özel yazılımlarla dijital ortama uygun bir bilgiye dönüştürülmesi olarak tanımlanabilir. Haberleşme ağlarının bazı uygulamaları, aynı zamanda, personel takip sistemleri için uygulanabildiği gibi bazı personel takip sistemleri de haberleşme için kullanılabilmektedir. Maden ocaklarında haberleşme ve takip sistemleri tek bir uygulama tarafından da çözülebilir.

4.1 Haberleşme sistemleri

- Sabit telefonlar: Dahili haberleşme santrali, analog telefon cihazları, kablo hattı, dâhili telefon iletişimi… Sesli haberleşme…
- Diafonlar: Ana diafon konsolu, bu konsola bağlı diğer diafonlar… Sesli haberleşme…
- Wi-Fi, kablosuz ağ uygulamaları, internet üzerinden haberleşme: Modem, radyo sinyalleri aracılığı ile ses ve internet iletişimi, IP telefon cihazları, VoIP *(Voise Over Internet Protocol /İnternet üzerinden ses ile iletişim)* uyumlu telefon cihazları, tablet veya bilgisayarlar… Kablosuz iki taraflı sesli, görüntülü haberleşme…
- Telsiz kullanımı ile haberleşme: Verici konumundaki (gönderme yapan) cihazlardan çıkan sinyaller sızıntı besleyici kablo alt yapısını kullanan alıcılar vasıtasıyla yeryüzünde konumlanan merkeze haberleşme bilgilerini iletmektedir. Sızıntı besleyicili kablo kullanan alt yapılarda belirli mesafelerde yerleştirilen yükseltici cihazlar aracılığıyla uzun mesafelerde kurulum yapılabilirken; düğüm tabanlı cihazlar sayesinde de karmaşık üretim yöntemleri söz konusu olsa dahi başarılı bir haberleşme sağlanmaktadır.

4.2 Personel Takip Sistemleri

4.2.1 Temel Prensipler

Personel takip sistemlerinin tümü, temel olarak, hareket halindeki personelin üzerindeki bir cihazdan yayınlanan radyo sinyallerinin ocağa yerleştirilmiş sabit alıcılar (okuyucular) tarafından algılanması, algılanan bu verinin çeşitli türdeki alt yapı ile (fiber, sızıntı besleyici) yerüstündeki kontrol merkezine

ulaştırılması ve bu verilerin bir yazılım üzerinde değerlendirilerek bilgiye (sayısal, görsel) dönüştürülmesi prensibine dayanır.

4.2.2 Kullanılan Yöntemler

Yeraltı madenlerinde uygulama alt yapılarına bağlı olarak üç temel yöntem öne çıkmaktadır:

4.2.2.1 Bölgesel Konumlandırma Yöntemleri. Yaygın adı RFID *(Radio Frequency Identification).*

Pasif RFID: Bir verici /okuyucu tarafından yaratılan radyo dalgalarının alıcıya (etiket) ulaştığında alıcı, üzerindeki anten sayesinde yüklü bilgilerini vericiye yansıtır. Pasif etiket sadece gelen radyo dalgasından alabildiği enerjiyi kullanabildiğinden etki alanı çok düşüktür. Yani okuyucu ile çok yakın mesafede iletişim kurabilir. Bu da yeraltı maden ocaklarının galeri mesafeleri düşünüldüğünde verimli bir işlem sağlamayacaktır. Yeraltı maden ocaklarında kullanılmamaktadır.

Aktif RFID: Pasif şeklinden farkı, TAG (Etiket)'in bilgileri gönderecek enerjiyi üzerindeki dahili bataryadan alıyor olmasıdır. Böylelikle daha güçlü bir geri dönüş sinyali gönderebilir *(Yer üstünde 150 metrelere ulaşabilen bu sinyal, yeraltında gücüne bağlı olarak 50 metreye ulaşabilir).* Sabitlenmiş okuyucu gelen bilgileri tanımlar ve hangi tür alt yapı ile yeryüzüne bağlanmış ise (Wi-Fi – Fiber kablo, sızıntı besleyici kablo – Leaky feeder vb) onun üzerinden gönderir.

Ters (Reverse) Aktif RFID: Aktif RFID'de verici/okuyucu sabit, TAG hareketlidir. Ters Aktif RFID de ise verici/okuyucu personel üzerinde hareketli konumdadır. TAG'ler ise galeri yüzeylerine sabitlenmiştir. Bu sistemde TAG'leri galeri duvarlarına sabitlemek oldukça pratik bir çözüm oluşturmaktadır. Ancak tüm personele verici/okuyucu bir cihaz temin etmek gerekir. Ayrıca personelin bulunduğu bütün ortamlarda sabit TAG'lere gelen bilgiyi yeryüzüne taşıyacak alt yapının da kurulu olması gerekmektedir.

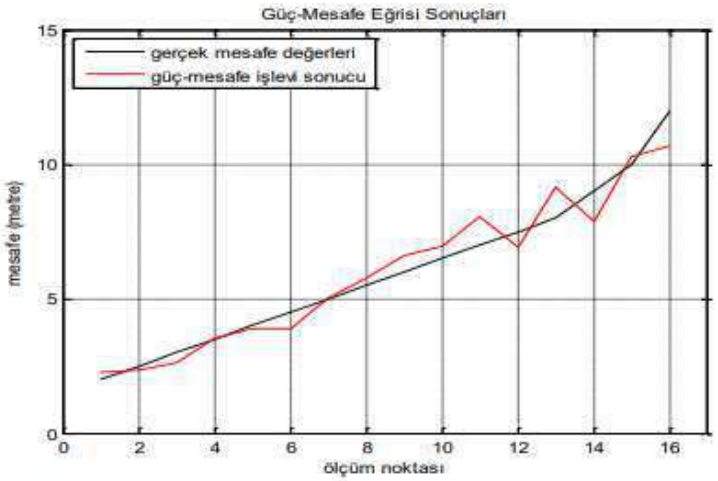
Madenlerde aktif RFID kullanılmaktadır. Burada dikkat edilmesi gereken nokta şudur. RFID yöntemi esas olarak, altyapısında kullanılan verici /okuyucu ve aktif etiketin sinyal gücüne bağlı bir çaptaki ortamı kontrol etmektedir. Eğer bu çap 30 m ise okuyucu, bu ortama giren bir aktif etiketi 30 m'lik bir alanda tanımlayacaktır. İkinci okuyucuyu görene kadar o etiketin 30 metrelik bir mesafenin hangi metresinde olduğunu belirlemek mümkün olmayacaktır. Ayrıca, personel ikinci okuyucunun alanına girip tanımlandıktan sonra herhangi bir neden ile geri döner ise bu kez 60 m'lik bir alanın neresinde olduğu tam olarak bilinemez olacaktır. Özetle RFID sistemleri, verici/okuyucu ve aktif TAG'lerin sinyal yayma güçlerine bağlı olarak kapsama alanları içinde bulunan bölgede personel tespiti yapmaktadır. Konumlama bölgesel olmaktadır. Aktif RFID tabanlı bir sistemin tam tespit yapabilmesi için istenen hassasiyet mesafesi sıklığında cihaz yerleştirilmesi gerekmektedir.

4.2.2.2 Alınan Sinyal Gücüne Bağlı Olarak Mesafe Tanımlama Yöntemi. RSSI *(Received Signal Strength Indication).*

Personel üzerindeki aktif etiketten gelen sinyalin gücüne bağlı olarak, (yakınsa yüksek, uzaksa düşük) okuyucu, personel ile arasındaki mesafeyi hesaplar. Genel olarak Wi-Fi veya Bluetooth teknolojisi kullanılır. Konum belirleme hassasiyeti RFID'ye göre daha yüksektir. Endüstriyel uygulamalarda günümüzde yaygın olarak kullanılmaktadır. TAG cihazından yayınlanan sinyallerin gücü bir kaç alıcı tarafından tespit edilerek, sinyalin havada zayıflamasıyla orantılı bir mesafe bilgisi oluşturmaktadır.

Bu konuda Türkoral vd. (2017), yapmış oldukları çalışmada, cihazların birbirlerine ya da iletişim istasyonuna olan mesafelerin kestirimi için dört yöntem denemişlerdir. Deneysel sonuçlara göre Güç-Mesafe

İşlevi kullanılarak yapılan RSSI-Mesafe kestirimleri, gerçek değerlere en yakın sonuçları vermiştir (Şekil 1). Bu yöntemle yapılan kestirimler ile gerçek sonuçlar arasındaki fark ortalama 45,97 cm olarak hesaplanmıştır.

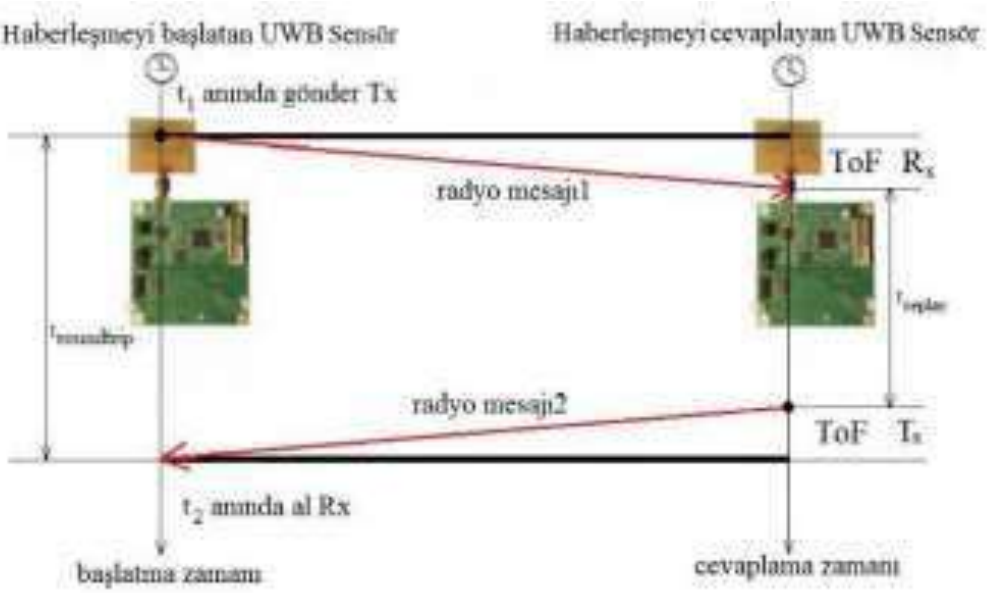


Şekil 1. Güç-Mesafe İşlevi Sonuçları.

4.2.2.3 Sinyalin Havadaki Kalış Süresini Ölçerek (TOF/Time of Flight) Konum Belirleyen UWB (*Ultra Wide Band/Ultra Geniş Bant*) Yöntemi.

Personelin üzerinde taşıdığı *(radyo dalgalarını algılayan alıcı veya radyo dalgalarını üreten verici)* TAG, personel ile beraber hareket etmektedir. Galeri içerisinde de uygun aralıklarla konumlandırılmış *(alıcı veya verici*) sabit modüller bulunmaktadır. Ana fikir şudur: Hareketli etiket ile sabit cihazlar birbirlerine radyo dalgaları göndermektedir. Modüllerden herhangi birinden çıkan dalganın diğerine varma süresi dalganın havada kalma süresidir (Time of Flight). Bu sürenin ölçülmesiyle personelin konumu yaklaşık 15 cm doğrulukla belirlenebilmektedir.

Arsan (2017), yapmış olduğu çalışmada ultra geniş band (UWB) yöntemi kullanarak uyguladığı testlerde, konum belirlemedeki hatanın 15,02 cm'ye kadar düştüğünü gözlemlemiştir (Şekil 2).



Şekil 2. Uçuş Süresi (Time of Flight) kavramı

Sinyalin uçuş süresi : TOF= t_2-t_1-t_{reply} /2 ve havada uçuş süresinden yola çıkılarak mesafe, basitleştirilmiş şekilde aşağıdaki formülden hesaplanabilir :

Mesafe (d) = Radyo Dalgası Hızı (c) x TOF

Bu ölçüm kısaca şöyle örneklendirilebilir:

Radyo dalgaları ışık hızında hareket eder (c=299 792 458 m/s). İki modül arasını kateden radyo dalgasının havada geçen süresi 1 nanosaniye (TOF) oolursa, bu durumda iki modül arasındaki uzaklık,

d= 299 792 458 m/sn x 10^{-9} sn
d=~ 0,3 m'dir.

Başka bir anlatımla, personel sabit cihazdan 30 cm uzaktadır. Bu durumda sabit cihazların mesafeleri bilindiğine göre yerüstü kontrol merkezinde personelin yeri büyük bir doğrulukla görülebilir. Eğer bu süre 10 nanosaniye ise personel, sabit module 3 m uzaklıkta; 100 nanosaniye ise personel, sabit module 30 m uzaklıkta olacaktır.

YORUMLAR

- Yönetmelik hükümlerindeki kavramlar ayrıntılandırılmalı ve en kısa sürede yayımlanmalıdır. Özellikle "her an ve doğru" kavramı çeşitli yorumlara yol açmaktadır. Yasa hükmü ile belirlenen konum belirleme sınırları net olmadıkça, üretilen çözümlerin doğruluk dereceleri amaçtan uzaklaşabilmektedir.
- Teknolojinin gelişme hızının, yasa maddelerinin mevzuatta yayınlanma hızından yüksek olduğu gerçeğinin unutulmaması gerekir. 12 sene önce ABD Madencilik Mevzuatında teknolojik sınırlar nedeniyle, 60 metre doğrulukla yaklaşık bir konumlama tarif edilirken, teknolojinin ilerlemesiyle 2 sene önce ülkemizin yayınladığı mevzuat hükmünde personelin konumunun tam olarak tespitinin zorunlu olduğu hükmü yazılmıştır. Bu açıdan, personel takip sistemlerinde kullanılan

yöntemlerin bazılarının geçmişteki teknolojilerin devamı niteliğinde olduğu gözardı edilmemelidir. Altyapı ve yazılımlar eski teknolojiye uygundur. Yeni teknolojilere uyum sağlaması için AR-GE çalışmaları, yatırım ve zaman gerekmektedir. Sözkonusu teknolojilerden bazılarının ülkemizin mevcut yönetmeliği ile uyum sağlaması zaman alacak gibi görünmektedir.

- İşletmelerin, mevzuat hükümlerini yerine getirmiş olmaktan ziyade bu sistemlerin her zaman çalışanları ve ocağı koruyan, verimliliği artıran bir çözüm olduğunu göz önünde tutmaları gerekir.

ÖNERİLER

- Yeraltı maden ocaklarında personelin yanı sıra ocak ortamı da her an takip edilmelidir.
- Sesli haberleşme mutlaka sağlanmalıdır. Yeraltının her noktasından sesli haberleşmeyi sağlamak halihazırda çeşitli teknik nedenler ile gerçekleştirilemiyor olabilir. Ancak hedef bu olmalıdır.
- Sesli haberleşmenin sağlanamadığı ortamlara ışıklı ve alarmlı uyarı yöntemleriyle ulaşılmalıdır.
- Sözü edilen sistemlerin tümünün enerjiye ihtiyacı olduğu barizdir. Enerji kesintisi olduğunda, tam da bu anda personel takip ve iletişim sistemlerinin çalışır durumda kalması gerekir. Yedekli enerji kaynakları tesis edilmelidir.
- Tüm ocağı etkileyebilecek istenmeyen acil durumlarda bu sistemlerin çalışır durumda olması hayati önem taşır. Bir hasar durumunda sistemin alternatif yoldan çalışır durumda tutulmasının sağlanması gerekir.
- Kullanılan alt yapı malzemelerinin zorlu yeraltı koşullarına uygun olmaları gerekir.
- Ocak geometrik olarak genişledikçe sistemler de beraberinde büyüyeceğinden kullanılan alt yapı malzemelerinin pratik bir şekilde sökülmesi, eklenmesi, takılabilmesi gerekmektedir. Ayrıca herhangi bir alt yapı kopması vb sorunlarda sistem bütünlüğünün bozulmaması büyük önem taşımaktadır.
- Personel takip ve haberleşme sistemleri acil durum planlarında yerini almalıdır.
- Takip sisteminin, ocağın tümünü kapsaması gerekir. Kısmi kapsama alanı, açıktır ki, kurulum amacına hizmet etmez. Yeraltı maden ocakları dinamik yapılardır. Diğer endüstriyel alanlardan farklı olarak, her gün biraz daha büyürler. Kurulacak takip sistemleri de ocak ile birlikte büyüyecektir. Bu açıdan kurulacak sistemlerin altyapılarının ocağın büyümesine ayak uyduracak nitelikleri taşıması gerekir.
- Bağlantıların pratik, stokların yeterli olmasına özen gösterilmelidir. Sistemin kurulmasından sonra sürdürülebilir bir uygulamanın olması için bu konuya hakim uzman personel eğitilmelidir. İşletme sahibi ve sorumluları, takip sisteminin ocağı tam olarak kapsayacak şekilde geliştirilmesini takip etmeli ve geciktirmemelidir.
- Yeraltında açılan galeri boşlukları farklıdır. Tahkimat seçimleri farklıdır. Üretim yöntemlerine bağlı olarak kullanılan iş makineleri ve teçhizat farklıdır. Sözkonusu özelliklere bağlı olarak çok az işçinin çalıştığı ama tam mekanize olmuş yüksek üretimler yapılabilen ocakların yanı sıra mekanizasyona uygun olmayan ve çok sayıda personele ihtiyaç duyulan ocaklar da vardır. Patlayıcı madde kullanılan ve kullanılmayan ocaklar mevcuttur. Spiral şeklinde sürülmüş bir galeriyle derinlere inilen ocak ile, desandreler yoluyla derinlere inilen ocakta kullanılacak alt yapı malzeme miktarı, mesafeler aynı olsa bile çok farklı olacaktır. Özetle hiçbir yeraltı maden ocağı diğerine benzemez. Bu nedenle, personel takip sistemi kurulmadan önce öncelikle ilgili maden ocağının tam olarak analiz edilmesi gerekir. Yerinde gözlem yapılmalıdır. Kurulması planlanan sistem kurulumdan önce mutlaka test edilmelidir. Örneğin, mekanize bir üretim yapılıyorsa, çok sayıda metalin olduğu bir ortam söz konusudur. Metal yüzeylerin, kullanılan sistemlerin sinyallerini ne derece etkilediği hassasiyet açısından önem taşır.

- Sistemin takibini yapacak olanlar esas olarak maden işletmesinin ilgili personelidir. Bu personelin işletme tarafından eğitilmesi ve eğitimlerin periyodik olarak tekrarlanması gerekir. Hem donanım olarak sistemin sürekli çalışabilirliğinin sağlanması hem de yazılım kullanımının üst düzeyde olmasının sağlanması önem taşır. Alıcı firma sorunlarını en kısa sürede giderebilmelidir. Satıcı firma bu konuda gereken müdahaleyi yapabilecek kadroyu ve ekipmanı bünyesinde bulundurmalı ve gecikmeden sorunu giderebilmelidir.

SONUÇ

Sözkonusu sistemler yasa gereği zorunludur. Uygulanmaz ise işletme faaliyetleri durdurulacaktır. Yasa koyucu kararlılığını göstermiştir. O halde bu sistemin en hassas olanını sağlamak ve alternatif ağı ile birlikte kurmak en doğru karar olacaktır.

KAYNAKLAR

AFAD, Başbakanlık Afet ve Acil Durum Yönetim Başkanlığı, (2014); "2014-2023 Maden ve Maden Atıklarından Kaynaklı Kazalar Yol Haritası Belgesi", Sy.25, Ankara.

Arsan, T., (2017); "Büyük Patlama Büyük Çöküş Optimizasyon Yöntemi ile Ultra Geniş Band Sensörlerinin İç Mekan Konum Belirleme Doğruluklarının İyileştirilmesi", Pamukkale *Univ. Müh. Bilim Derg., 24(5), 921-928, 2018.*

"GLİ Ömerler Yeraltı Ocağı Personel Takip Sistemi Teknik Şartnamesi", (2018), www.gli.gov.tr/2018 İhale İlanları/24/teknik.pdf.

Harita ve Kadastro Mühendisleri Odası, (2014); TMMOB Soma Çalışma Grubu için hazırlanan rapor.

Resmi Gazete 10/03/2015 tarih, 29291 sayı, Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği'nde Değişiklik Yapılması Hakkında Yönetmelik.

Resmi Gazete 21/09/2017 tarih, 30187 sayı, Maden Yönetmeliği Birinci Kısım.

Sökmen, M.E., (2016); "Yeraltı Madenlerinde Personel Takip ve Haberleşme Sistemlerinin İncelenmesi", T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, İş Sağlığı ve Güvenliği Genel Müdürlüğü, Ankara.

T.C. Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, (2016); "Yeraltı Kömür Madenlerinde Sağlık ve Güvenlik", Genel Yayın No: 47, ILO Uygulama Kılavuzu, Sy. 18, 3.3.5, c- bendi, ISBN 978-975-455-257-7 nolu kitap, Ankara.

Torun, M., (2008); "Madenlerde Arama ve Kurtarma Raporu", Maden Mühendisleri Odası, Ankara.

"TTK Armutçuk ve Üzülmez Taşkömürü İşletme Müesseseleri, Madenci Başlambası ve Takip Sistemi, Teknik Şartnamesi", (2010). www.taskomuru.gov.tr/file/sartnameler/e-96.pdf.

Tuncay, H. S. (2017); "İş Kanunu, İş Sağlığı ve Güvenliği Kanununun Madencilik Sektöründeki Uygulamaları", T. C. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı, Maden İşleri Genel Müdürlüğü, Daimi Nezaretçi Eğitimleri Kitabı, Ankara.

Türkoral, T., Tamer, Ö., Yetiş, S., İnanç, E. ve Çetin, L. (2017). Alinan İşaret Güç Göstergesi (RSSI) Metriği Kullanılarak Kapalı Alan Mesafe Kestirimi. *(Short Range Indoor Distance Estimation by Using RSSI Metric*) *IU-JEEE Vol. 17(2)*, (2017), 3295-3302.

ULTIMATE PIT SIZE SELECTION, WHERE IS THE OPTIMUM POINT?

A. Ebrahimi

Principal Consultant, SRK Consulting Inc. (Canada)
(aebrahimi@srk.com)

ABSTRACT

A major step in mine planning and design is to define ultimate expansion of the mine called final or ultimate pit. When it comes to final pit selection there are usually more than one option to choose from. Most deposits support a range of sizes of pits that all are technically mineable and economically profitable. The size of final pit greatly affects other aspects of project such as life of mine, capital requirement, scale of operation, equipment size, profitability and resource utilization. Pit size selection is technically, financially and socially a complex, multivariable function. Due to contradicting factors, this process often becomes complex and turns into a decision-making paradox. Therefore, to reduce the risk and to make sure that all aspects are fulfilled, a holistic approach should be adopted in the analysis. It is important to understand the conditions and consequence of choosing different sizes of pits.

Companies often target the highest net present value (NPV) when planning for a mining project. When this is the case, long-term/low production rate projects cannot compete with short-term/high production rate projects. This is due to the time value of money, reflected by the project's discount rate. However, NPV is not the only way to evaluate projects. There are some influential factors that are difficult to quantify such as; the outlook of commodity prices and interests of communities and other stakeholders.

By using few examples, the author demonstrates the challenges that many mining projects are facing to select the right final pit.

INTRODUCTION

For a mining project the final pit defines the ultimate expansion of the mine. It contains the total ore for life of mine that essentially determines the value of the mine. The reserve inventory in this pit will be subject to a production schedule.

Often the result of pit optimization is a series of mineable pit shells that are all positive in value. Technically every one of those positive pits can be considered as the final pit. The art of mine design and pit size selection is to match the company's conditions (constraints) with the proper pit size.

This paper discusses the subject of pit size selection and tries to show the complexity of the matter. It lists the constraints that must be taken in account when selecting the final pit.

CONFLICTING TARGETS/GOALS

What are the criteria in final pit size selection? Total contained metal, life of mine, capital requirements or NPV?

In most projects' investors target a fast track production scenario with shortest pay back and highest possible NPV. While this is the goal for mining companies the local communities and sometimes government agencies are looking for sustainable projects such as long-lasting projects. Long term projects provide stable job market and steady income for communities. Environmental groups also are interested on slow pace projects where the environmental impact can be controlled and managed. These are conflicting goals.

Transparent conversations, discussions and detailed technical studies can find a common ground for parties with different goals in mind. Before initiating a program for pit size evaluation, it is important to make sure that interests of all stakeholders are taken care of by setting up proper and relevant scenarios. The combination of different goals and relevant constraints form a series of scenarios for analysis.

It is obvious that scenarios considered for this type of analysis must be first technically and economically viable (executable).

CONSTRAINING FACTORS

The limiting factors for extracting value from a deposit also contribute in final pit size selection. The most important factors that should be considered in pit size selection are listed below:

1. Size of resource
2. Initial capital requirement
3. Cash flow and payback period
4. Operational considerations include but not limited to:

    a. Feasibility of potential underground operation
    b. Production scheduling and pushback selection
    c. Maximum number of diggers in the pit
    d. Maximum mining rate
    e. Space available for waste dump

5. Supplies: water and power
6. Human resources for both operators and maintenance
7. Mining equipment: used versus new,
8. Contractor versus owner operated mine
9. Transportation, bottle necks for both supplies and products
10. Prices and market conditions including off site costs
11. Community's interests versus corporate interests
12. Local conditions including political risks and securities
13. Infrastructure

Discussing the long list of items influencing the pit size selection is beyond the limit of this paper. A few of the most important operational items are discussed in this paper.

Expansion Opportunities

When a deposit is big enough that it can support a mine life of beyond 20 years using a reasonable milling rate, then the whole story about pit size selection will change. For these types of deposits, an interim pit size that can support a mine life of 20 years or so can be considered as the final pit with an opportunity for expansion. The expansion project can be considered later when the mine is in operation by reevaluating the conditions at that time.

The best way to size a pit for large deposits is to match it with the initial capital available (manageable for enterprise) while keeping the doors open for potential expansion.

Production rate plays a big role in pit size selection particularly for large deposits. Taylor (1991) has suggested that there is a relation between the production rate and total tonnages of mineral reserve. This relation can be used for initial trade-offs and scenario evaluations.

Compared to small or medium sized deposits, there are more milling rate options to choose from for larger deposits. If the initial capital is not the limiting factor usually the highest production rate tends to be selected. This is simply because, greater cash flow generated by higher production rates produces higher NPVs.

In addition to the limits for initial capital, the market saturation should also be a concern for high production rate projects. A detailed market analysis needs to be done to determine the position of the new mine in global markets.

General site layouts including waste dumps must be planned so that the cost of potential expansion is minimized. For example, any in-pit waste dump should consider the geometry of potential expansions.

Underground Operation and Crossover Pit

In some cases, switching to an underground mining method may become more profitable due to high strip ratio of the original open pit mine. If this is the case, then an optimized crossover pit can be designed. As a standalone operation, a crossover pit is sub optimal; however, it considers a more profitable underground operation to achieve a higher overall profit for the project.

For deposits that continue to depth it is recommended to conduct an underground mining study before finalizing the size of open pit. If an underground operation is viable then there is a good chance that the final expansion of open pit will be limited by underground mine.

Major Pushbacks

Pushbacks are considered expansion milestones in open pit projects. Pushback (phase) designs are used to advance cash flow as well as delaying any unnecessary operating costs.

It is important to make sure that the remaining reserve beneath the final pit can be mined practically as a standalone pushback if the conditions change in favor of expansion. It means that the final pit should be adjusted so that the remaining resource stays mineable, should the mine go for a final expansion if the market conditions change.

Mining Rate

In theory and in the best case, a mine should develop pushbacks one at a time toward completion of final pit. However, due to limitations in mining rate and equipment requirements we usually mine more than one pushback at any given time. This is obviously to avoid any interruption in ore production. A mine needs to strip the successive pushbacks as preparation toward next phase of ore production. Logically the consecutive pushbacks are nested and thus they increase in size. Therefore, an increase in mining capacity is required to transit from one phase to another.

Given the increasing mining rates required, ore delivery targets and a limited number of digging units and space available in the pit, there will be a deadline for deciding about the final pit expansion, which if missed, will make it hard to strip waste fast enough, to avoid an interruption in feeding the mill.

Therefore, a decision about final pit size (or next expansion) should be made well in advance to give sufficient time to complete the required stripping.

Another limiting factor about mining rate is safety. Even when equipment availability is not an issue, employing multiple diggers in different benches of a mine in the same section raises safety concerns that eventually reduces the production rate.

Discounted Pit Value Analysis

From a financial perspective and in theory the best case is when a deposit can be mined (in other words, its value can be extracted) instantly at the same time as the investment is made. Obviously, this is not possible due to operational and technical limitations. Therefore, the way a deposit is mined plays a big role in project evaluations. The best production scenario is when we advance mining the most profitable part of a deposit while delaying mining unnecessary waste.

After pit optimization, using a series of production scenarios, it is possible to calculate discounted values of each optimum pit shell. Then analyzing and comparing discounted values of different pit sizes can help to select the best size of a pit tailored to the criteria. This is a good analytical tool that not only helps to select the final pit, it also helps to conduct sensitivity analysis.

Figure 1 shows discounted pit values for a series of pits with different sizes of a small copper project. It is assumed that there are four scenarios of copper prices, $1.86/lb, $2.09/lb, $2.32/lb and $2.90/lb. For each scenario discounted value increases as the pit size increases. However, this trend changes after reaching to a certain pit size where the increase in pit value stops or even decreases. The pit that provides the maximum discounted value is usually a size that generally accepted to be the best size for final pit. In this example the highest pit value is reached in different sizes based on metal prices used for evaluation in each case. The ore mined changes from 10Mt (for $1.86/lb Cu) to 150Mt (for $2.90/lb Cu). Different corporations choose a final pit that fits its long-term perspective of metal prices. These are marked with red dots in Figure 1.

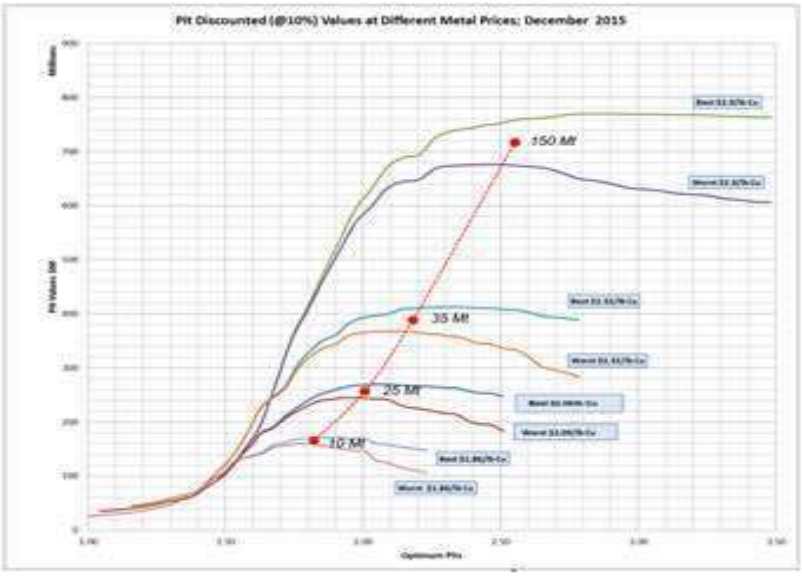


Figure 1. Discounted value for different sizes of pits

This type of analysis also clearly shows the effect of discount rate on long term projects. The longer the projects (and/or lower the production rates), the higher the effect of discount rate. For example, the value of one million dollars that is earned in 10 years from now is only worth $0.38M today using a 10 percent discount rate. This is worth only $0.15M if the value is generated 20 years from now.

For large projects it is important to understand that cash flows generated beyond year 20 or so has minimum effect on NPV. A more comprehensive and inclusive type of analysis must be done to understand the real values, costs and risks of project beyond year 20.

Strategic Mine Planning and Scenario Analysis

Strategic mine planning (SMP) is a technique that can help in the process of final pit selection. Once enough information is collected, different production scenarios can be set and simulated so that possible outcomes can be explored. SMP highlights the strengths and weaknesses of the project and provides practical advice for improvement. To be effective, SMP needs a thorough analysis of not only the mineral resources, but also of the company's core business and values, therefore, it requires input and comments with expertise from different fields particularly directors. Figure 2 shows an example of the set up for an SMP for a gold mine. In this study, there are three variables: milling rate, gold price and resource model are evaluated. Three different milling rates (4.0Mt/year, 5.0Mt/year and 5.5Mt/year) and two different gold prices ($1,100/oz and $1,200/oz) are considered. Lastly, the effect of including inferred resources has been investigated. This last item of study can justify the potential investment for additional exploration.

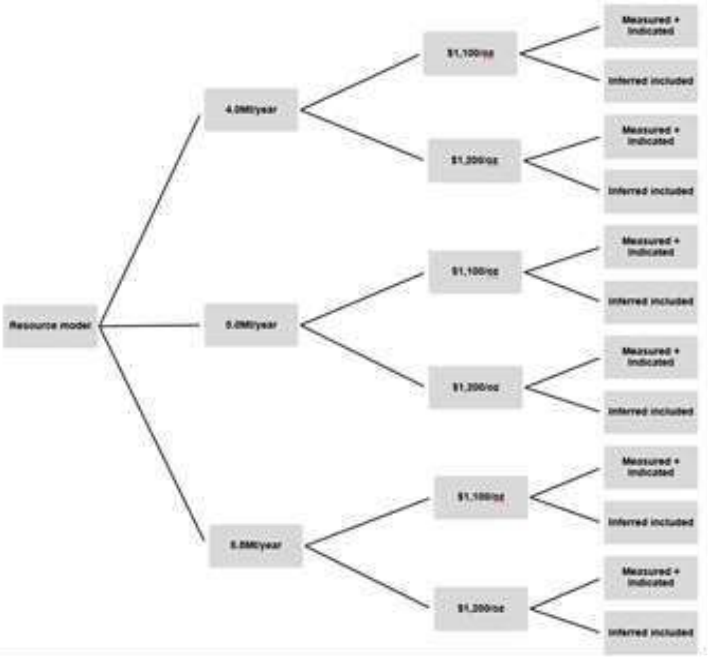


Figure 2. Strategic Mine Planning, Scenario Analysis

Case Studies

Cases used in this paper are based on real life deposits and projects however, to protect sensitive information, they have been modified.

Project A is based on a small precious metal deposit in South America. This is the case for a satellite pit that is planned to supplement the existing operation. The deposit is situated in a mountainous region where the orebody stretches from a steep hill side to the plains of a valley. Due to the topography and shape of the orebody, the strip ratio quickly increases for larger pits.

Figure 3 shows the results of pit optimization. The results identified two different domains for pit sizes. The small pits range between 20Mt to 40Mt and the large pits range from 40Mt to 70Mt. The pits stay in the valley and resist climbing the cliff until a certain price when the pits increase in size dramatically.

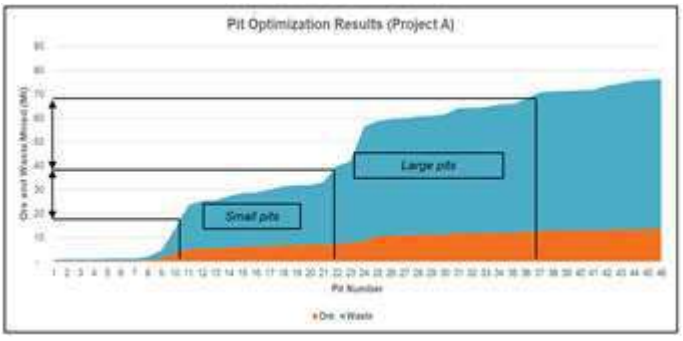


Figure 3. Ore and waste mined for Project A

Discounted pit values for each pit has been calculated and results are shown in Figure 3. The NPV for small pit is about $215M. This is calculated to be $225M for large pit. The difference between two sizes are within the margin of error of the calculation therefore economically there is no meaningful

difference between them. The company selected the larger pit to secure a supply of ore to its existing mill for longer period of time (12 years versus 6 years).

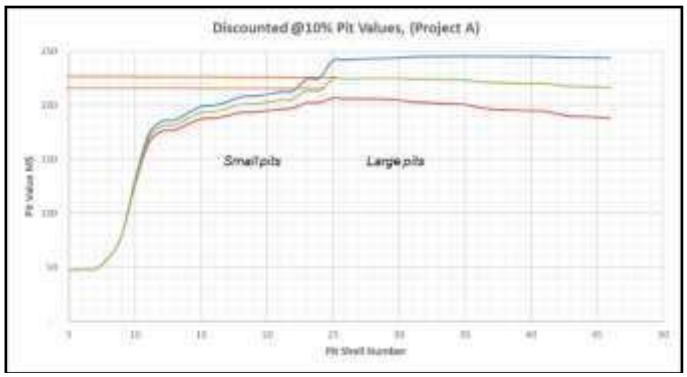


Figure 4. Discounted pit values for Project A

The risk of choosing larger pit is that if the metal price drops, the cost of purchasing the larger mining fleet as well as the cost of pushbacks will become unnecessary and wasted. However, due to the access road for the larger pit and the pushback requirements if the larger pit is not started early enough there will be an interruption in ore supply after finishing the small pit phases. This is particularly important if the price stays at the same level as today or improves.

Project B is a base metal deposit in Africa. The deposit is situated in relatively flat ground and orebody is dipping 80 degrees to depth. Pit optimization shows a steady increase in strip ratio as the pit gets bigger while the value of deposit increases due to higher grades and a wider orebody at depth.

The results of pit optimizations show no sudden change in size due to the price. That means there is a balance between increasing value of material mined and the cost of higher strip ratio as pit gets larger.

Figure 5 shows the tonnes of ore and waste for different revenue factors. The amount of waste mined per unit of ore increases dramatically for larger pits.

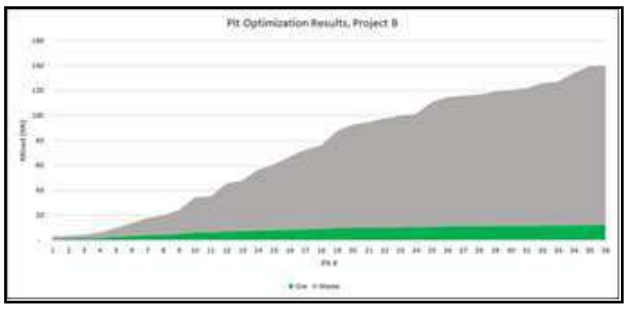


Figure 5. Ore and waste mined for Project B

Because of the steady growth of strip ratio with no sudden jump there is no clear limit to distinguish between small or large pits. The mill and infrastructure are already built and in operation. The major sustaining capital is related to mining equipment and expansion of tailing facilities.

Figure 5 shows the results of cash flow analysis for different sizes of optimum pits. The Y axis is discounted cash flow and X axis is the pit size. The three graphs show the minimum, maximum and average range of discounted pit values. The value increases up to pit 25 and after that the total value doesn't change with increasing the size of pit. This is mainly due to a) higher strip ratio and b) the effect

of discount rate. Sustaining capital has not been included in this graph; therefore, the capital requirements necessary for larger pits will reduce the pit value after pit 25.

Larger pits add a minimum of 2 years and possibly up to 5 years to the life of mine; however, they require purchasing new and larger mining equipment. Owners of this project decided to choose smaller pits to avoid spending any additional sustaining capital. They also believed that smaller pits pose lower operational risk, particularly in terms of operating cost control.

The risk of selecting smaller pit as the final pit is that future expansion for a larger pit will become extremely difficult and there will be a risk of an interruption in ore supply if the company changes its mind and chooses to go for a larger pit in the future.

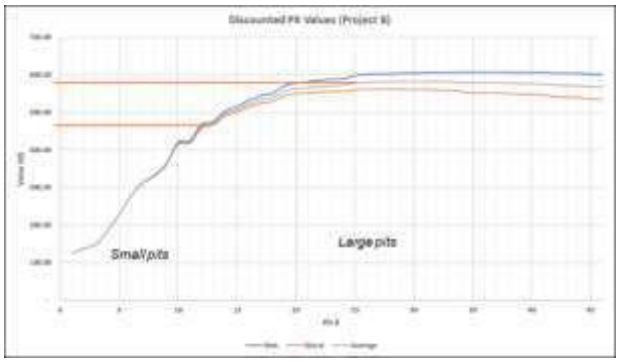


Figure 6. Discounted pit values for Project B

CONCLUSION

There is no common solution that can be adopted by industry to address the pit size selection paradox. Every project must be looked at in its own context. Technical items should be studied first, and if okay, then other items such as economics, environmental and social parameters are discussed. This is to avoid any hot topics that may hurt a business by pursuing pit sizes that have no technical merit. Strategic mine planning is an analytical tool that can help for many aspects of mine design including pit size selection therefore it is recommended.

For pit size selection the approach for greenfield projects may differ from the approach we take to analyze the situation for an operating mine where an expansion is being evaluated.

ACKNOWLEDGMENT

Author acknowledges the time and efforts Grant Carlson, P.Eng. put to review the paper. SRK consulting's support to develop this paper is also highly appreciated.

REFERENCES

W.Hustrulid and M. Kuchta, 2006, Open pit Mine Planning & Design, pages 493-494.

USING FAULT TREE ANALYSIS TO FOCUS MISFIRING AT OPEN PIT MINES BLASTING OPERATION

E. Moosavi[1,*], A. Golzadeh[1]

[1] *Department of Mining Engineering, South Tehran Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran*
(*Corresponding author: Se.Moosavi@yahoo.com; Se_Moosavi@azad.ac.ir)

ABSTRACT

Occurrence of misfiring, is a result of a defect in design or part of the operation of open pit mine blasting system. Occupational accidents due to misfires during loading, transport or even on the concentration factory would be catastrophic. This study emphasized the importance of the issue, to review existing strategies in this regard addressed and suggestions for reducing the risks and injuries caused by misfires and safety compliance operations dealing with this phenomenon. Fault tree analysis is a systematic safety analysis tool that proceeds deductively from the occurrence of an undesired event to the identification of the root causes of that event. The analysis identified basic and intermediate events that led to the misfiring of open pit mines blasting operation and graphically depicted the interrelationship between these various subordinate events as well as the various chain of events leading up to the primary event. Even though the assigned probabilities for each root cause may be somewhat subjective, the outcome provides insight into which cut sets or combination of events are more likely to cause the top fault event.

Keywords: Misfire, blasting, explosive, fault tree analysis, open pit mining.

INTRODUCTION

One of the most dangerous items in mining operation is unexploded hole after a blasting operation. Misfire means the complete or partial failure of a blasting charge to explode as planned. The explosive that remain in the ground or in the muck pile might be triggered by any mechanical effect during the digging, milling or crushing stages of the mining process, causing injuries or fatalities to blasters or operators (Lopez, 1995). According to statistics, as well as the report of the producing explosive companies, a significant number of accidents have resulted in deaths and injuries due to the blast of misfiring holes annually. According to the Department of Mines and Natural Resources of the State of Queensland-Australia in 2015, 529 reported explosives accounted for 337 cases (about 63%) related to misfires. In addition to the safety category, misfires will also have an impact on mining costs. The rising numbers of misfiring holes, indicate a special focus, and the identification of their causes and efforts to reduce their occurrence. Accidents caused by misfires, the need to find out the causes of it, and find practical solutions to reduce its likelihood of occurrence. Preventing people from entering the site, stopping drilling operations, loading, working very difficult and complicated operations of neutralization and blasting of unexploded areas, will cost a lot of time and waste to the mining and processing complex. In this regard, the best and most effective solution to reduce the risk of misfires is to accurately identify the causes and to prevent its occurrence in blasting operations. Because of no evidence of accountability or denial of responsibility, there is rarely recorded and reported, and therefore the statistics provided are somewhat inaccurate. In order to remove this limitation, is a questionnaire based on the expert opinion prepared for this purpose and its results are used in risk assessment methods such as Fault Tree Analysis (FTA) and practical solutions to reduce the risk of incidents due to misfires in open pit mines.

RESEEARCH BACKGROUND

Some investigations have been carried out on the investigation of accidents caused by explosives, such as the investigations of Grechkovskii (1975), which investigated the effects of various factors on the misfires in a short-delayed blasting. Zhou et al. Used risk assessment methods and especially the Fault Tree Analysis method to investigate the dangers of mining explosion in mining operations, and presented effective factors in relation to each other. Seccatore et al. (2013), In risk assessment the results of the explosion operations in the Queensland Mines Australia, from 2005 to 2009, examined the causes of the incidents and their proportions. This research has been conducted to investigate and improve the blasting pattern in mines in order to prevent explosion complications such as fly rock and ground vibration, air blast and explosions fume and gases. In some guidelines of explosives manufacturing plants, solutions have been developed for neutralization of explosives by water and the extraction of unexploded hole or drilling another blast hole near it and exploded (Austin blaster's guide, 2002); but such operations, despite the dangers such as the impact of drilling operations on the hole containing active explosives, as well as the risk of deviation of the drill and hit the explosives, are usually carried out with high and unacceptable risks and the likelihood of disastrous accidents. However, in most of these researches, much attention was not paid to the misfiring and the causes and means of preventing it occurred.

CASE STUDY IN CHADORMALOO IRON ORE BLASTING OPERATION

In order to carry out a case study, Chadormaloo Iron ore mine, one of the largest Iron ore mines in central of Iran, was selected as a sample, and the statistics and data on the explosion operations were investigated to determine the effects of system variables and their changes to determine their potential effects. In 2016, as the course of the study, from the total 438 blasting operations occurred in the Chadormaloo mine, 321 cases were done with detonation cord system (cordtex) and 117 cases with nonel systems. In this mine, about one out of every 17 blasting operations occurred in a misfire (about 5.7%). The frequency of the causes of the failure to make a misfire in blasting with detonation cord system (cordtex) and nonel system are illustrated in Table 1.

Table 1. Frequency of causes of misfires in Chadormaloo mine with cordtex and nonel system

Blasting system	Blasting No.	Misfires	Unknown causes	Failure in primer	Dislocation column	Failure in wiring & connectors	Water Contact	Breakdown of the path	Quality of explosives	Failure in initiators
Cordtex	321	19	2	5	1	2	2	1	4	2
Nonel	117	6	1	0	0	2	0	0	2	1
total	438	25	3	5	1	4	2	1	6	3
%	100	5.7	12	20	4	16	8	4	24	12

Comparison of the numbers and causes of misfire holes in the nonel system and the cordtex system is significant.

METHODOLOGY

This study is essentially descriptive and has been surveyed and its statistical population is experts and mining engineers with experience of 5 years or more in open pit mines in Iran. The defect state for system components is determined on the assumption that there is only one defect state and the other components are operating in the normal state. The importance of each of these factors and its impact, that resulted in failure was carried out with the advice of experts and then has been analyzed. At first, experts were assigned according to the level of education and work experience in open pit mines. The first questionnaire and then the binomial comparison questionnaire with AHP approach were distributed among experts. 36 specialists responded to the questionnaire and the results of the questionnaire and expert opinions were modeled using Fuzzy Hierarchy Analytic Technique (FAHP) by Chang improved method (Chang, 1996). By grouping the criteria and sub-criteria, the weight of each of them was determined in biennial comparisons. Using these results, along with Fault Tree Analysis (FTA), the probability of an event occurring in each tree branch of the error tree was determined. Finally, the probability of the whole event resulted in an incident. With prioritization of risk, the highest probability of error in each of the investigated factors was determined. For each of the risk factors, corrective measures and their degree of risk preference were identified.

RESULTS

The results of expert opinion regarding the cause of misfires indicate that the most important causes are grouped in five main groups.

- Breakdown of the explosion path, including the lack of proper connections, the blasting wires, the discontinuation of the explosion to the detonators, the cut off of the explosion during the charging, the human error in closing the circuit.
- Defects in the design of the blasting block including the large size of the block, the critical diameter of the hole, the impact of the explosion on the next rows and the dislocation of the column and the inappropriate delay between the rows.
- Defective in explosive equipment such as a failure of the explosion initiator system, defect in the receiver of the nonel system, electrical leakage.
- Defects in the quality of explosives such as detonators, primer and the quality of the explosive.
- Environmental factors such as high degree of heat and cold, prolongation of charging, water contact and premature explosion due to static electricity and lightning.

The data analysis was performed using the results of the Fuzzy Analytical Hierarchy Process (FAHP) with Chang Improved Method. The results of the main criteria weight and the weight of the sub-criteria are analyzed. The weight gain of the main criteria in the weight of each sub-criterion is the overall weight of the sub-criteria (Table 2).

FTA was invented in 1961 in Bell Laboratories by H.A. Watson, with the support of M. A. Mearns. The intention behind this invention was to help in the design of US Air Force's Minuteman missile system. The approach was successfully used by David Haasl from the Boeing Company to analyse the whole system. Several papers on fault tree analysis were presented at the first System Safety Conference in 1965 (Ericson, 1999). In fault trees, the logical connections between faults and their causes are represented graphically. FTA is deductive in nature meaning that the analysis starts with a top event (a system failure) and works backwards from the top of the tree towards the leaves of the tree to determine the root causes of the top event. The results of the analysis show how different components failures or certain environmental conditions can combine together to cause the system failure. After construction of a fault tree, the analyses are carried out in two levels: a qualitative level and a quantitative level. Qualitative analysis is usually performed by reducing fault trees to minimal cut

sets, which are a disjoint sum of products consisting of the smallest combinations of basic events that are necessary and sufficient to cause the top event. In quantitative analysis, the probability of the occurrence of the top event and other quantitative reliability indexes such as importance measures are mathematically calculated, given the failure rate or probability of individual system component. The results of quantitative analysis give analysts an indication about system reliability and also help to determine which components or parts of the system are more critical so analysts can put more emphasis on the critical components or parts by taking necessary steps, e.g., including redundant components in the system model.

The FTA model is used to determine the root causes of misfire holes. Fault tree analysis maps the relationship between faults, subsystems, and redundant safety design elements by creating a logic diagram of the overall system. The relationship between these components with the AND symbol means the need to occur simultaneously, and OR symbol means the separate occurrence of these factors. Then we can examine the results quantitatively or qualitatively. This means that either alone or by interfering with other causes can trigger the misfire, the OR mode is called and indicated by the OR mode is called and indicated by the OR sign and its probability is calculated from equation (1) (Rausand, 2004).

$$\mathrm{P}\,(\mathrm{A\ or\ B}) = \mathrm{P}\,(\mathrm{A} \cup \mathrm{B}) = \mathrm{P}(\mathrm{A}) + \mathrm{P}(\mathrm{B}) - \mathrm{P}\,(\mathrm{A} \cap \mathrm{B}) \quad (1)$$

Using expert opinion, it is proposed to group each of the causes and calculate the weight of the group and determine the root factors using the Fault Tree Analysis diagram. If the criteria and the main factors cover almost all the causes, then their weight can be considered equivalent to probability. Table 3 shows the probability assigned to each of the causes. In the Fault Tree Analysis model (FTA), the causes of the misfire holes grouped in two main areas of human errors and unsafe conditions. Fig. 1 shows the graph of the Fault Tree Analysis model.

Table 2. The overall weight of sub-criteria in Fuzzy Analytical Hierarchy Process (FAHP)

Priority	Sub-Criteria	Weight
1	Human error and lack of adequate training	0.165059
2	Defective of initiating system	0.097528
3	The lack of proper connection of wires, cords and primers	0.096030
4	Large size of blasting block	0.084253
5	Breakdown of detonating cord	0.074522
6	The effect on the next rows and the Dislocation of column	0.066051
7	Disconnect the attachment wire when charging	0.054839
8	Inappropriate delay between the blasting rows	0.050259
9	Low quality of primer	0.051803
10	Defective of Nonel system and connectors	0.048623
11	Electrical leakage	0.043652
12	Interrupting the patht due to the blasting pattern	0.028148
13	Low quality of detonator	0.028951
14	prolongation of blast time	0.024283
15	the critical diameter of the hole	0.023815
16	water contact	0.019865
17	Physical factors and extreme heat and cold	0.012352
18	Low quality of explosive	0.011393
19	Premature explosion due to static electricity and lightning	0.008563

Table 3. The general probability of root causes derived from Fault Tree Analysis model (FTA)

Priority	Criteria	Weight	Root causes	Probability
1	Breakdown of the explosion path	0.4286	Human factors and errors	0.65298
2	Defects in the design of the blasting block	0.22438		
3	Defective in explosive equipment	0.18980	Unsafe conditions, environmental factors and equipment	0.34702
4	Defects in the quality of explosives	0.09215		
5	Environmental factors	0.06507		

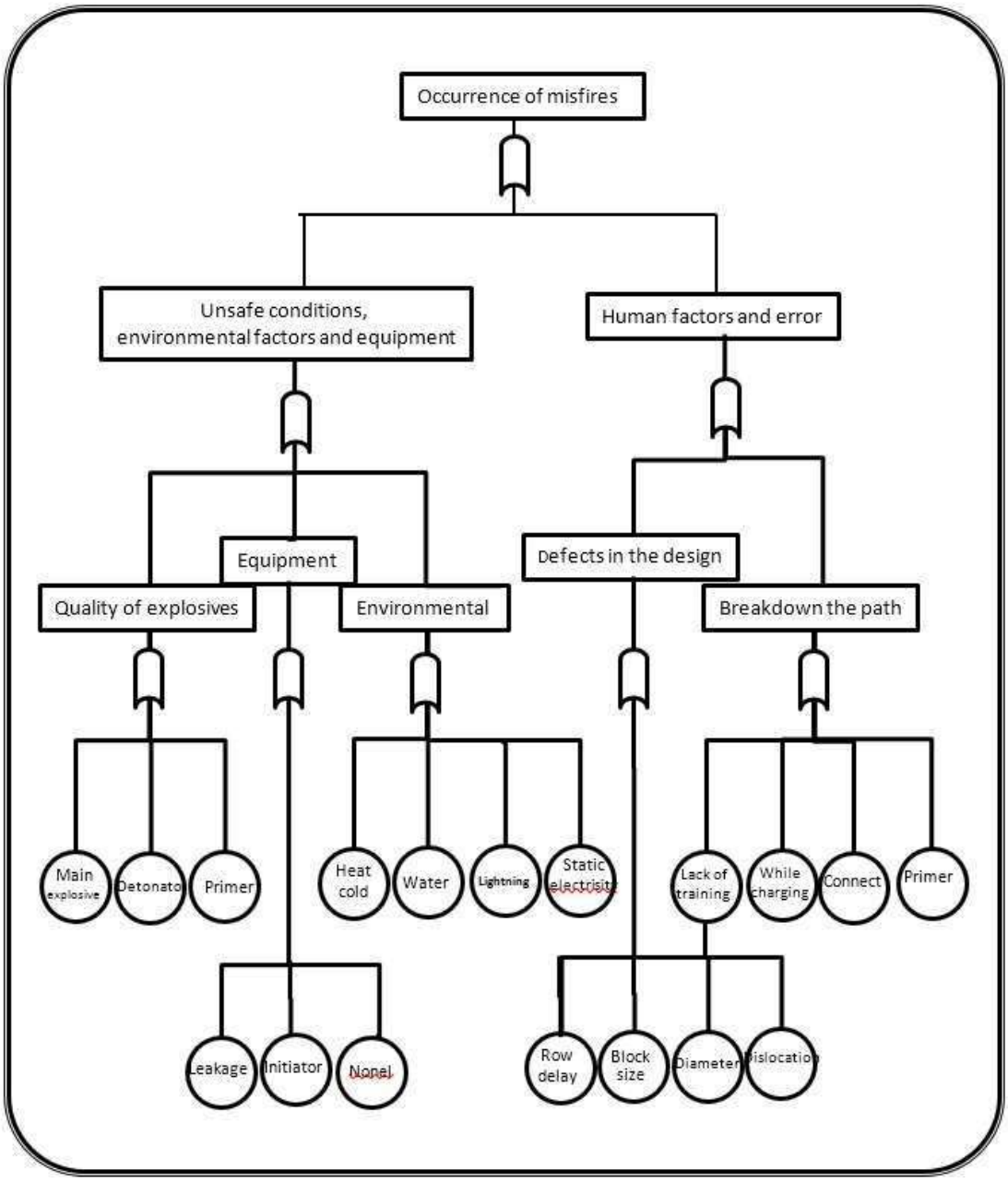


Figure 1. Characteristics of the root causes of the misfire occurrence by Fault Tree Analysis (FTA)

CONCLUSIONS

Analytical results show that the causes in the group of human factors and human error can, in aggregate, cause a higher risk by 0.65 than the causes of the unsafe condition group. According to the experts in the human error group, the breakdown of the explosion path, by 0.42 can be considered as the most important factor in the occurrence of misfire hole. Reduction of risk and corrective actions is impossible without recognizing the causes of the failure to act, and to detect the occurrence of a misfire is a critical part of the mine blast operation, and even more important in order to prevent its occurrence and repetition. In order to prevent misfire, it can be emphasized to prevent the breakdown of the explosion path, the use of skilled and trained personnel as an operator of the blast operation. Also, special monitoring and control was carried out to ensure that there was no discontinuity due to unobstructed or cut off path caused by mechanical objects with wires and cords in the explosion circuit. The impact of the explosion on the discontinuities can cause the cut off of the energy path. In the design stage, anticipation of discontinuities and faults alignment in relation to extractive benches is very important to prevent the movement of the earth's layers and dislocation of the column. In order to prevent interruptions due to the large size of the block, the blasting design should use the appropriate delay between the rows and the appropriate blasting pattern.

RECOMMENDATIONS

To eliminate the circuit breakdown problem due to vibration and interruption of the circuit inside the hole, it is recommended to use the nonel blasting system that has a latency system at the end of the hole. Also, to use two primers in each primer or two primers per hole. In order to prevent the failure of the initiation system and the exploder apparatus, ensure the generation of required power at the time of explosion, by regular and continuous calibration and control of the device. In order to prevent leakage in the electrical method, the location of the connections in the explosion circuit completely covered and isolated. In order to ensure the quality of the detonators, purchases should be monitored more closely to improve the quality of the products, and to use the same brand of a factory plant in one blast operation. To avoid water contact with sensitive explosives, ensure about the dryness of the hole before use, or use waterproof cartridge coatings. In case of longitude of blasting operation, the use of water-resistant explosives (gelatinous explosives, emulsions and slurries) will reduce the risk of misfires. In addition to reporting the misfires to relevant authorities, relevant information and statistics must be recorded and maintained at a special office in the mine, so that it can be recaptured if it is reinstated, and in later investigations by insurance companies and the judiciary, it will help to ensure the integrity of the explosion team. The recording of drilling data and accurate reporting of the type, size and direction of the layers can help the blasting team in the neutralization of misfire holes. However, the research constraints caused problems in gathering accurate information; the results of the research, compared to the actual reports and statistics from the Chadormaloo Iron ore mine, in many cases is approved.

REFERENCES

Austin blaster’s guide, (2002). a resource for the explosives and blasting industry, Austin Powder Company, Inc.

Chang, D. (1996). Applications of the extent analysis method on fuzzy AHP. *European Journal of Operational Research*, 95(3), 649-655.

Ericson, C.A. (1999). Fault Tree Analysis – a history. In Proceedings of the 17th International System Safety Conference, 1–9.

Grechkovskii, B.F. (1975). Reducing the probability of misfire in short delay blasting. Komsomolsk ore administration, translated from ogneupory, 2, 20-32.

Lopez, C., Lopez E. (1995). Drilling and blasting of rocks. Taylor & Francis Group, 408.
Rausand, M. (2004). Fault Tree Analysis. RAMS Group Department of Production and Engineering NTNU (Version 0.1), Chapters 3 and 4.
Seccatore, J., Origliasso, C., Tomi, G.D. (2013). Assessing a risk analysis methodology for rock blasting operation in Mines. New Trends, Taylor & Francis Group, London, 51.
State of Queensland, (2015). Explosives incidents and complaints, Department of Natural Resources and Mines, 3.

UZUN GALERİLERİN TALİ HAVALANDIRILMASI: POLYAK EYNEZ ÜRETİM DESANDRESİ ÖRNEĞİ

AUXILIARY VENTILATION FOR LONG DRIVAGES: EXAMPLE OF POLYAK EYNEZ DECLINE

E. Kahraman[1,*], C. Ersoy[1], E. Küçükali[1], Ç. Koçak[1]

[1]Polyak Eynez Enerji Üretim Madencilik San. ve Tic. A.Ş..
(*Sorumlu yazar:erginkahraman@yahoo.com)

ÖZET

Nakliyat, havalandırma ve acil durumlar açısından çeşitli dezavantajları olmasına rağmen, uzun galeri kazısı çeşitli nedenlerle tercih edilebilmektedir. Tali havalandırılan uzun galerilere havanın istenen miktarda ve istenilen kalitede iletilebilmesi, madencilik operasyonlarının güvenli ve verimli yürütümü için oldukça önemli bir husustur. Bu yüzden, uzun galeri havalandırması daha zor ve daha önem arz eden bir işlemdir.

Çalışma kapsamında, Polyak Eynez Enerji Üretim Madencilik San. ve Tic. A.Ş. Yeraltı Linyit İşletmesinde mekanize kazı yöntemi ile açılan Üretim Desandresi arın bölgesine yeterli havanın iletilmesi için yapılan çalışmalar (tasarım, uygulama ve ölçüm-izleme çalışmaları) incelenmiş ve değerlendirmeler yapılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Tali Havalandırma, Ocak Havalandırması, Kömür Madenciliği, Mekanize Kazı

ABSTRACT

Long roadway excavations can be preferred due to various reasons despite its disadvantages regarding transportation, ventilation and emergency situations. Delivering the air at desired quantity and quality is important in order to ensure a safe and efficient mining operations. Due to these reasons, ventilation of long roadway excavation is more difficult but more important process.

In this context, design, application, monitoring-measurements regarding delivering sufficient air to the Production Decline of Polyak Eynez Enerji Üretim Madencilik San. ve Tic. A.Ş Underground Lignite Mine, which is being excavated by mechanized equipment, are reviewed and evaluated.

Keywords: Auxiliary Ventilation, Mine Ventilation, Coal Mining, Mechanized Excavation

GİRİŞ

Ocak havalandırması, yeraltı madencilik faaliyetlerinin planlamasında göz önünde bulundurulması gereken en önemli çalışmalardan bir tanesidir. Havalandırma hem hazırlık hem de üretim çalışmalarında madencilik operasyonunun güvenlik ve performansını etkileyen önemli faktörlerdendir.

Ocak havalandırma çalışmaları ocak ana havalandırması ve tali havalandırma olmak üzere iki ayrı başlık altında incelenmektedir. Ana hava akımının ulaşamadığı, bir hava geliş bir hava dönüş yolunun bulunmadığı, galeri sürme, kuyu açma ve bazı üretim yöntemlerinde arına yeterli miktarda hava ulaştırma çalışmalarına “tali havalandırma” adı verilmektedir (Önder, 1996).

Tali havalandırmada uzun galeri havalandırması zor konulardan biridir. Galerilerin uzunluğunun artmasına bağlı olarak havalandırma/vantüp hattının uzunluğu artmaktadır. Vantüp hattının uzunluğunun artmasına bağlı olarak sürtünme kayıpları ve lokal yük kayıpları artış göstermektedir. Hatlardaki dönüşlerden kaynaklı şok kayıpları da buna eklenmektedir. Uzun galerilerde istenilen miktar ve kalitede havayı arına iletmek için havalandırmanın tasarımı, uygulanması ve ölçüm-izleme süreçlerinin doğru yönetilmesi gerekmektedir.

Tali havalandırma tasarımı matematiksel analiz yöntemleri ile yapılabildiği gibi bilgisayar yazılımları ile de yapılabilmektedir. Havalandırma tasarımında Ventsim, DuctSIM, VnetPC, VUMA, ClimSIM, Kazemaru, vb. yazılımlar kullanılabilmektedir. Tali havalandırma tasarımında birçok faktör göz önünde bulundurularak tasarım yapılmaktadır. Güncel mevzuata göre galerilere iletilen hava hızının 0,5 m/sn'den daha fazla olması gerekmektedir (Resmi Gazete, 2015).

Tali havalandırmanın uygulanması sürecinde de özellikle lokal yük kayıplarının engellenmesi için hat bakım-onarım çalışmalarının iyi yapılması gerekmektedir. Ocak içinde vantüp hattının geçtiği güzergah göz önünde bulundurularak, diğer ekipmanlarla ilgili (ray hatları, bant konveyör kurulumu, vb.) kurulumlar yapılmalıdır.

Ocağa gönderilen havanın miktarının ve içeriğinin sürekli/periyodik olarak takip edilmesi/izlenmesi gerekmektedir. Çalışma alanına iletilen hava miktarının belirlenmesi için yapılan ocak havalandırma ölçüm sonuçlarının havalandırma simülasyon değerleri ile karşılaştırılması önemli bir husustur. Ocak havasının kalitesinin/içeriğinin kontrolü için sabit gaz izleme sistemi hava hızı sensörleri ve portatif gaz ölçüm cihazları ile takip/izleme ve değerlendirmeler yapılmalıdır.

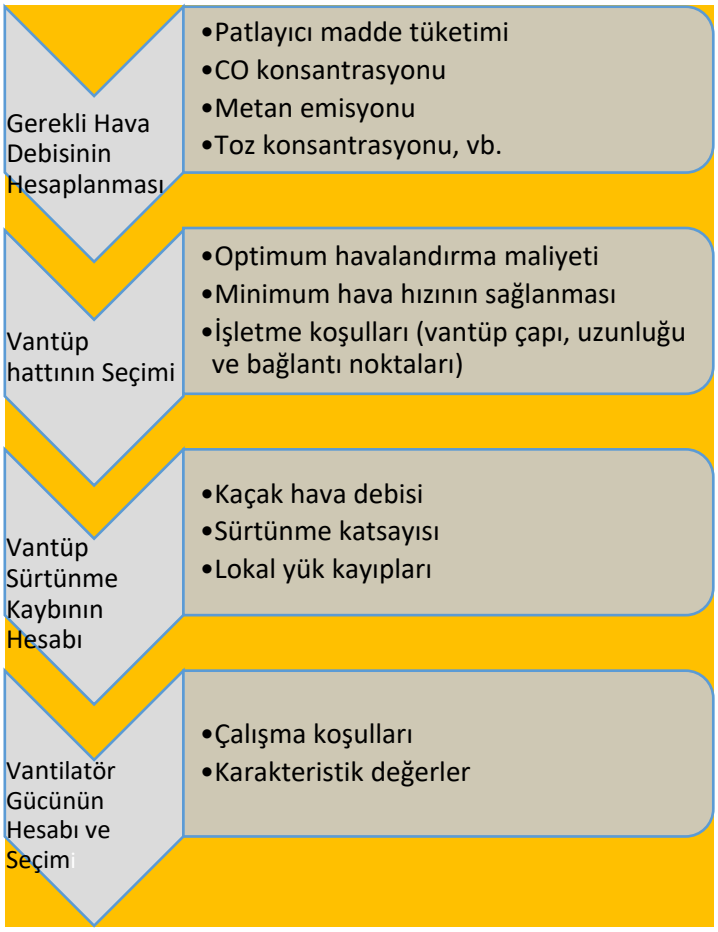
Çalışma kapsamında, Polyak Eynez Enerji Üretim Madencilik San. ve Tic. A.Ş Linyit İşletmesi Üretim Desandresi'nin tali havalandırılması sürecinde planlama/tasarım, uygulama ve ölçüm-izleme süreçleri/çalışmaları kapsamında bilgilendirmeler yapılarak, elde edilen sonuçlar değerlendirilmiştir.

TALİ HAVALANDIRMA SİSTEMLERİ

Tali havalandırma, bir ucu kapalı yolların havalandırması için kullanılan mekanik havalandırma sistemidir. Tali havalandırma; vantilatörler, toz tutma sistemleri, havalandırma boruları (vantüpler) ve bağlantı elemanlarından (kelepçeli, fermuarlı, vb.) oluşmaktadır. Vantilatörler, hava giriş ve çıkış noktaları arasında basınç farkı yaratarak yeraltı hava hareketini sağlayan makinelerdir. Yeraltı madenciliğinde tali havalandırma santrifüj ve aksiyal olmak üzere iki ana tip vantilatör ile sağlanmaktadır (Çevik, 2006). Vantüpler, hava akımının çalışma yerlerine kadar taşınmasını sağlayan özel borulardır. Bunların emici ve üfleyici olmak üzere iki türü mevcuttur. Emici çalışan sistemde kullanılan vantüplerin dış çevresi demir kuşaklarla desteklenmiştir. Belli uzunluktaki vantüpler, vantüp bağlantı elemanları (kelepçe, fermuar, vb.) ile birbirlerine bağlanılarak uzatılmaktadır.

Tali havalandırmada arına iletilmesi gereken hava miktarı belirlenmesinde genellikle çalışan sayısı, formasyonun gaz geliri ve izin verilen gaz limitleri, toz oluşumu, kullanılan patlayıcı madde miktarları, dizel araçların gücü, hava hızı limitleri ve ocak ortamındaki diğer tesisler için gerekli hava miktarı kriterleri göz önünde bulundurularak, yapılan hesaplamalarla belirlenmektedir (Yalçın, 2012).

Tali galerilerin havalandırma projelerinin yapılması için kompleks hesaplamalar gerekmektedir. Tasarımdaki dikkat edilmesi gereken genel hususlar aşağıdaki şekilde özetlenmiştir (Şekil 1)



Şekil 1. Tali havalandırma tasarımında etkili faktörler (Kahraman ve Sığırcı, 2015)

Boru çaplarının belirlenmesinde işletme koşulları (galeri kesiti, galeri uzunluğu, vb.) ve kayıplar etkilidir. Vantüp hatlarının birim uzunlukları da işletme koşulları açısından önemlidir. Vantüp boyları kısa seçilirse; vantüp bağlantı noktalarının sayısı artacak, buna bağlı olarak da lokal yük kayıpları artış gösterecektir. Vantüp boyunun çok uzun seçilmesi durumunda lokal yük kayıpları azalacak, fakat vantüp hattı ile ilgili operasyonel uygulamalarındaki zorluklar artacaktır. Vantüp bağlantı parçalarının da lokal yük kayıpları üzerinde ciddi etkileri bulunmaktadır. Vantüp bağlantılarında kelepçeli bağlantı kullanılarak, lokal yük kayıpları azaltılabilmektedir. Vantüp sürtünme kaybının hesabında, boru hattının sürtünme katsayısı ve kaçak yolların direnç katsayısı referans alınarak, boru hattının 100 metrelik kısmının direnci, debi artış oranı, vb. hesaplamalar yapılmalıdır. Vantüp hattının çapının artırılması ile sürtünme kayıplarının azaltılması mümkün olabilmektedir. Özellikle, uzun galeri havalandırmasında bu kriterin göz önünde bulundurulması gerekmektedir. Sürtünme direnci yanında, vantüp bezinin ağırlık, mukavemet, yüzey yalıtkanlık direnci, alev ilerletmeme ve kendi kendine sönme özelliği, vb tekstil özellikleri de dikkate alınmalıdır.

Vantilatör gücünün hesabı ve karakteristik eğrileri dikkate alınarak vantilatör seçimi, tali havalandırma hesaplarının en önemli aşamasını oluşturmaktadır. Vantilatör seçimi yapılırken karakteristik eğrilerden yararlanılarak arında gerekli havayı minimum maliyetle sağlayabilecek vantilatör seçimi yapılmalıdır (Güyagüler, 1991).

Tali havalandırma sistemlerinin planlanmasının yanında operasyonel süreç de göz önünde bulundurulmalıdır. Vantüp çapının seçimde vantüp hattının zarar görmeden kurulabileceği bir galeri kesiti olup olmadığı, diğer mekanik ekipmanlarının vantüp hattına verebilecekleri zarar verip-

vermeyeceği ve vantüp hattı tamir-bakım işlerinin nasıl gerçekleştirileceği göz önünde bulundurulmalıdır. Galeri içindeki lokal operasyonlardan dolayı (tamir-tarama, vb. çalışmalar) vantüp hattındaki yırtılmalarda (ciddi zararlarda) fanın durdurularak, vantüp parçasının değişimi/tamiri mümkün olabilecektir. Bu durumlarda, ocak ortamındaki gazların ve çalışmanın güvenli yürütümü önemli bir süreçtir.

Arına iletilmesi gereken hava miktarının iletilip iletilmediğinin takibi için periyodik aralıklarla, hat değişimi gibi kritik süreçlerden sonra, vb. durumlarda ocak ortamında hava ölçümü yapılmalıdır. Hava ölçümleri yeraltı gaz izleme sistemine entegre edilmiş hava hızı sensörleri ile sürekli yapılabilmektedir. Bunun yanında, grizulu kömür madenlerinde her 10 günde bir kez olacak şekilde ocak ortamında hava ölçümü yapılması zorunluluktur (Resmi Gazete, 2015). Hava ölçümlerinde elde edilen değerler ile planlama aşamasında simüle edilen değerler sürekli karşılaştırarak süreç yönetilmelidir. Hava miktarının izlenmesinin yanında ocak havasındaki gazların konsantrasyonları izlenmelidir. Bu kapsamda sabit gaz izleme sensörleri ile yerüstünden ocak havasının sürekli izlenmesi zorunludur. Sensörlerin hem doğru ölçüm yapıp yapmadığının teyiti için hem de lokal olarak istenilen her noktadan ölçüm alınabilmesi portatif gaz ölçüm cihazları kullanılmaktadır.

Mekanize sistemle çalışan galerilerde kazı çalışması genellikle kollu galeri açma makineleri ile yapılmaktadır. Makinenin kesici kafası üzerinde toz bastırma spreyleri bulunmaktadır. Ancak, makinenin kazısı sırasında ortama gelen tozun bastırılması için ilave toz bastırma sistemlerine ihtiyaç duyulmaktadır. Toz bastırma sistemleri genellikle galeri açma makinesinin arkasında monoray raylarına asılarak monte edilerek kullanılan bir ekipmandır. Bu ekipman bünyesindeki emici fanla tozlu havayı emerek, içerisindeki dizayn sayesinde tozun bastırılmasını sağlamaktadır. Toz bastırma sisteminin sulu ve kuru tip olmak üzere farklı uygulamaları bulunmaktadır.

POLYAK EYNEZ ENERJİ ÜRETİM MADENCİLİK SAN. VE TİC. A.Ş ÜRETİM DESANDRESİ TALİ HAVALANDIRMASI

İşletme Genel Bilgiler

Polyak Eynez Enerji Üretim Madencilik San. ve Tic. A.Ş Yeraltı Linyit İşletmesi İzmir il merkezine kuş uçuşu 70 km ve Kınık İlçesine yaklaşık 9 km mesafede ve Elmadere Mahallesi'nin yaklaşık 750 metre güneyinde yer almaktadır. Sahada kazı çalışmalarına 2014 yılında başlanmış olup, mevcut durumda hazırlık çalışmalarına devam edilmektedir. Maden ana hazırlık çalışmaları kapsamında yeraltına 3 erişim açıklığı (Üretim Desandresi, Havalandırma Kuyusu ve Servis Kuyusu) planlanmıştır. İşletmede Üretim Desandresi ve Kuyu Bölgesi olmak üzere 2 adet karo sahası bulunmaktadır (Şekil 2).

-14 derece eğimde Üretim Desandresi mevcut durumda 3356 metre uzunluğa sahip olup, kazı çalışmalarına devam edilmektedir. Havalandırma Kuyusu 8 metre net iç çapa sahip 843,7 metre derinlikte ve servis kuyusu 8 metre net iç çapa sahip olacak şekilde 830,3 metre olarak kazı çalışması tamamlanmıştır. Servis kuyusu ve havalandırma kuyusu yeraltından birbiri ile irtibatlandırılmıştır. İşletmede 2019 yılında üretime başlanması hedeflenmekte olup, mevcut durumda hazırlık çalışmalarına devam edilmektedir.

Şekil 2. İşletmenin desandre ve kuyu sahaları

Desandrede ilerleme/kazı çalışmaları Sandvik marka kollu galeri açma makinesi ile yapılmaktadır. Kollu galeri açma makinesi ile kazılan malzeme bant konveyörlere yüklenerek, bant konveyör sistemi ile yerüstüne nakledilmektedir. Bant konveyörlerde otomatik yangın söndürme sistemi mevcuttur. Bant konveyörler ile yerüstüne çıkarılan pasa malzemesi kamyonlar ile döküm sahasına nakledilmektedir.

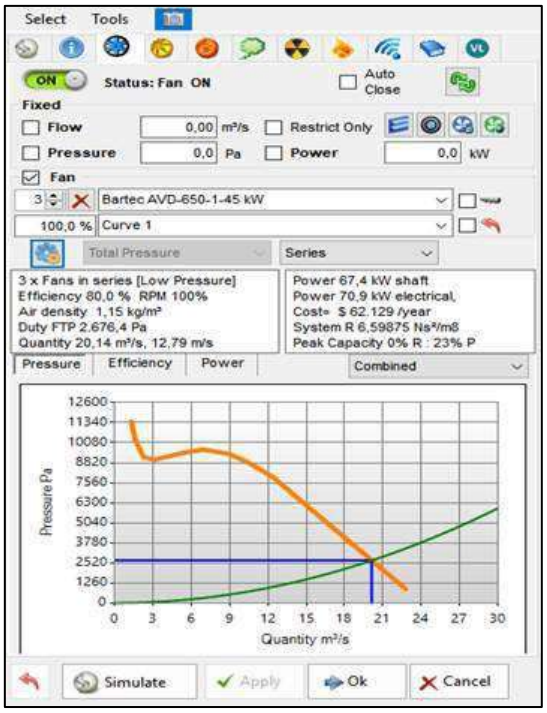
Arın tahkimatında kazı sonrası açılan kısma önce püskürtme beton uygulaması, takiben halat saplama uygulaması yapılmaktadır. Daha sonra, TH geçmeli bağlarla-hasır tel ve fırça uygulaması ile tahkimata devam etmektedir. Bu işlemi takiben bağlar üzerine shot-crete (püskürtme beton) uygulaması yapılmaktadır. Galeri tabanına da kavisli demir bağ bağlanarak, tabana beton atılması suretiyle tahkimat işlemi tamamlanmaktadır.

Yeraltı-karo arası insan ve malzeme nakliyat dizel ve bataryalı/elektrikli monoraylar (3 adet) ile gerçekleştirilmektedir. Yeraltında tamir-tarama bölgelerinde gerekli güvenlik donanım ve sertifikalarına sahip mini ekskavatörlü kazıcı yükleyici makineler kullanılmaktadır.

Üretim Desandresi Tali Havalandırma Tasarımı

+214 giriş kotu bulunan Üretim Desandresi yaklaşık 3500 metre uzunluğunda planlanmıştır. Desandrenin uzunluğu (29.12.2018 tarihi itibariyle) 3356 metredir. Desandrenin eğimi genel olarak -14 derecedir. 23,4 m^2 kesitte açılan desandrede 1650.metre ve 3150.metrede olmak üzere iki adet dönüş bulunmaktadır.

İşletmede havalandırma tasarımı hem matematiksel analiz yöntemleri ile hem de bilgisayar yazılımı üzerinden (Ventsim) planlanmıştır (Şekil 3). Ventsim simülasyonlarında hat kayıpları minimum olacak şekilde modele giriş yapılmıştır.



Şekil 3. Ventsim yazılımı tali havalandırma simülasyon verileri

İşletmenin çalıştığı sahanın gaz içeriği ile ilgili olarak İTÜ Maden Mühendisliği Bölümü tarafından yapılan ölçümlerde damarının gaz içeriğinin max. 4,2 m^3/ton olduğu belirtilmiştir (Fişne, 2016). Tasarımlarda bu kriter ve diğer havalandırma tasarım kriterleri göz önünde bulundurulmuştur. Üretim Desandresi Havalandırma tasarımında ve uygunluk değerlendirmelerinde İstanbul Teknik Üniversitesi'nden danışmanlık hizmeti alınmıştır.

Uzun bir anayol galerisi olduğu için lokal yük kayıplarını ve sürtünme kayıplarını azaltabilmek için 1400 mm çapında vantüp kullanılması kararlaştırılmıştır. 1400mm çapta 7165 Pascal basınca dayanıklı antistatik, kendiliğinden sönmeli ve alev ilerletmeyen vantüp kullanımı planlanmıştır. Sürtünme kayıplarını ve lokal yük kayıplarını azaltabilmek için vantüp hattı bağlantı tipi olarak en az lokal yük kaybı sağlayan kelepçeli bağlantı şekli kullanılması kararlaştırılmıştır. Bartec marka 45 kW axial fanların kullanılması kararlaştırılmıştır. Galerinin en uzak noktasının havalandırması göz önünde bulundurulduğunda 3x45 kW üfleyici fanın seri bağlanması durumu kararlaştırılmıştır.

Galeri açma makinesinden kazı sırasında çıkan tozun bastırılması için toz bastırma sistemi kullanılması öngörülmüştür. Galerinin geçtiği formasyonundaki killerin su ile birleşince sorun yaratacağı öngörüsü ile kuru tip toz bastırma sistemi (CFT Marka) kullanılması planlanmıştır.

Tali Havalandırma Uygulaması

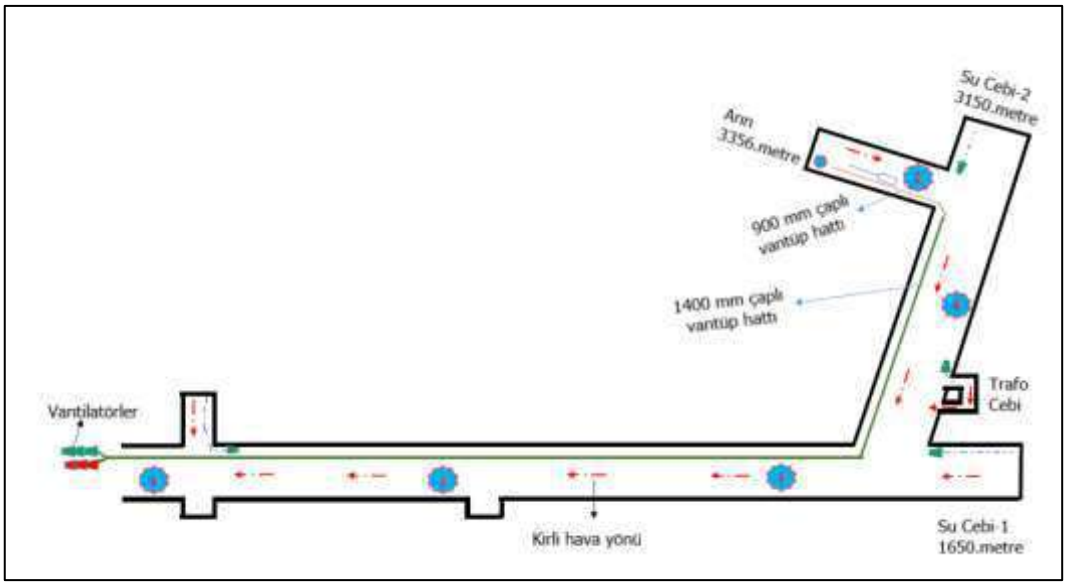
Desandre havalandırmasında 1400.metreye kadar 45 kW gücünde bir vantilatör kullanılmıştır. Yaklaşık 2800. metreye kadar 2x45 kW gücündeki fanların seri bağlı şekilde kullanılmıştır. Mevcut durumda, Üretim Desandresi havalandırmasında 3x45 kW seri bağlı Bartec Marka fanlar kullanılmaktadır (Şekil 4). Bu fanlara 3x45 kW gücünde fanlar yedek olarak bağlanmıştır. Fanların teknik özellikleri Çizelge 1'de verilmiştir. Yedek fanlarla, çalışan fanlar arasında otomatik devreye giren pnömatik klape sistemi bulunmaktadır. Buna ilave olarak, fanlar için bağımsız enerji kaynağı (jeneratör) kurulmuştur. Yedek enerji kaynağı elektrik kesilmesi durumunda otomatik olarak devreye girmektedir. Fanlar frekans konvertörü ile kontrol edilmektedir.

Şekil 4. Üretim desandresi havalandırma ekipmanları (fanlar)

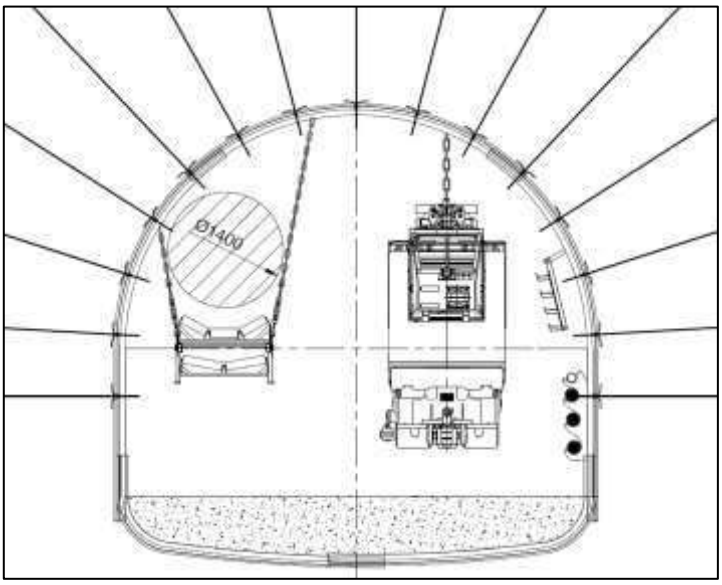
Çizelge 1. Kullanılan fanların teknik özellikleri

Teknik Özellikler	Açıklamalar
Tipi	Axial
Fan Sistemi	Üfleyici
Motor Gücü	45
Çalışma Gerilimi (V)	380
Debi (m^3/sn)	80-22
Çalışma Basıncı (Pa)	3500-600
Hızı (rpm)	150-3000
Vantüp Çıkış Çapı (mm)	1200
ATEX Sertifikasyonu	I M2 Ex de
Susturucu Mevcudiyeti	Mevcut

Havalandırma boruları (vantüpler) olarak çoğunlukla 1400 mm çaplı vantüpler kullanılmıştır. Temiz ve kirli hava yönleri, kullanılan vantüp çapları, vantilatörler ve hava ölçüm istasyonları şematik olarak/ölçeksiz Şekil 5'de verilmiştir. Sadece hattın arına yakın kısımlarında (yaklaşık 50 metre) 1200 ve 900 mm çaplı vantüpler kullanılmaktadır. Galeride vantüp yerleşimini gösterir en-kesit Şekil 6'da verilmiştir.

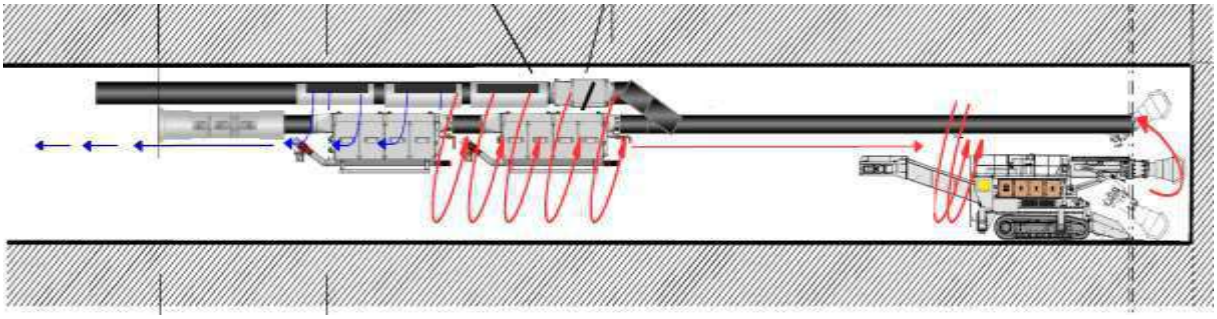


Şekil 5. Tali havalandırmada kullanılan vantüpler, hava yönleri ve hava ölçüm istasyonları



Şekil 6. Vantüp yerleşimi gösterir tipik galeri en-kesit görünüşü

Uygulamada herbiri 20 metre uzunluğunda vantüpler kullanılmıştır. Vantüp bağlantılarında kelepçeli bağlantı kullanılmıştır. 1400 mm çapındaki vantüpler montajı ve uygun şekilde gerdirilmesi için vantüp tavana özel olarak monte edilen halatlara monte edilmiştir. Galeri açma makinesinden çıkan tozun bastırılması için üzerinde 2*50kW gücünde emici fanlar bulunan 650 m^3/dak kapasitesinde CFT marka kuru tip toz bastırma sistemi kullanılmıştır (Şekil 7).



Şekil 7. CFT kuru tip toz bastırma sistemi şematik gösterim

Ölçüm ve İzleme Çalışmaları

Ölçüm ve izleme çalışmaları 3 aşamada ele alınabilir. Bunlar; ocak ortamındaki gazların ve hava miktarının sabit gaz izleme sistemi üzerinden izlenmesi, vantilatörlerin çalışma durumlarının yerüstü kontrol merkezinden izlenmesi ve yeraltında manuel ölçüm (havalı anemometre, portatif gaz ölçüm cihazları, vb.) aletleri ile yapılan ölçüm çalışmalarıdır.

Galeri arınına iletilen hava miktarı el tipi pervaneli anemometre ile en geç 10 günde bir kez olacak şekilde ocakta belirlenmiş hava ölçüm istasyonlarından yapılmıştır (Şekil 3). Anemometre ile ölçümlerde "dolaştırma yöntemi" kullanılmıştır. Ölçüm yapılan hava ölçüm istasyonlarının kesitlerinde herhangi bir değişim olup olmadığı periyodik olarak kontrol edilmiştir. Elde edilen sonuçlarla Ventsim simülasyon verileri sürekli olarak karşılaştırılmıştır (Çizelge 2). Ayrıca, desandre sabit gaz izleme sistemindeki monteli hava hızı sensörlerinden sürekli olarak hava hızı değerleri izlenmiştir.

Çizelge 2. 21.12.2018 tarihli ocak hava ölçüm değeri ve Ventsim simülasyon değerlerinin karşılaştırılması

			Ölçülen Değer		Ventsim Simülasyon Değeri	
İstasyon No	Desadredeki Konumu (m)	Net Kesit (m^2)	Ölçülen Hava hızı (m/sn)	Hava miktarı (m^3/dak)	Hava hızı (m/sn)	Hava miktarı (m^3/dak)
1	200.metre	19,45	1,02	1190	0,98	1138
2	900.metre	21,00	0,82	1033	0,78	983
3	1400.metre	20,00	0,86	1032	0,81	978
4	2650.metre	21,34	0,79	1012	0,65	835
5	3200.metre	22,50	0,52	702	0,58	795

Ocak havasının içeriğinin sürekli izlenmesi için desandreye 5 adet sabit gaz izleme sensör grubu (Trollex) monte edilmiştir. Bu sensörler aracılığıyla yerüstü kontrol merkezinden ve yeraltında sensörler üzerinde sürekli izleme yapılmıştır. Ayrıca, her vardiya iş amirleri üzerinde taşınan portatif gaz ölçüm cihazları aracılığıyla ocak ortamında ölçümler yapılmıştır.

Yerüstü kontrol merkezinde kullanılan WinCC scada üzerinden ocak fanlarının ve yeraltında kullanılan kuru tip toz bastırma sistemi çalışma durumları sürekli izlenmiştir.

SONUÇ VE DEĞERLENDİRMELER

Yapılan ölçüm/izleme çalışmaları ile Üretim Desandresinde mevcut havalandırma sistemi ile 3356.metre mesafede bulunan galeri arınına 0,50 m/sn'nin üzerinde bir hava gönderilmiştir. Herhangi bir havalandırma problemi yaşanmamıştır. Ocak ortamında yapılan ölçümlerle Ventsim yazılımı simülasyon değerleri sürekli karşılaştırılmış ve yakın sonuçlar elde edilmiştir.

Uygulamada 1400 mm çaplı vantüp kullanımının istenilen havayı iletmekte ciddi avantaj sağladığı görülmüştür. Vantüp teknik şartnamesi hazırlanarak bu kriterlere göre tedarik edilen kaliteli vantüpün işletiminde sorun yaşanmamıştır.

Galeride yapılan tamir-tarama çalışmalarında zarar gören vantüp hatlarına hızlı şekilde müdahale edilerek, çalışma alanlarına yeterli miktarda hava gönderilmiştir. Vantüp hattının düzgün ve gergin bir şekilde oluşturulması ve dönüşlerde spiral vantüplerin kullanımı ile düzgün geçişler yapmak, vb. önlemlerle hattaki şok kayıpları minimuma indirilmiştir. Vantüp hattında düzenli olarak hat kontrolü yapılarak, hava kaçakları engellenmiştir.

Taşıma kolaylığı, vantüp kayıplarının azaltılması, bağlantı kolaylığı, gibi nedenlerle tali havalandırmada kullanılan üfleyici vantüplerin uzunlukları 20 metre, dönüşlerde ve toz bastırma sisteminde kullanılan emici (spiral) vantüplerin uzunlukları 10 metre olarak seçilmiştir. Bu seçimin, uygulamada avantajlı olduğu görülmüştür.

Galeri açma makinesinde kesici kafalarda bulunan su fisketelerine ilave olarak çıkan tozu bastırmak için makine gerisinde kullanılan kuru tip toz bastırma sisteminin ocak havasındaki tozun seyreltilmesinde ciddi avantajlar sağladığı gözlemlenmiştir.

Yerüstünde teşkil edilmiş kontrol merkezinde kurulan scada altyapısı ile tali havalandırma fanlarının çalışma durumları, gaz izleme sensörleri ve yeraltında kurulan kuru tip toz bastırma sisteminin çalışma durumları uzaktan izlenebilmiştir. Ölçüm ve izleme sistemlerinin etkin kullanılması sürecin güvenli yönetimine ciddi katkı sağlamıştır.

Kaynaklar

Kahraman, E. ve Sığırcı, C. (2015). Çayırhan'da Uzun Galerilerin Tali Havalandırılması, Türkiye 24.Uluslararası Madencilik Kongresi, Antalya.

Çevik, E., 2006. Tali Havalandırma Tasarımında Etkili Olan Faktörlerin Belirlenmesi, Yüksek Lisans Tezi, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, s.7-8.

Önder, M., 1996. Bilgisayar Destekli Tali Havalandırma Tasarımı, Yüksek Lisans Tezi, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, s.3.

Fişne, A., 2016. Tali Havalandırma Değerlendirme Raporu

Resmi Gazete, 2015. Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde Değişiklik Yapılması Hakkında Yönetmelik, Sayı: 29291, http://www.resmigazete.gov.tr/eskiler/2015/03/20150310-8.htm (erişim tarihi:21.03.2019)

Yalçın, E., 2012. Yeraltı Havalandırması, DEÜ Yayınları, Yayın No:336, İzmir, s.218.

Güyagüler, T., 1991. Ocak Havalandırması, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayınları.

ÜLKEMİZDE YERLİ İMKÂNLARLA ÜRETİLEN KALKAN TİPİ YÜRÜYEN TAHKİMATIN ÜRETİMİ VE UYGULAMASI

PRODUCTION AND APPLICATION OF THE ROOF SUPPORT PRODUCED BY LOCAL FACILITIES IN OUR COUNTRY

U. Çetinkaya[1], N. Bilim[2] M. Arslan[3]*

[1]Muda Mühendislik, Konya
*(*Sorumlu yazar: umutcetinkaya@mynet.com)*
[2]Konya Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
[3]Hacettepe Üniversitesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Dünyada hammaddeye artan talep nedeniyle dünyada tam mekanize kazı sistemine geçiş hızlanmıştır. Tam mekanize kazı sisteminin vazgeçilmez öğelerinden birisi de yürüyen tahkimat sistemleridir. Yürüyen tahkimat sistemi tam mekanize kazı sistemlerinin vazgeçilmez bir parçası olduğu gibi aynı zamanda mekanize ve yarı mekanize sistemlerde de tercih edilmektedir. Özellikle uzun ayak madenciliğinde tercih edilen bu tahkimat tipinin seri üretimi ülkemizde yapılmamaktadır. Bu nedenle yurtdışından ithal edilen bu ekipman nedeniyle büyük bir döviz kaybına uğranmaktadır. Bu çalışmada, yürüyen tahkimat sistemler hakkında bilgiler sunulmuştur. Ayrıca, Kosgeb projesi kapsamında geliştirilen yürüyen tahkimat ünitesi tanıtılmıştır. Tahkimat sistemi hakkında bilgiler verilerek, deneme kömür ocağı olarak seçilen Yozgat-Sorgun'daki çalışmalardan bahsedilmiştir. Ayrıca yürüyün tahkimat sistemlerinin tipleri ve kullanım şartları hakkında da bilgiler sunulmuştur.

Anahtar Sözcükler: Yürüyen tahkimat, tahkimat, tam mekanize kazı sistemi

ABSTRACT

Due to the increasing demand for raw materials in the world, the transition to the fully mechanized excavation system in the world has accelerated. One of the indispensable elements of the fully mechanized excavation system is the roof support systems. The roof support system is an indispensable part of fully mechanized excavation systems and is preferred in mechanized and semi-mechanized systems. The serial production of roof support, especially preferred in longwall mining, is not produces in our country. For this reason, this equipment imported from abroad experiences a large foreign exchange loss. In this study, the walking support unit developed under the Kosgeb project was introduced. Information about the support system was given and the studies in Yozgat-Sorgun, chosen as a trial coal mining, were mentioned. In addition, information about the types and conditions of use of the roof support systems are presented.

Keywords: Roof support, support, fully mechanized excavation

GİRİŞ

Yeraltı kömür işletmeciliğinde üretim ve randıman artışı büyük ölçüde ayak ilerleme hızlarının arttırılması en uygun çözümdür. Şartlar uygun oldukça ilkel yöntemler terk edilerek emek yoğun işler, makinalar tarafından yapılmaktadır. Kazı makinaları, mekanizasyonu ve mekaniğindeki gelişmeler ayak tahkimatının da gelişmesini zorunlu kılmıştır. (Şekil 1)

Uzun ayaklarda hem ilerleme hızının yükseltilebilmesi, hem de daha emniyetli ve verimli çalışma ortamının sağlanabilmesi amacıyla ilk kez 1950'li yıllarda yürüyen tahkimat dizaynları geliştirilemeye başlanmış, günümüze kadar bu konuda oldukça büyük aşamalar sağlanmıştır.

Ülkemiz yeraltı madenciliğinde mekanizasyonun önemi de özellikle son yıllarda kendini hissettirmeye başlamış ve ilk kez GLİ Tunçbilek Bölgesinde 30 m lik bir mekanize ayak sistemi 1983 yılında denenmeye başlanmıştır. Günümüz de bir çok özel sektör firması tam mekanize sistem satın alarak son derece başarılı bir şekilde çalışmaya devem etmektedir.

Son yıllarda yarı mekanize hidrolik tahkimat sistemleri olarak adlandırılan TTK Zonguldak havzasında ve Soma havzasında yaygınlaşmaya başlayan yeni bir sistemi de yürüyen tahkimat kategorisinde sınıflandırmak mümkündür. Bu tahkimat sistemi dört direk üzerinde duran ve birbirlerine zincir ya da kiriş sistemiyle bağlı olarak çalışan, ilerleme kısmı hidrolik ilerleme pistonuyla yapılırken, farklı olarak taban plakası olmadığından direklerin ilerletimi ve sıkılanması manuel olarak yapılmaktadır. Tahkimatların birbirlerine bağlı olması birlikte hareket etmelerini sağladığından emniyet açısından son derece olumlu yönleri vardır. Vardiyada ilerletimleri yürüyen tahkimatlar kadar hızlı olmasa da ağırlıklarının 1-2 ton civarında olması ve ebatlarının çok küçük olmasından dolayı taşınması ve kurulup sökülmesi çok kısa zamanda yapılabilmektedir. Arkadan göçertmeli geri dönümlü uzun ayaklar için başarıyla ülkemizde uygulanmış bir sistemdir (Kocaman ve Kocaman, 2015).

Alanında ilk modellerden olan çerçeve tipi tahkimatların kullanıldığı bu mekanize ayak sistemi arkadan kömür göçertme (sub-level caving) yöntemine göre dizayn edilmiş olup, dünyadaki uygulamaları sayıca çok azdır. Günümüzde tercih edilmeyen tahkimatlardan oluşan bu mekanize ayak, sistemin dizayn özelliği nedeniyle diğer bazı ülkelerde (Fransa ve Yugoslavya) olduğu gibi Tunçbilek'te de başarılı olmamıştır.

Haziran 1986'dan beri Çayırhan'da tam mekanize üretim yapılmaktadır. Uzunayaklarda kalkan (shield) tipi yürüyen tahkimatlar kullanılmaktadır. 1990 yılında ELİ Eynez'de yarı mekanize iki sistem (tek tamburlu kesici-yükleyici + çelik sarma, hidrolik direk) (koparıcı saban + çelik sarma, hidrolik direk) denenmiş ve başarısından sonra tam mekanize üretim sistemine geçiş yapılmıştır. GLİ işletmesinde de tam mekanize kömür üretimi yapılmaktadır. Anlaşıldığı gibi mekanize üretim gün geçtikçe yaygınlaşmaktadır.

AYAK TAHKİMATLARININ GELİŞİM AŞAMALARI

Yürüyen tahkimatların geliştirilmesinden önceki süreçte, geçmiş yıllarda madencilerin tahkimattan beklediği ana amaç mevcut malzeme ve teknik imkanlarla tavanını tutmaya çalışma üzerine kurgulanmıştı. Başlangıçta doğada sıklıkla karşılaşılan ağaç ile tahkimat yapmaya başlayan madenciler sonraki yıllarda, teknolojinin imkanlarından yararlanarak farklı tahkimat teknolojileri geliştirmişlerdir.

Ağaç tahkimatı, demir direk, rijit bağ, sürtünmeli direk, hidrolik direk ve son olarak yürüyen tahkimat takip etmiştir. Gerek ağaç tahkimat gerekse metal tahkimat uygulamada sistemleştirilmiş ve hesaplanır hale getirilmiştir.

Hidrolik direk uygulamasıyla ayak mekanizasyonunun (tahkimat ve kazı) geliştirilmesi yolunda yeni bir safhaya geçilmiştir. Fakat, mekanize kazı sisteminin çok kısa sürede yaptığı gelişme sonucunda, hidrolik direklerin arın ilerlemesine paralel söküm ve dikim işleri, çok yoğun bir iş gücü gereksinimi yaratmış ve bu sorun sebebiyle ilerleme hızına uyum sağlayabilecek, bütünleştirilmiş, birimleştirilmiş ve kendi kendine yürüyebilen konstrüksiyon ihtiyacı çıkmıştır. Bu ihtiyaç sonucu, ilk önce mevcut iki ya da üç hidrolik direk, bir alt kiriş ve tavan sarmasıyla bağlanarak, basit bir çerçeve oluşturulmuştur. Bu iki çerçeve arasına ortak bir silindir bağlanarak, çerçevenin ilk hidrolik ilerlemesi sağlanmıştır. Ancak uygulamada görülen zorluklar, bu iki çerçevenin, ortak bir taban kirişi ve yine ortak bir tavan plakası ile

birleştirilerek, domuz damı tipi yürüyen tahkimatın geliştirilmesi sağlanmıştır. Bu tahkimat sisteminde, alt ve üst plakaların genişlemesi sebebiyle, tahkimatın tavan ve tabana yaptığı spesifik basınçlar azalmıştır.

YÜRÜYEN TAHKİMAT

Uzunayaklarda yürüyen tahkimatların, ayak içerisinde tavanı destekleyerek tüm ayak içi ve ayna sahasını çalışabilecek güvenlikte tutmak, ayak içerisinde çalışanların üzerine tavandan taş yada kömür parçalarının düşmesini önlemek ve son olarak da ayaktaki nakliye ünitelerini öteleyebilmek için bir dayanak oluşturmak gibi işlevleri olmalıdır.

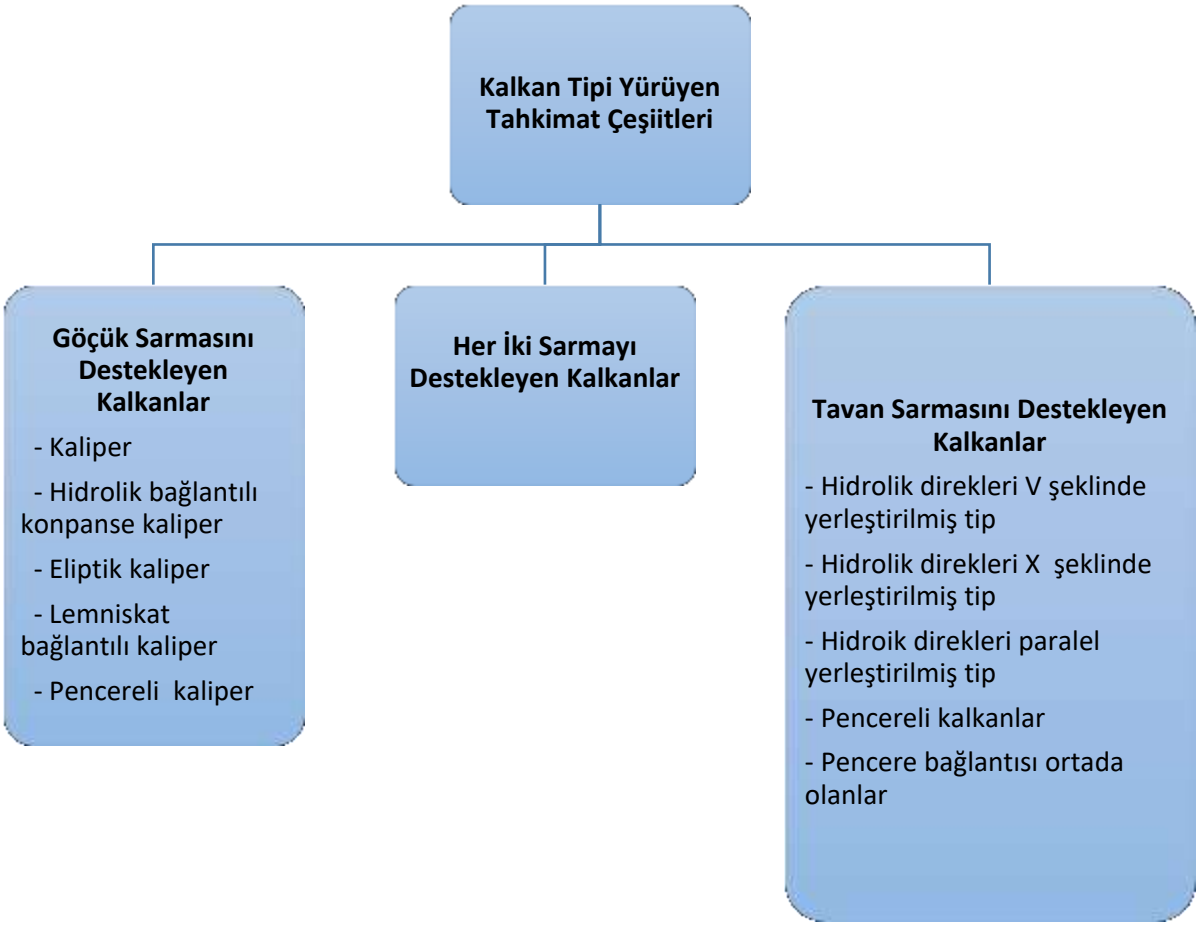
Uzunayaklarda kullanılan tahkimatlar, ağaç direklerden sürtünmeli çelik direklere, tek direkler ile birlikte kullanılan çelik sarmalara; çerçeve türü yürüyen tahkimatlardan (frame-type hydrolic supports), hidrolik domuzdamlarına (hydrolic chocks); ve en son olarak da kalkan türü tahkimatlara (sheild supports) kadar hızlı bir gelişimi 30 yıllık bir süreç içerisinde kaydetmiştir.

Tam mekanize üretimde saban veya kesici-yükleyici kazı aracı ile yürüyen tahkimat ayrılmaz bir ikili olmuştur. İlk uygulaması görülen 1950'li yıllardan günümüze kadar yürüyen tahkimat teknolojisindeki gelişmeyi üç ana grupta toplamak mümkündür.

- Çerçeve tipi yürüyen tahkimat (frame type hydrolic support)
- Domuzdamı tipi yürüyen tahkimat (chock supports)
- Kalkan tipi yürüyen tahkimat (shield supports)

Çerçeve ve domuzdamı tipi yürüyen tahkimatlar, uygulamalarda görülen aksaklıklar üzerine günümüzde yerlerini kalkan tipi yürüyen tahkimatlara bırakmışlardır. Yürüyen tahkimatların öteleme mekanizması ve ayak zincirli oluğunu itme silindirleri taban şasesi üzerine yerleştirilmiştir. Kalkan tipi yürüyen tahkimatlarda hidrolik silindirler sarmalara ve taban şasesine mafsallı olarak bağlıdır. Hidrolik silindirlerin destekledikleri sarmalara göre kalkan tipi tahkimatlar üç grupta toplanabilir. (şekil 2)

- Göçük sarmasını destekleyen yürüyen tahkimatlar
- Tavan sarmasını destekleyen yürüyen tahkimatlar
- Her iki sarmayı destekleyen yürüyen tahkimatlar



Şekil 1. Yürüyen tahkimatların tipleri (Ahıska ve Esen, 1987).

Yürüyen tahkimatların önemli özellikleri

Yeni yürüyen tahkimat dizaynında tasarımcının görevi kullanım şartlarına göre kullanıcının taleplerini maliyet faktörünü de gözeterek en iyi şekilde gerçekleştirmektir. Vazgeçilmez talepler tahkimatın önemli karakteristiğini belirlemektedir.

Bir yürüyen tahkimat ünitesinin dizaynında göz önünde kesinlikle bulundurulması gereken parametreler aşağıda sunulmuştur.

- Tahkimatın açılma kapanma ölçüleri (kullanılacağı damar kalınlığına bağlı olarak)
- Tahkimat mukavemeti
- Nakliyat ve arın kazı sistemiyle uyumu
- Damar meyili
- İnsan yolunun tahkimatın içinden veya önünden geçmesi
- Ramble sistemi

Bu özellikler genellikle tahkimatın kullanılacağı ortamı ve uyum sağlaması gereken diğer ayak teçhizatını ilgilendiren temel konulardır. Bunların dışında özel şartlara göre değişik özellikler ve talepler değerlendirilmelidir.

Yürüyen Tahkimatın Mukavemeti

Tahkimat mukavemetinde dikkate alınması gereken en önemli faktör tahkimata gelen kuvvettir. Tahkimat kinematik, statik ve kinematik kuvvetlere maruz kalabilmektedir. Tahkimat mukavemeti ise, tahkimatın ebatlarına bağlı olarak direk kuvvetinin tavana dik etki eden komponentinin tahkimatın tuttuğu alana dağılımı olarak ifade edilebilir.

Yapı itibariyle direk kuvvetlerinin tahkimat mukavemetine dönüşmesi her tahkimatta değişiktir. Tahkimat mukavemeti, direği göçük kalkanına bağlı olan tahkimatlarda, daima mafsal üzerinden tavan plakasına iletir. Direkleri doğrudan tavan plakasına bağlı olan domuzdamı tipi tahkimatlarda tahkimat mukavemeti direk olarak, leminskat kalkan tipi tahkimatlarda direklerin kuvveti ve tatbik yönüne (açısına) varsa köşe silindirinin momentine ve pandül ayakların uzantısında oluşan kutup noktasının yerine bağlıdır.

Kalkan tipi yürüyen tahkimatların açıklık ölçüsüne göre direk eğimi ve kutup noktasının yeri ve buna bağlı olarak mukavemeti değiştiğinde tahkimat kuvveti ve mukavemeti grafik olarak gösterilir. Yataya yakın olan grafik, o tahkimatın açılma ölçüleri dahilinde tahkimat mukavemetinin fazla değişmediğini ve randımanını ifade eder.

Bu şekilde dizayn edilen bir tahkimatın parçalarına (göçük kalkanı, pandül ayakları ve bağlantı pimleri gibi) tatbik edilen kuvvet azalacağından daha küçük ebatlarda ve daha hafif yapılması mümkün olacaktır.

Yürüyen Tahkimat Ünitelerinin Seçim Kriterleri

- Tahkimatın üst kalkanın ön kısmı, ilave sarma, kazık ve kızağa bağlı mafsallı papuçlar gibi kısımlara ait konstrüksüyon kalınlığı gerek kesici-yükleyicinin gerekse de operatör ve çalışan elemanlar için daha fazla açıklık sağlaması ve aynı zamanda tahkimatın daha hafif olması için mümkün olduğu kadar ince olması.
- Gerek üst kalkan gerekse de ilave sarma ucunun taşıyabileceği yük, tavanın dökülmesii önleme açısından mümkün olduğu kadar fazla olması.
- Tahkimat stabilitesi açısından üst kalkan ve kızaklarda, direklerin ön ve arkasında kalan kısımların uzunluk olarak birbirine oranı önemli bir unsur olup bu değer üst kalkanda 2:1 ve kızkalarda ise 1:1 veya bu değere yakın olması.
- Çeşitli damar yüksekliklerinde (özellikle 1,5 m'de) arka kalkanın eğimi mümkün mertebe fazla (dik) olması. Bu da bakım onarım çalışmaları için arka kısma girişi kolaylaştırması ve tahkimat üzerinde biriken molozların daha rahat akmaları ve dolayısıyla tahkimatın ileriye çekilmesi sırasında tahkimatın daha az direnç göstermesi açısından önemlidir.
- Kızağın toplam uzunluğunun zemine temas eden kısmına oranının 1'e yakın olması ve genilliğinin büyük olması (zemin basıncının az olması ve tahkimatın stabilitesi açısı önemlidir).
- İtme sisteminin (itici silindir) yatayda ve düşeyde olan hareket kabiliyetinin, özellikle eğimli damarlarda önemli bir faktör olduğu için, fazla olması,
- Tahkimatın ucu ile kömür alnı arasındaki mesafenin değişimi değişik çalışma yükseklilerinde mümkün mertebe az olması,
- Tahkimat direncinin, değişik çalışma aralıklarında (örneğin 0,9 m, 1,5 m ve 2,2 m'de) aynı veya birbirine yakın olması,
- Sıkılama yükünün taşıma yüküyle aynı veya bir miktar az olması,
- Tahkimat havalandırma kesitinin mümkün mertebe büyük olması,
- Ünitelerin nakledilmesine esas olan boyutları, ki bunlardan yüksekliğin 800mm olması,
- Ünitelerin mümkün mertebe hafif olması. Bu sadece ünitelerin kurulması, sökülmesi ve ayaktan ayağa nakli sırasında değil aynı zamanda üretimde de bir avantajdır (Ersen ve Ünver, 1985).

TÜRKİYE'DE İLK YÜRÜYEN TAHKİMAT VE KÖMÜR SABANI AR-GE ÇALIŞMALARI VE UYGULAMALARI

Muda mühendislik yeraltı kömür madenciliğindeki tecrübesi ve bilgi birikimi sayesinde kömür üretim sektöründeki mekanizasyon kullanımının eksikliğini fark ederek, 2012 yılında ilk Ar-Ge çalışmalarını, ince kömür damarlarında kullanılacak tam mekanize bir kazı sisteminin üretimine başlamıştır.

AR-GE çalışması kapsamında ilk olarak ince kömür damarları için kömür sabanı tasarlanması için çalışmalara başlanarak başarıyla sonuçlandırıldı. Denizli Çivril Özdemirci kasabasında bulunan kömür ocağında 10 metre uzunluğunda oluşturulan bir deneme ayağında, yürüyen tahkimat olmadan tasarladığımız kömür pulluğunu 35 cm kalınlığındaki damarda çalıştırıldı. Dört aylık bir deneme çalışmalarının sonucunda kömür sabanı başarılı bir şekilde çalışmış ve istenen verim elde edilmiştir. İleri aşama için daha kalın kömür damarları için tasarım hedefi konulmuş olup, bu çalışma devam etmektedir.

Yürüyen tahkimatların ve sabanın dizaynı, hesaplamaları ve çizimleri Muda Mühendislik tarafından yapılmıştır. Yürüyen tahkimat sisteminin laboratuvar testlerini ülkemizde gerçekleştiren bir laboratuvar bulunmadığından Muda Mühendislik kendi imkanları doğrultusunda hidrolik pres altında testlerini gerçekleştirmiştir. Tasarlanan yürüyen tahkimatların bilgisayar ortamında sonlu elamanlar yöntemi kullanılarak testleri Selçuk Üniversitesi Makine Mühendisliği bölümünde yapılmıştır.

Tahkimatların hidrolik pistonları ve kumanda sistemleri Muda Mühendislik tarafından yerli firmalara yaptırılmıştır. Tahkimatlar konusunda yerli hidrolik üreticilerinin birlikte çalışılmış ve yapılan yönlendirmeler sonucunda örnek üretimler gerçekleştirilmiştir.

Bu yapılan çalışma neticesinde, sistemi geliştirmek için KOSGEB'e yapılmış olan proje başvurusu 2014 yılında kabul edilmiştir. Proje süresince, kömür sabanı ve 7 adet ince damarlar için (55-135 cm) tasarlanan yürüyen tahkimat sistemini proje süresinde başarıyla tamamlanmıştır. Tasarlanan tahkimat sistemi ve kömür sabanı Maden Makineleri 2016 fuarında sergilenmiştir.

İlk olarak 10 metre uzunluğundaki bir deneme ayağında, tahkimat olmadan tasarlanan kömür sabanı 35 cm kalınlığındaki damarda çalıştırılmıştır. Yaklaşık vardiyada 5 metrelik bir ilerleme kaydedilmiştir.

Yapılan çalışma neticesinde, sistemi daha da geliştirmek amacıyla KOSGEB'e bir AR-GE projesi başvurusu yapılmış 2014 yılında kabul edilmiştir. Proje süresince, ince kömür damarları için 1 adet kömür sabanı ve 7 adet ince damarlar için (65-165 cm) olduğumuz yürüyen tahkimat sistemini tamamlanmıştır. Tasarlanan tahkimat sistemi ve kömür sabanı Maden Makineleri 2016 fuarında sergilenmiştir (Şekil 2).

Şekil 2. Muda Mühendislik tarafından üretilen ilk yürüyen tahkimat

Maden 2016 fuarında anlaşmaya Savana firması ile görüşülerek deneme çalışmaları için fikir birliğine varılmıştır. Savana firmasının Sorgun yeraltı kömür ocağında, geliştirilen yürüyen tahkimat sistemi ve kömür sabanı ile 11 metre uzunluğunda ve 50 metrelik bir panoda deneme çalışmaları gerçekleştirilmiştir.

Prototip ürünün hem bilgisayar ortamındaki sanal testler ve laboratuvar testleri neticesinde elde edilen sonuçlara göre üretilen tahkimatın yeraltında denenmesinde bir sorun olmadığı belirlenmiştir. Deneylerin ikinci aşaması olan saha deneyleri için yapılan çalışmalar ve analizler sonucunda Yozgat Sorgunda bulunan maden ocağı saha testleri için uygun bir ocak olduğu kanaatine varılmıştır. Bu ocak yöneticiler ile irtibata geçilerek gerekli izinler ve protokoller yapılarak saha deneyleri gerçekleştirilmeye başlanmıştır. Yozgat Sorgun'da bulunan yeraltı kömür ocağında 11 metre uzunluğunda bir deneme ayağı oluşturarak yürüyen tahkimat sisteminin deneylerine başlanmıştır. Deneylerin gerçekleştirileceği ocakta kömür kalınlığı 110-150 cm kalınlığında olmasından dolayı tahkimatın maksimum kapanma ve maksimum açılma oranları değiştirilmiştir. Yürüyen tahkimatların tabanına 40 cm'lik ilave bir sistem eklenerek kapanımları 95 cm'ye açılımları da 175 cm'ye çıkartılmıştır. Tahkimatlar başarılı bir şekilde çalıştırılmış ve istenen sonuçları elde edilmiştir. Tahkimat ağırlıkları 4 ton, çift direkli leminiskat kalkan tipindedir. Tahkimatlar sürgülü tip ve ilerlemesi 60 cm olarak üretilmiştir (Şekil 3 ve 4).

Şekil 3. Yozgat Sorgun yeraltı ocağına üretilen yürüyen tahkimatların indirilmesi

Şekil 4. Yozgat Sorgun yeraltı ocağına yeraltında gerçekleştirilen deneyler

SONUÇLAR

Günümüzde artan nüfus, teknolojik gelişme ve üretim ihtiyacına paralel olarak tam mekanize üretim sistemi son yıllarda vazgeçilmez bir duruma gelmiştir. Özellikle enerjiye olan talebin gün geçtikçe artmasıyla, kömür üretiminin daha ekonomik ve büyük miktarlarda yapılmasına ihtiyaç duyulmuştur. Bu nedenle, kömür üretiminde tam mekanize kazı sistemine geçiş süreci hızlanmış, hatta otomasyon sistemi kullanımına doğru bir eğilim gelişmiştir.

Ülkemizin enerji alanındaki dışa bağımlılığı yüksek orandadır ve cari açığın negatif yönde çıkmasında önemli rol oynamaktadır. Kömür üretimi ise bu açıdan bakıldığında sadece ekonomik değil, stratejik önemi bağlamında da değerlendirilmelidir.

Bazı işletmeler eski orta Avrupa ülkelerinden ikinci el tahkimatlar ya da Çin malı ürünlere yönelmektedir. Bu ürünler dünya genelinde revaçta olmayan eski tip ürünlerdir. Sonuçta, bu ürünlerin alımı neticesinde ülkemizden çok fazla döviz çıkışı olmakta buna karşın ürünlerden istenilen performans alınmamakta hatta bazen atıl olarak kalmaktadır.

Oysa “teknoloji” Türkiye maden işletmeciliğin de en önemli konu başlığıdır. Üretim verimliliği, ekonomik kazanç ve iş güvenliği doğru, güncel ve ülke şartlarına uygun teknolojik yeniliklerle gerçekleşebilir. Bu nedenle ülkemizde maden makinalarını üretilmesi ve bu teknolojilere yapılan yatırımların desteklenmesi ülkemiz madenciliğinin gelişimine önemli katkılar sağlayacaktır.

Yeni teknolojinin elde edilme yolu Ar-Ge çalışmalarıdır. Bu nedenle kamu kurumlarının hem de özel teşebbüslerin Ar-Ge bütçeleri oluşturmaları ve destek almaları çok önemlidir.

Günümüz şartlarında yeni yatırımcıların ve mevcut işletmelerin kömür üretimi yapabilmelerinin neredeyse tek yolu tam mekanize sistemlerinin ülkemizde geliştirilmesinden geçmektedir. Teknoloji geliştikçe güvenli çalışma ortamı ve karlılık artmaktadır.

Bu çalışma kapsamında bahsedilen yürüyen tahkimat gibi sistemlerin geliştirilmesi ve ülke olarak maden makinaları üreticisi konumuna gelmemiz gerekmektedir. Bu bilgi birikimi, tecrübe ve yeterlilik ülkemizde bulunmakta olup geliştirilmesi ve üretilmesi için tüm paydaşların çaba göstermesi gereklidir. Son yıllarda, ülkemizde maden makinalarının üretimi hızlanmış olup bu hız kesilmeden devam ettiği sürece istenilen seviyelere ulaşılacaktır.

KAYNAKLAR

Ahıska, T ve Esen, H. 1987. Uzunayaklarda Yürüyen Tahkimat Sistemlerinin Gelişmesi ve Dizayn Karakteristikleri. Madencilik, Cilt: 26, Sayı: 2, 5,18.

Çelik TATAR, M. K. (2003). Uzunayaklarda Çelik Tahkimat. İZMİR: D.E.Ü. Mühendislik Fakültesi Yayınları No:3.

Kocaman, R ve Kocaman, B. 2015. Soma Eynez Bölgesindeki Yeraltı Ocaklarında Kullanılan Tahkimat Sistemlerinin Karşılaştırılması. Türkiye 5. Uluslararası Maden Makinaları Sempozyumu ve Sergisi, 1-2 Ekim Ekim, Eskişehir.

Ersen, A ve Ünver, Ö. 1985. Beypazarı Tam Mekanize Yeraltı Linyit Projesi. Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 9. Kongresi, Ankara, 163-178

WORKING TECHNOLOGY OF LONG WALL EQUIPMENT IN VARIABLE DIMENSIONS OF EXCAVATION PANEL

O. Musić [1] , Dž. Dostović [2,] * , K. Gutić [3], H.Čičkušić [4], Š. Sarajlić [5]

[1.] University of Tuzla- Faculty Mining Geology and Civil engineering, Tuzla, B&H;
[2.] Coal Mines „Banovići“ d.d. Banovići;
[3.] University of Tuzla- Faculty Mining Geology and Civil engineering, Tuzla, B&H;
[4.] JP „Elektroptivreda BiH“d.d. Sarajevo, Coal Mines „Kreka“ Tuzla;
[5.] JP „Elektroptivreda BiH“ d.d. Sarajevo, Coal Mines „Đurđevik“ Tuzla
*(*Corresponding author: dzevad.dostovic@rmub.ba)*

ABSTRACT

The coal seam thickness of 15 to 18 m in Coal Mine “Podzemna eksploatacija uglja” Coal Mines Banovici d.d. Banovici excavating with long wall method excavating horizontal concentrations using long wall equipment. Due to the complex tectonics and the emergence of a large number of disorder zones, guiding a long wall is a difficult task. This paper work concern with solving problems that arise during exploitation when enclosing a long wall equipment to the disorder on the disorder zones. It also gives technical decision to avoid disorder zones changing active length of long wall face. Technical decision changing active length of long wall face is possible shortening or extending. There are two type of shortening and two type extending active length of long wall face.

In this paper work is shown that is not necessarily rectangular preparation of excavation panel, but that the excavation panel active length can be changed during excavation, which enhances security, dynamics of the advance and reduces wear of equipment avoiding disorder zones.

Shortening or extending of long wall face, which is shown, can be applied in other mines, not only when exploiting some of the coal seams in the exploitation of other mineral raw materials with long wall equipment method.

Key words: long wall face, disorder, active length, shortening, extending

INTRODUCTION

Excavation of high thickness coal layers is a complex issue in the field of underground exploitation. In world today, long wall methods are generally applied on the basis of vertical and horizontal concentrations, while underground exploitation in the world is aimed at increasing the productivity, economics, safety and mechanization of the technological process for excavation a coal.

Exploitation of coal in the Coal mine “Podzemna eksploatacija uglja” Coal mines „Banovici“ d.d. Banovici has been existence since 1937. The existing coal excavation in the mine has been carried out using long wall excavation methods with a lower or greater degree of mechanization of the technological process. In an effort to improve the existing methods of excavation, the procurement of long wall equipment has been performed few times. It should be noted that in the Coal mine “Podzemna eksploatacija uglja” have unfavorable mining and geological conditions for the long wall excavation.

The main problems that arise during the long wall exploitation are as follows:

- During advancing of a long wall face at the disorder zone, the occurrence of the ruin and the moving of roof support from the face geometry,
- At higher longitudinal inclines there is a sliding of long wall equipment
- When passing below the goaf work, there is a violated artificial roof which causing local ruins
- Often problems with crossings in maingate and tailgate
- Problems during liquidation of face below goaf work

The main problems that arise during the long wall exploitation can be avoided:

- Properly defining disorder zones
- Choosing the optimum width of the face
- Choosing the optimum length of the face
- Choosing the maximum longitudinal angle of the face

Considering above listed it is possible to safe the equipment for later excavation, to avoid underground pressures, fires, ruins and thus to achieve the planned progress and production dynamics.

MINING-GEOLOGICAL CHARACTERISTICS OF THE DEPOSIT

The Banovići coal deposit occupies a 27 km2 area and is located in the north-eastern Bosnia and Herzegovina between the Spreča river valley in the north and the mountain Konjuh in the south (Figure 1). The exploitation area of the underground mine is located in the north-eastern part of Banovići deposit.

Figure 1. Geographical location of RMU “Banovići”

Coal thickness and angle of adhesion

The thickness of the roof series in the mine area Coal mine “Podzemna eksploatacija uglja” is around 300 m and this series is clearly separated from the coal serie. The immediate coat of the coal layer consists of white limestone strudels, sandstones and laporic limestone.

The coal layer lies just below coat layer. The coarse layer extends in the direction of southwest to northeast, with a fall of 8º to 20º in the direction of southeast to northwest.

The ground coal layer is heterogeneous. The immediate layer of the ground coal layer is made of gray clay. Basically, two types are distinguished: green and gray clay.

The depth of the coal layer reaches 550 m. The thickness of the coal layer is 15 to 19 m. Within the layer itself, smaller perforations of goaf, especially in the ground layer of the coal layer, are encountered. The total sedimentation of goaf in the coal layer is about 7% and is expressed in the form of pure coat whose thickness does not exceed 30 cm so that this coal is classified as pure brown coal. By the degree of metamorphism belongs to solid brown coals with a transition to stone coal. *Figure 2* shows the stratigraphical profile of the coal layer in the Coal mine “Podzemna eksploatacija uglja” .

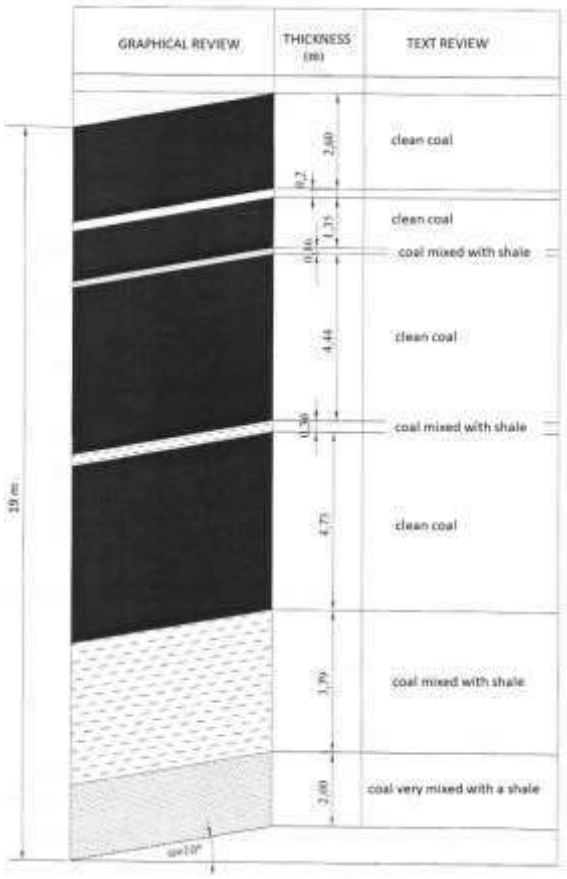


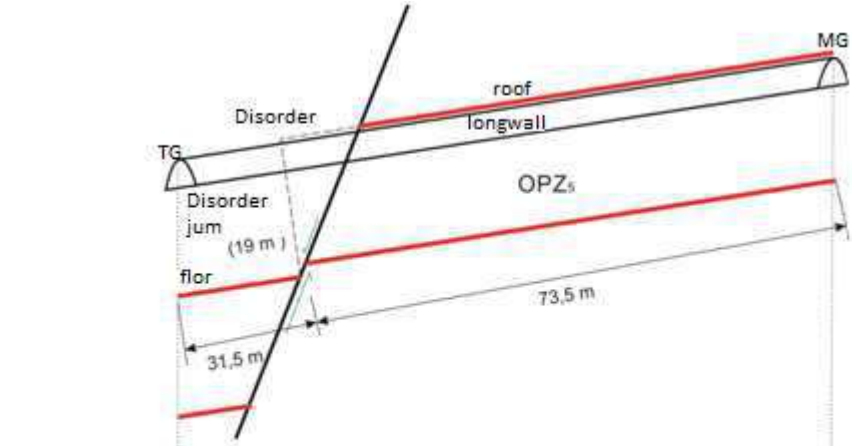
Figure 2. Stratigraphical profile of the coal layer

Tectonics

Tectonics Coal mine “Podzemna eksploatacija uglja” forms is an integral part of the tectonics of the Banovic deposit. According to the known data, radial tectonics prevails in the Banovci deposit. In general, two stages of tectonic movements can be distinguished. The first, in which the lake deposit and the second or younger stage were formed, in which the disorders within the productive series were played. The older phase is marked by major disorder, which generally have the direction of northwest to northeast. These disorders followed the occurrence of hydrothermal sources.

The younger stage of orogenic movements gave the current structure of the deposit. Only radial disturbances occur, faults across smaller and larger disorder planes, vertical, slant and almost horizontal. So there was the creation of a typical parquet structure.

There are two types of disorders, peripheral, which have the appearance of deposit and interior, which are much more important to us because they conditioning all mining works. Disorders by moving the blocks in relation to the disorder surface are normal, and the disorder surfaces are opposed to the fall of the coal layer. The size of the disorder loop ranges from very small, to the disorder where complete coal separation has occurred (*Figure 3*). The accompanying occurrences that occur most frequently in the contact zone of the two wings, or along the gap cracks (pressure vessels), are the increased pressures that make it difficult to excavate with the long wall equipment. It happens that during the preparation of the excavation field, we have two and more disorder along the whole discovery field.



Stationery	0,00	
Roof level	52,8	108,00
Room angle	15°	67,00

Figure 3. Disorder example in OPZ_5, where there was complete separation of the coal layer

Such intensive tectonic adversely affects the water in the mining rooms. When passing near or through a disorder zone, groundwater is compulsory in mining facilities. The intensity of groundwater flow from the disorder zone depends on the magnitude of the disorder zone, its watery etc. Sometimes the intensity of groundwater separation from the disorder zone is so pronounced that it causes a temporary, rarely complete, discontinuation of mining operations. Water discharges from the disorder zones often decrease and often stop completely. The disorder zones are also places for intensifying the extraction of

methane into the mining facilities and due to coal shrinkage potentially representing the area easier and faster self-combustion coal.

CURRENT STATE OF MINING

Applied methods of mining

Until now, excavation methods that were used can be grouped as:

- Long wall method excavation with horizontal concentrations
- Long wall method excavation with vertical concentrations

Currently in use is a long wall method excavation with horizontal concentrations with long wall equipment. The basic concept of this method consists of dividing the mine on excavation panels of 500 to 1000 m long, depending on mining and geological conditions. The length of the long wall face is also different in ranges from 50 to 100 m. The coal layer is divided into several layers of height 3.2 m as shown in Figure 4.

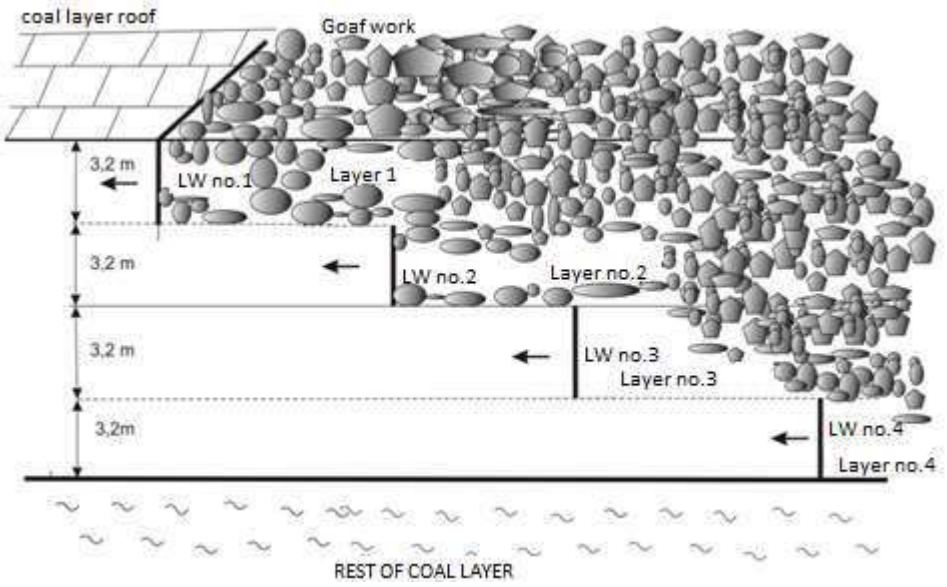


Figure 4. Excavation of coal with long wall method excavation - horizontal concentrations

Influencing factors to the dynamics of long wall mining

Based on the experience and analysis of the excavation in the OPZ_5, OPZ_7, OPZ_6 under the natural roof and the $OPZ_{1/3}$ and $OPZ_{3/3}$ excavation fields under the artificial roof, we can say that the dynamics of the advance of the long wall face are influenced by the following factors:

1. The occurrence of the disorders
2. A higher incline angle of 10 ° forehead (sliding long wall equipment),
3. Unstable roof of goaf work, result is ruins in the long wall face,
4. Unstable roof in contact of a long wall face with maingate and tailgate

5. perforations of mullock through the face,

The main influencing factors to the dynamics of the advancement of the long wall face are the occurrence of a disorders and a large angle of inclination.

TECHNICAL SOLUTION FOR AVOIDING DISORDER ZONES

By preparing excavation panel it is possible to reduce the influence of tectonics (disorders) on the dynamics of the advance of long wall face. Of course, this is possible if the excavation panels are well explored as it is the case in the West side of Coal mine “Podzemna eksploatacija uglja”.

The technical solution of the shortening of the length of long wall face

During the preparation of the excavation panels, the disorder zones can be avoided by shortening or extending long wall face. It is clear that the passage through the disorder zones can be projected but it is necessary to evaluate the economic justification of the passage through the disorder zone. Scientific and professional circles have different opinions and methodological approach to solving this problem.

Shortening of long wall face always start from the side of the tailgate room. The cross-section of the tailgate room is always free of transport equipment and power train. Provide transport equipment in the room when shortening long wall face and if necessary prepare dismantling chamber.
The shortening of long wall face can be done in two ways:

- shortening of the length of long wall face in one line standing
- shortening of the length of long wall face in slant room during advance

The technical solution of the shortening of the length of long wall face in one line standing

In order to shorten the length of the long wall face at a one line standing, the preparation of the excavation panel it is necessary to prepare middle tailgate room, which is in right angle to the long wall face room and placed outside of the disorder zone. If necessary, a dismantling chamber can be created in the middle tailgate room for dismantling the roof supports. To the long wall face room through the middle linking room is provided with a transport system by which roof supports are transported. The shortening length of long wall face will depend on the occurrence of the disorder.
The way of making the middle tailgate room is shown in *Figure 5*. The long wall face shortening procedure is done in several phases:

Phase I

Preparation of middle linking room during preparation of long wall panel, shown on *Figure 5.*

Phase II

Prepare a part of the long wall face to pulling out the roof support by placing a wooden bend in the roof, at least 10 m before the long wall face saw with its frontal advancement at the siting point, at each cutting and displacement of the roof support, make a wooden support of minimum length of 4 m. The setting is done in a chess set. The purpose of the installation is that the shield support can be pulled out by hydraulic or friction props when pulling the roof support and that the roof space is maintained at the roof support release and pull out of the goaf work. It is also mandatory to set up a wire mesh.

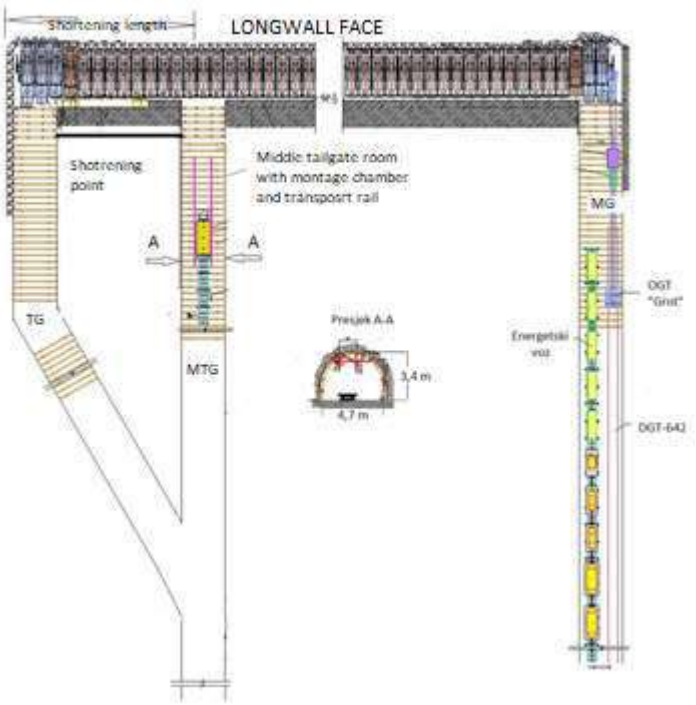


Figure 5. Review of middle tailgate with place of shortening of long wall face

Phase III

Creating at least two cuts that will create a free space for pulling, manipulating and transporting roof support according to the middle tailgate room, building up the free space, and dismounting the AFC. The operation of the first cut consists of the advancing of the AFC and the preparation of a cut depth of 0.8 m. After the first cut is made, the canopy is pulled with the wire mesh, while the flippers are extended.

After advancing the AFC, for the second cut, the roof supports will not be set up, except in the part of face where there will be no shortening. Then there is the cutting of the complete face - making the second cut. Behind the shearer loader, one working group instantly support the opened part of face. After cutting the second cut, the shearer loader is left in the part of the face where there will be no shortening and the part of the face that is not supported by roof support is supported by wooden prism beams that are placed longitudinally on the roof support and are supported with wooden or hydraulic props at the other end of the beam. After supporting of the opened part of the face it allows the normal movement of the miners through that part of the face. After that, it is possible to access the successively disassembling of the AFC from the tailgate to the middle tailgate. The tailgate drive with the connecting basket is disconnected, while the line baskets is demounted and transported out of the face room allowing the passage of the roof supports to pass that part of the face.

Phase IV

The fourth phase is the positioning and puling out of tailgate, cross and line roof supports to the axis of the middle tailgate room. Once the free space has been supported, the demounted AFC up to the middle linkage room and the transported conveyor baskets out of the face, approaches the successively demoted

and pulled roof support from the goaf work and further out of face. The first is to pull the tailgate roof support from tailgate to middle tailgate. After that, it is possible to pull out the cross roof support and the line roof support according to middle tailgate. In the place of pulled roof supports, if necessary, the wooden towers are joined to support the roof pressure and allow the pulling of roof supports from the goaf work. If roof ruins do not enter, then temporary wooden props are provided to support the roof, and after turning away, this will ensure a better roofing effect which in the future reduces the risk of oxidation processes.

When a first right of middle tailgate axis roof support is pulled out from the face it is finished with shortening, then access to the cross AFC basket and tailgate drive of the AFC is accessed. With this, it is possible to further advance of long wall face. Further advancement of long wall face is without tailgate roof supports, and their function is taken over by line roof support.

The technical solution of the shortening of the length of long wall face in slant room during advance

The long wall face shortening is possible without stopping the face in one line. For such activities, when preparing long wall panel, it is necessary to create a slant room where long wall face shortening will be performed. The shortening must be carried out in a slant tailgate room as shown in Figure 6. The long wall face shortening should work in phases.

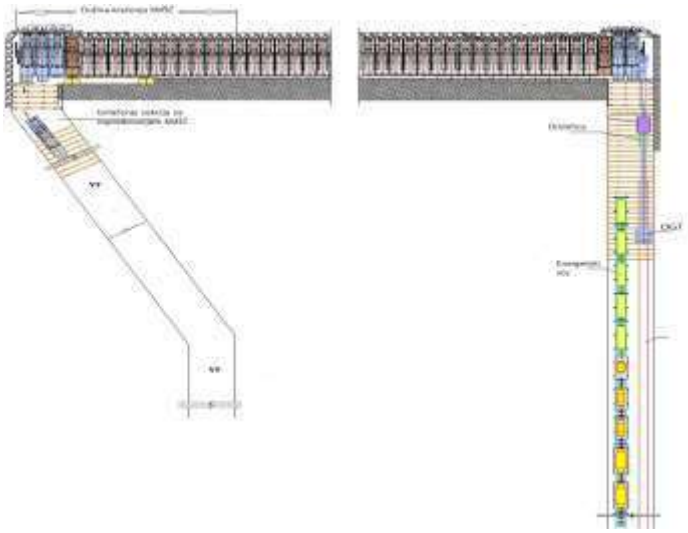


Figure 6. Shortening of long wall face in slant tailgate room

Phase I

Preparing slant tailgate room during preparation of the face panel (*Figure 5*) and dismantle chamber in front of slant tailgate room.

Phase II

Assembly of transport system rail of diesel locomotive to the face room, if route does not exist.

Phase III

Operational work on dismantling of installed equipment during long wall advance. Operational work requires an efficient organization that includes multiple operating groups to make shorter tasks as soon as possible. These are the working groups responsible for the advance of long wall and the working group on pooling out roof supports, loading on the transport system and dismantling in the dismantling chamber.

When long wall reaches the tailgate room with its advance front, careful monitoring will determine the time when one roof support is needed to be pooled out. With one roof support, it has to be pooled out one basket of AFC. As the roof support is pulled out of a space previously built with a wooden trapezoid beam, then preparatory work on the face is not required.
On the place where roof support has been, place a wooden tower or the part is supported with wooden props.

After pulling out the first roof support, assembly AFC, advance with long wall go forward, and similarly to the procedure described above, we successively shortening the long wall face roof support by roof support, while the place where slant room disappears.

The technical solution of the extending of the length of long wall face

Extending long wall face can also be done in two ways:

- extending of the length of long wall face in one line standing
- extending of the length of long wall face in slant room

The technical solution of the extending of the length of long wall face in one line standing

Extending of the length of long wall face in one line standing done in phases:

Phase I

First phase consists of works on:

- Preparation middle linked tailgate room and
- Part of extended long wall face room with angle of 90^{o} regards to the middle tailgate room

In the part of extended face room install required equipment.

Phase II

Mounting of equipment in the part of the extended face room. Carry out the transport and montage of roof supports from middle tailgate room to tailgate room. First, the line roof support would be mounted up to the face room from tailgate, where the installation of cross roof support, approps tailgate roof support. At the same time, successively, the transport of the baskets of AFC is also carried out. The baskets of the AFC is not to be mounted only lean to the roof support, which would create a space for transport tail gate drive, after connecting two parts of the face rooms.

Review of the mounted equipment in these rooms as described above is given in *Figure 7*.

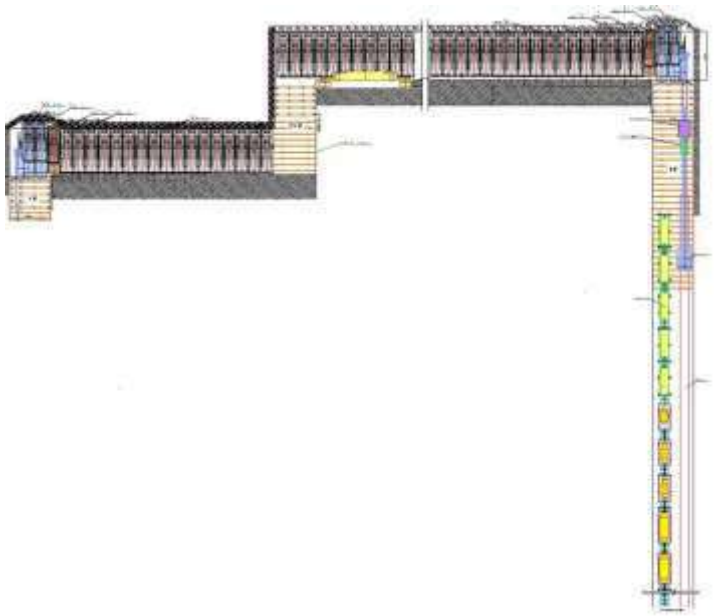


Figure 7. Extending of the length of long wall face in one line standing

Phase III

Advancement of long wall, to the joint with a extended face room equipment. When the excavation front of the face reaches the extending position, the advance stops and proceeds in the following way:

- Dismounting the tailgate drive and transporting it to the extended face tailgate
- the AFC assembly is performed in the extended part of the face
- continues with the frontal advance of extended long wall face

The technical solution of the extending of the length of long wall face in slant room during advance

The long wall extending in a slant room is only possible if this room is designed as a tailgate room, where only the transport system path is installed. The slant room is made during the preparation of the face panel. The extending of long wall face is done in the following way:

- long wall advances to the frontal advance, creating free space in the slant tailgate room
- the line roof supports and the face chain conveyor baskets are transported to long wall face in tailgate room
- when the free space is created, the AFC drive is disassembling
- The roof support is retracted in the back, complete
- the AFC extension is made for one basket
- connecting AFC

After the run of the AFC continues with the advance of long wall face and with the creation of the new free space, successively continues with the installation of new roof supports and the extension of AFC. When the slant room disappear, long wall face room is extended to working length. The extension of long wall face with slant tailgate room is shown in the following Figure 8.

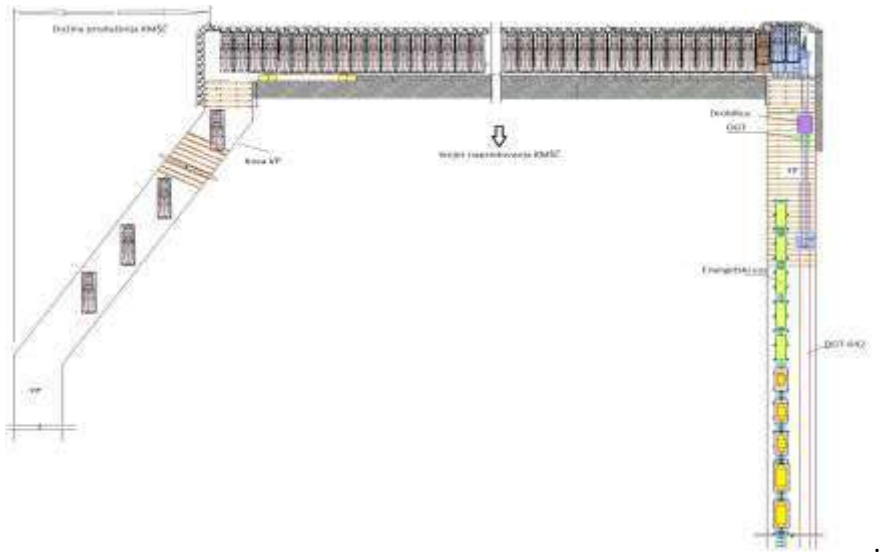


Figure 8 Extending of the length of long wall face in slant room

CONCLUSION

Analyzing the influence factors on the dynamics of long wall advance on the basis of excavation in excavation panels OPZ_5, OPZ_7 and OPZ_6 under the natural roof, and $OPZ_{1/3}$ and $OPZ_{3/3}$ below the artificial roof, can be said that the greatest influence on the dynamics of long wall excavation in the Coal mine "Podzemna eksploatacija uglja" have disorders.

Shortening or extending of long wall face provides a technical solution for avoiding disorder zones before it begins to be excavated, ie by preparing excavation panels. This work suggests that it is not necessary to prepare rectangular excavation panels, but that the excavation panels can be prepared so that the change of the length of the long wall face during advance is improved, which improves the safety, the dynamics of the advance and reduces the wear of the equipment by avoiding the disorder zones. Room preparation does not have complex equipment and smaller profiles are there and the technical solution for advancing across disorder zones is easier.

The shortening or extending of long wall face shown in this work can be applied not only to the Western deposit, but also to the North deposit of the Coal mine "Podzemna eksploatacija uglja" and may also be applied in other mines.

References

Dopunski rudarski projekat montaže i otkopavanja uglja u otkopnom polju Z_5 u prvom zahvatu sa jednim pojasem u Rudniku "Podzemna eksploatacija" RMU "Banovići" d.d. Banovići;

Dopunski rudarski projekat pripremanja otkopnog polja Z_5 u prvom zahvatu sa jednim pojasem u Rudniku "Podzemna eksploatacija" RMU "Banovići" d.d. Banovići;

Dopunski rudarski projekat montaže i otkopavanja uglja u otkopnom polju Z_7 u prvom zahvatu sa jednim pojasem u Rudniku "Podzemna eksploatacija" RMU "Banovići" d.d. Banovići;

Dopunski rudarski projekat montaže i otkopavanja uglja u otkopnom polju $Z_{3/3}$ u trećem zahvatu sa jednim pojasem u Rudniku "Podzemna eksploatacija" RMU "Banovići" d.d. Banovići;

Dopunski rudarski projekat pripremanja otkopnog polja $Z_{3/3}$ u trećem zahvatu sa jednim pojasem u Rudniku "Podzemna eksploatacija" RMU "Banovići" d.d. Banovići;

Musić O., Uskočelne metode otkopavanja slojevitih ležišta, Tuzla, 2010 godine;

Musić O., Slijepčević S. , Dinamika pripremanja otkopnih polja , Naučno stručni časopis Rudarstvo, januar-juni 2001. godine;

Slijepčević S., Podzemna eksploatacija uglja, otvaranje i pripremanje jamskih polja, Tuzla, 2007 godine;

Hodžić S.(1998.), Transport u rudarstvu, Tuzla , 1998 godine;

Antunović Kobliška, Opšti rudarski radovi;

Esad Hadžić, Ugalj i kompleksna mehanizacija, Tuzla 2009 godine,

Musić O., Visokoproduktivno komorno otkopavanje uglja sa zasipavanjem starog rada (magistarski rad), Tuzla 2000. god.,

Genčić B., Tehnološki procesi podzemne eksploatacije slojevitih ležišta otvaranja, pripreme i metode otkopavanja, Beograd 1973 godine,

Petrović M., Otvaranje, razrada i metode otkopavanja, Građevinska knjiga, Beograd 196

YERALTI MADENLERİNDE SİNYALİZASYON SİSTEMİ İLE TRAFİK KONTROLÜ

TRAFFIC CONTROL WITH SIGNALIZATION SYSTEM IN UNDERGROUND MINES

N. Ölmez Özer[1]*, E. Ok[2]

[1] *Okyanus Teknoloji Bilgisayar ve Yazılım Sanayi Ticaret Limited Şirketi*
(Sorumlu yazar: nihan.ozer@okyanusteknoloji.com.tr)*
[2] *Okyanus Teknoloji Bilgisayar ve Yazılım Sanayi Ticaret Limited Şirketi*

ÖZET

Yeraltı madenlerinde verimliliğin ve karlılığın ana faktörlerinden biri yeraltından yerüstüne birim zamanda çıkarılan cevher miktarıdır.

Yeraltı madeninden çıkarılan cevherin yerüstü tesislerine taşınması ve yeraltında kullanılacak üretim malzemelerinin yerüstünden de yeraltına taşınması kamyonlar ile yapılmaktadır. Bunun yanında diğer operasyonlar için kullanılan patlatma araçları, vb. araçlar yoğun bir trafik oluşturmaktadır. Genellikle birden çok kat ve galerinin bulunduğu ve tek şeritli yollar ile ulaşımın sağlandığı yeraltı madenlerinde bu taşıma trafiğinin etkin olarak yönetilmesi hem verimliliğin arttırılması hem araç kaza risklerinin azaltılması hem de acil durumlarda hızlı müdahaleyi sağlayarak iş sağlığı ve güvenliği risklerinin minimize edilmesi açısından önemlidir.

Bu kapsamda geliştirilen ve sektörde ilk defa kullanılan Sinyalizasyon sisteminde, birbiri ile iletişim halinde olan akıllı kablosuz kontrol ve konum belirleme birimleri kullanılarak; IoT (Internet of Things – Nesnelerin İnterneti) ve RTLS (Real-time Location System-Gerçek Zamanlı Konumlandırma Sistemi) teknolojileri üzerinden yeraltı rotasında oluşan trafik otomatik olarak yönetilmeye başlanmıştır.

Anahtar Sözcükler: Yeraltı Madenleri, Sinyalizasyon, Otomatik Trafik kontrolü

ABSTRACT

One of the main contributors of underground mining profitability is the amount of ore extracted to surface in unit time.

Transportation of ore from underground to surface and related equipment from surface to underground is being conducted via trucks. In addition, other vehicles and equipment such as drillers, blasting tools, etc., used in daily operations create a heavy traffic. This traffic is generally managed via single lane roads in tunnels with multiple levels and galleries. So, it is very important to manage the underground traffic effectively in order to i. improve productivity, ii. reduce the likelihood of an accident among vehicles and iii. enable rapid intervention in case of emergency.

The signalization system developed within this scope is a first in Turkey and enables the automatic management of underground traffic control via use of smart wireless control and location tracking equipment (IoT-RTLS technologies).

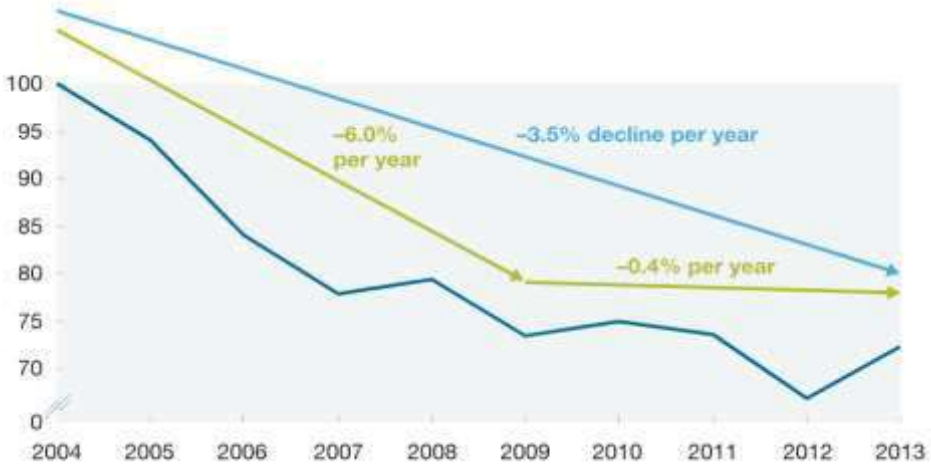
Keywords: Underground Mining, Signalization, Automated traffic control

GİRİŞ

Madencilik, gelişen teknolojiye rağmen hala dünyanın en zor operasyonlarından biri olarak kabul edilmektedir. Yeraltı ve yerüstündeki zorlu çalışma koşulları ile birlikte cevherlere olan talep miktarının dönemsel değişkenliği ve piyasalardaki fiyatlama farklılıkları sektörde sıkıntılara yol açmıştır.

90'ların sonu ve 2000'lerin başında metal ve mineraller için artan talep ile birlikte fiyatların hızla yükselmesi karlılığı arttırmıştır. Bu noktada üretim hacmini arttırmak sektörün en önemli hedefi haline gelirken, maliyet ve verimlilik ikinci planda kalmıştır. Fakat talep artışının yavaş yavaş düzene girmesi ile birlikte piyasa fiyatlaması belli bir düzene otururken, sektör üretim hacmini arttırmak için fizibilite çalışmalarına bakılmadan ve verimlilik göstergeleri dikkate alınmadan yapılan yatırım ve harcamaların maliyeti ile karşı karşıya kalmıştır.

- Yapılan analizler, küresel madencilik verimliğinin 2004-2014 döneminde yılda ortalama %3,5 azaldığını göstermektedir (Şekil 1). Üstelik bu azalma farklı emtialar, coğrafik şartlar ve şirketler bazında bakıldığında da oldukça belirgindir.



Şekil 1. Madencilik sektöründe verimlilik trendi

Artan maliyetler ve emtia fiyatlarındaki düşüşten dolayı azalan karlılık karşısında operasyon verimliliğini arttırmak sektörün odak noktası haline gelmiştir. Tam bu noktada Endüstri 4.0 kapsamında dijital teknolojilerin hızla gelişmesi ve geliştirmelerin önünü açması, sektörde dijital dönüşümü tetiklemiş ve IoT kapsamında projeler yapılmasının yolunu açmıştır.

IoT teknolojileri kullanılarak geliştirilen Yeraltı Maden Sinyalizasyon sistemi, karşılıklı araç trafiğinin otomatik yönetimini sağlayarak direk olarak üretim verimliliğine etki etmekte ve %7 ila %15 aralığında verim artışı sağlamaktadır.

PROJE İÇERİĞİ

Etkin çalışan bir sinyalizasyon sistemi oluşturabilmek için öncelikle gerçek zamanlı doğru konum verebilen bir donanım altyapısı oluşturulmuştur. Sonrasında sistemin yokluğunda yaşanan sorunlar ve sistemin kurulması/çalışması sırasında yaşanabilecek potansiyel sıkıntılar listelenmiş, bunların analizi ile sistemde olması gereken temel özellikler ortaya çıkarılmış ve kavramsal tasarımlar oluşturularak sistemin nasıl çalışacağı belirlenmiştir. Son aşamada ise gerekli donanım ve yazılım özelleştirilmeleri yapılarak sistem uygulamaya hazır hale gelmiştir.

Donanımlar

Sistem kapsamında kullanılan tüm donanımlar zorlu maden koşullarında çalışmaya uygun olarak özel tasarlanmıştır. Aktif RFID ve Ultra Geniş Bant (UWB) teknolojilerini kullanarak hassas konum takibi yapılmasını ve oluşturulan anlık konumlara göre trafiğin yönetilmesini sağlarlar.

Ekipman Etiketleri

Belirli aralıklarla Sinyal göndererek aracın cm bazında yerinin belirlenmesini sağlar. Sinyalizasyon projesi kapsamında yeraltına giren tüm araçlara ekipman etiketi takılmış olmalıdır. Bu etiketler ile araçlar sürekli izlenmektedir. Ekipman etiketleri üzerinde 0, 1 ve 2 konumu ayarlanabilecek şekilde 3 konumlu anahtar bulunmaktadır. Bu anahtar konumları aracın sistem tarafından algılanıp algılanmayacağını ve geçiş önceliğini belirler. Örneğin anahtar 1 konumunda olduğunda araç sistem tarafından algılanmakta ve karar algoritmasına dahil edilmekte demektir. Eğer anahtar 0 konumunda ise araç acil müdahale kapsamında içeride bulunmaktadır ve geçiş önceliği verilir. Eğer anahtar 2 konumunda ise araç sistem dışı bırakılır ve gönderdiği sinyal, karar algoritmasına dahil edilmez.

Okuyucu cihazlar

Araç donanımından gelen sinyalleri okuyarak araçların yönlerini, hızlarını ve konumlarını belirler

Sinyalizasyon donanımları:

Karar sistemleri ve lambalardan oluşur. Belirlenen konumlara göre karar mekanizmasını işleterek trafik lambalarını kontrol ederler. Her bir sette 2 adet lamba vardır. Sinyalizasyon lambaları kırmızı ve yeşilden oluşmaktadır. Kırmızı yolun geçişe kapalı olduğunu, yeşil yolun geçişe açık olduğunu belirtir. Her cepte ve her katta sinyalizasyon için lamba bulunmalıdır. Kapsama alınan alanın uzunluğuna ve yapısına göre kaç adet set gerekeceği belirlenir.

Hedef

Sistemin kurulmasındaki ana hedef, yeraltında telsiz ile yapılan manuel trafik yönetiminin- araç yönlendirmelerinin yol üzerinde gereksiz beklemelere neden olması, gereksiz manevra yapılması ve/veya üretim nakliye operasyonunda vakit kaybı yaşanması nedenleri ile oluşan verimdeki düşüşü engellemek ve acil durumlarda önceden tanımlı belirli / özel araçlara geçiş önceliği tanıyarak iş güvenliğinin arttırılmasıdır. Bununla birlikte sistemin kullanıcı hatalarından bağımsız hale getirilmesi ile olası çarpışma ve kaza risklerini minimize edilmesi beklenmektedir.

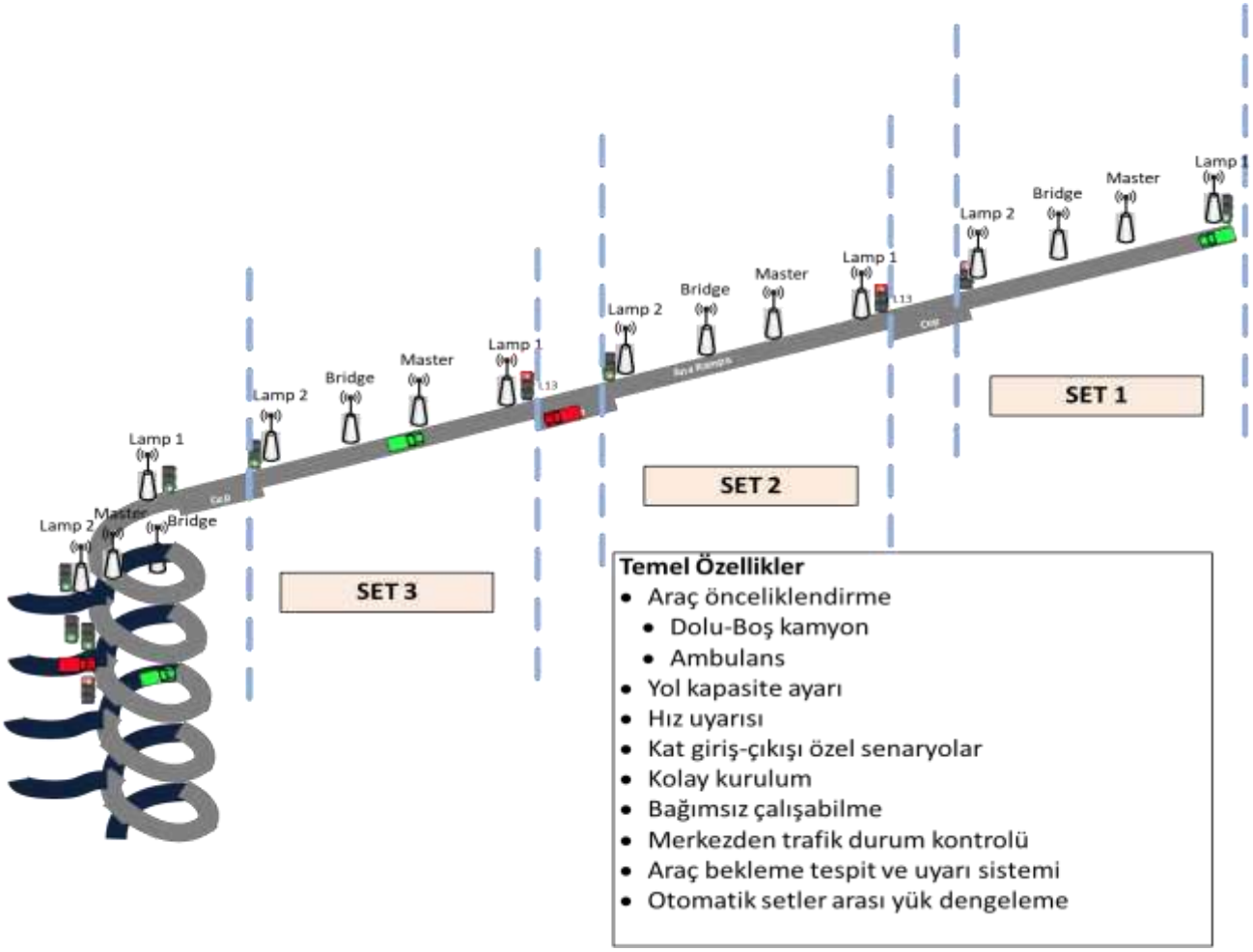
Potansiyel Zorluklar

Proje dizaynı ve kurulumu sırasında yaşanabilecek zorluklar aşağıda belirtilmiştir.

1. Yeraltı ortam şartlarının fiziki zorluğu (sıcaklık, nem, yolun spiral şeklinde olması ve bekleme alanlarının azlığı, vb.) ve bu şartların madenin farklı bölgelerinde değişkenlik göstermesi.
2. Yeraltı ortamlarda genellikle network yapısının mevcut olmaması.
3. Araç operatörlerinin sisteme uyum süreci.
4. Montaj sırasında üretimin durdurulması ihtiyacı.
5. Proje analizinde belirlenen kapsamın yeni rotalar / keşifler ile birlikte değişmesi veya genişlemesi.
6. Rotanın üretim planına göre değişken olması nedeniyle tasarımın ve yazılım algoritmasının esnek ve sürdürülebilir şekilde yapılması gerekliliği.

Temel Özellikler

Madenlerin çalışma mantığına ve operasyon gereksinimlerine göre belirlenen temel sistem özellikleri aşağıdaki gibidir.



Şekil 2. Sinyalizasyon Sistemi

KAVRAMSAL TASARIMLAR

Yeraltı madenlerinde oluşabilecek muhtemel senaryolar belirlenerek sistemin kavramsal tasarımı oluşturulmuş ve sistem yapısı buna göre uyarlanmıştır. En sık gerçekleşen 8 senaryo aşağıda detaylı olarak açıklanmıştır.

Senaryo açıklamalarında kullanılan örnek model için aşağıdaki varsayımlar geçerlidir.

1. Senaryolar için oluşturulan modelde toplamda 2 tam sinyalizasyon seti gösterilmiştir. Kapsanmak istenen alanın boyutuna göre set sayısı arttırılabilir.
    a. 1.set: L1, L2 lambaları ve R1, R2, R3, R4 okuyucularından oluşmaktadır.
    b. 2.set: L3, L4 lambaları ve R5, R6, R7, R8 okuyucularından oluşmaktadır.
    c. L5 lambası 3.setin başlangıcıdır
2. Maden girişi L1 lambasının olduğu taraftan yapılmaktadır.
3. L1, L3 ve L5 lambaları yukarıdan aşağı inen araçları, L2 ve L4 lambaları ise aşağıdan yukarı çıkan araçları uyarmaktadır.

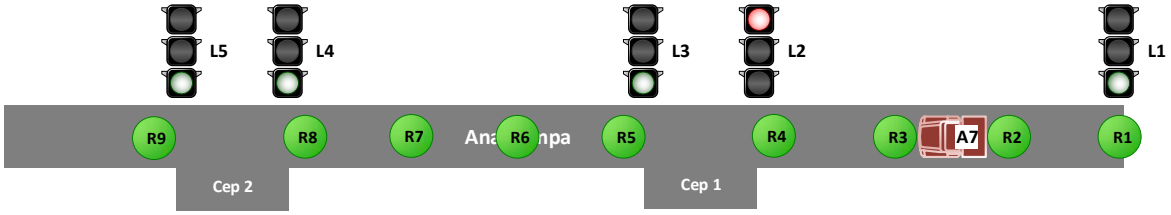
4. Araçlar A6 ve A7 ile temsil edilmektedir.

Sinyalizasyon Sisteminde Sağlanan Senaryolar

Senaryo 1:

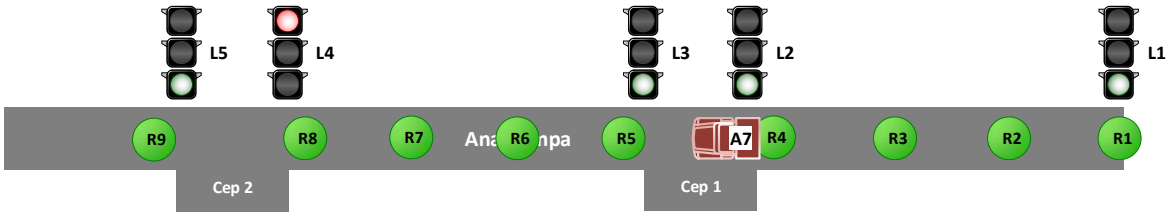
Bu senaryoda yukarıdan aşağıya doğru inen bir araç olduğu varsayılmıştır. Setin giriş ve çıkışındaki lamba durumları aşağıda belirtilmiştir.

1. Yukarıdan aşağı yönde ilerleyen bir araç Şekil 3'de gösterilmiştir. A7 aracı R5-R6-R7-R8 okuyucularının olduğu sete yaklaştığını düşünelim.



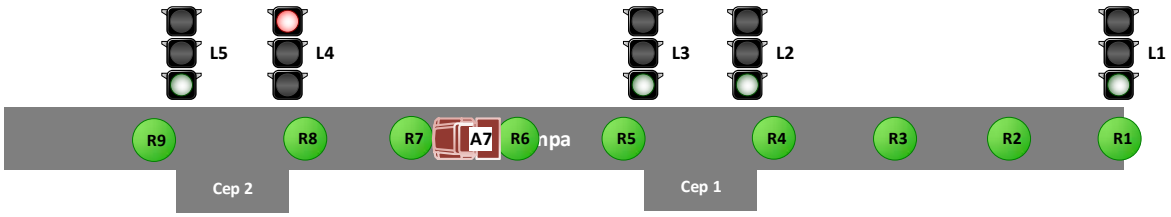
Şekil 3. Senaryo 1- A7 aracının yukarı yönden (ana girişten) ilk sinyalizasyon setine girişi

2. A7 aracı R5 okuyucusuna 40 metre yaklaştığında, L4 lambası kırmızı yakılır, L2 lambası yeşil yanar (Şekil 4).



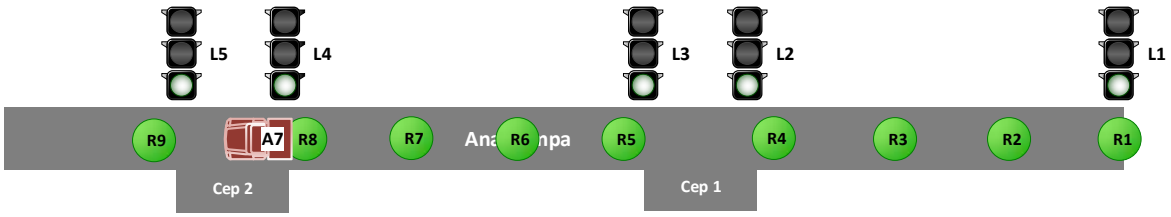
Şekil 4. Senaryo 1- A7 aracının 2. sinyalizasyon setine girişi

3. A7 aracı set içerisinde ilerler. L3 yeşil, L4 kırmızı yanmaya devam eder (Şekil 5).



Şekil 5. Senaryo 1- A7 aracının 2. sinyalizasyon setinde ilerlemesi

4. Araç R8 okuyucusunu 10 metre geçtikten sonra L4 lambası yeşil yanar. Aracın diğer sete girmesi ve seti geçmesi durumlarında da aynı çalışma mantığı icra edilir (Şekil 6).

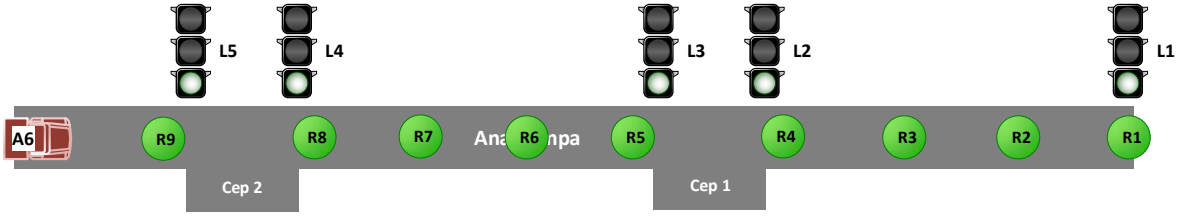


Şekil 6. Senaryo 1- A7 aracının 3. sinyalizasyon setine geçişi

Senaryo 2:

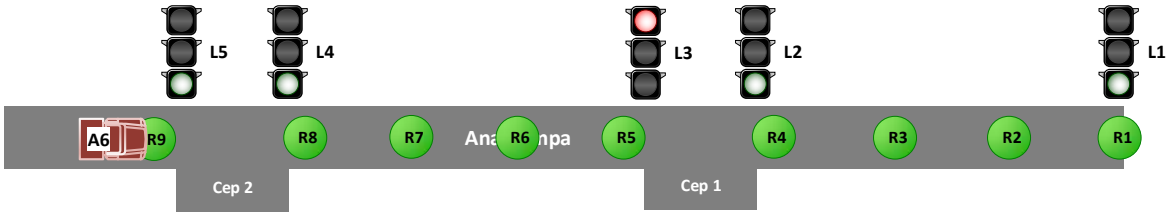
Bu senaryoda aşağıdan yukarıya doğru çıkan bir araç olduğu varsayılmıştır. Setin giriş ve çıkışındaki lamba durumları aşağıda belirtilmiştir.

1. Aşağıdan yukarı yönde ilerleyen bir araç Şekil 7'de gösterilmiştir. A6 aracı R8-R7-R6-R5 okuyucularının olduğu sete yaklaştığını düşünelim.



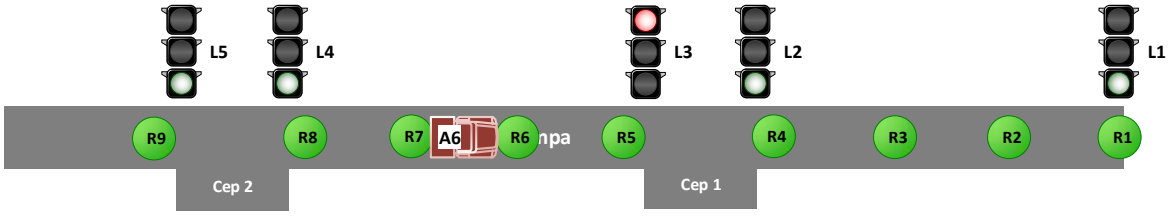
Şekil 7. Senaryo 2 – Aracın aşağı yönden 2. sinyalizasyon setine yaklaşması

2. A6 aracı R8 okuyucusuna 80 metre yaklaştığında, L3 lambası kırmızı yakılır (Şekil 8).



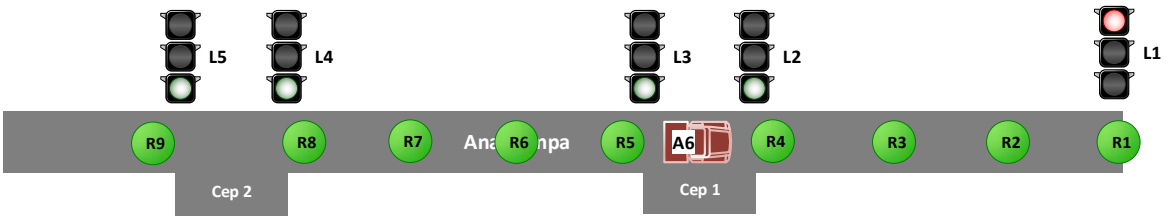
Şekil 8. Senaryo 2 – Aracın 2. sinyalizasyon setine girişi

3. A6 aracı set içerisinde ilerler. L4 yeşil, L3 kırmızı yanmaya devam eder (Şekil 9).



Şekil 9. Senaryo 2 – Aracın 2. sinyalizasyon setinde ilerlemesi

4. A6 aracı R5 okuyucusunu 10 metre geçtikten sonra L3 lambası yeşil yanar. R4 okuyucusuna 80 metreden az kaldığı için L1 lambası kırmızı yanar. Aracın diğer sete girmesi ve seti geçmesi durumlarında da aynı çalışma mantığı icra edilir (Şekil 10).

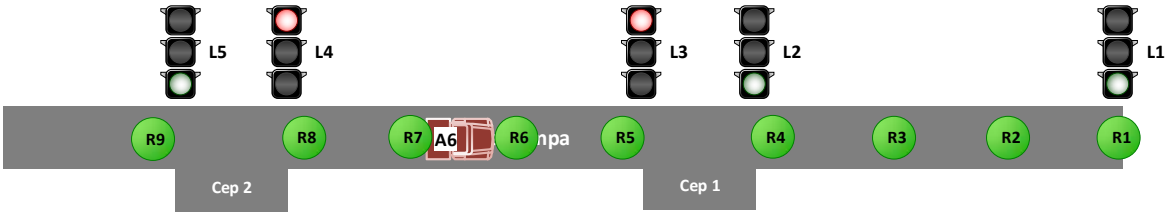


Şekil 10. Senaryo 2 – Aracın ilk sinyalizasyon setine geçmesi

Senaryo 3

Set içerisinde olan bir araç 3 dakika boyunca seti terk etmediyse setin girişindeki ve çıkışındaki lambalar kırmızı yakılır.

1. Şekil 11'de A7 aracı herhangi bir sebeple (bekleme, arıza bakım vs.) set içerisinde 3 dakikadan fazla kalırsa setin iki ucundaki L3 ve L4 lambaları kırmızı yanar. Aracın aşağıdan yukarı veya yukarıdan aşağı ilerlemesine bakılmaz.

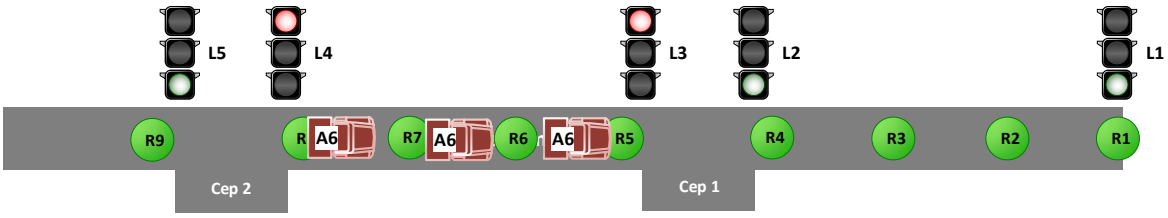


Şekil 11. Senaryo 3 – Aracın herhangi bir sinyalizasyon setinde 3 dakikadan fazla beklemesi durumu

Senaryo 4:

Set içerisinde aynı yönde ilerleyen 3 araç (cep sığası 3 olduğundan) varsa setin girişindeki ve çıkışındaki lambalar kırmızı yakılır.

1. Şekil-12'de set içerisinde 3 araç olduğundaki durumda trafik lambalarının durumu verilmiştir. Araçlar seti terk ettikten sonra L3 ve L4 lambaları yeşile dönmektedir.

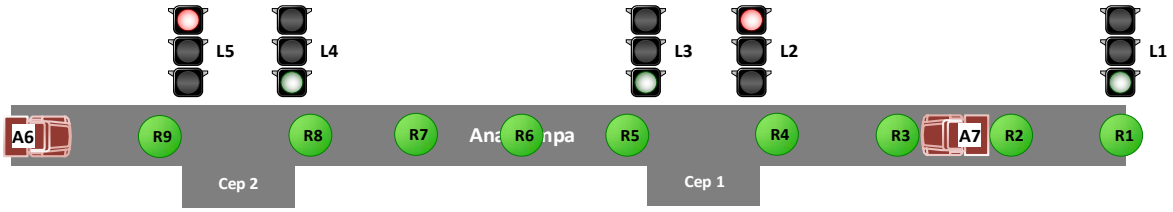


Şekil 12. Senaryo 4 – Set içerisinde 3 aracın aynı anda bulunması durumu

Senaryo 5:

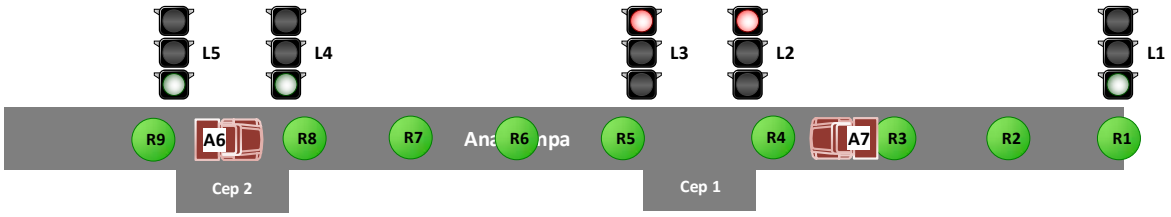
Her iki yönden yaklaşan araç durumunda, Senaryo 1 ve Senaryo 2'deki değerlendirmelere göre araçlardan birisinin sete girişine yeşil yanacaktır. Yeşil yanan araç 30 saniye boyunca sete girmezse diğer yönde bekleyen araç için yeşil yanar.

1. Şekil 13'de iki farklı yönden araçlar aynı sete doğru yaklaşmaktadır.



Şekil 13. Senaryo 5 – 2 aracın farklı yönlerden aynı sete yaklaşması durumu

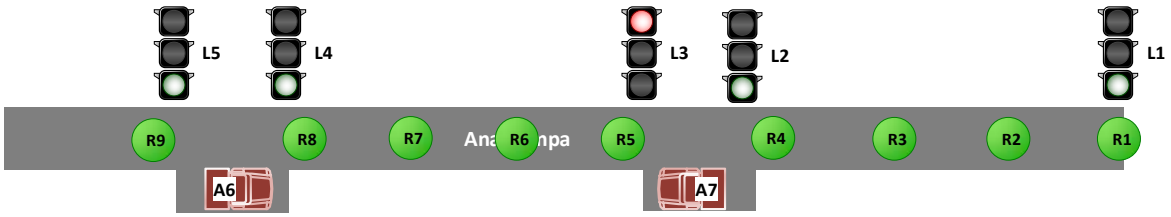
2. Şekil 14'de A6 aracı R8 okuyucusuna 80 metre yaklaştığında L3 lambasını yeşile kırmızı yakar. A7 aracı da diğer yönden yaklaşmaya devam eder.



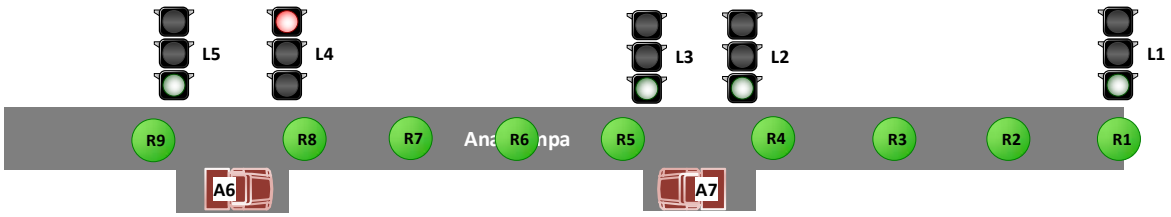
Şekil 14. Senaryo 5 – A6 aracın aşağı yönden 2. sete girerken, A7 aracının yukarı yönde ilk sette ilerlemesi

3. A6 aracına yeşil yanmasına rağmen herhangi bir sebeple sete girmez ve cepte bekler. A7 aracına da kırmızı yandığından sete girmez cepte beklemektedir (Şekil 15).

4. A6 aracı 30 saniye boyunca sete girmediğinden L3 lambası yeşil, L4 lambası kırmızı yanar (Şekil 16).



Şekil 15. Senaryo 5 – Her iki aracın cep noktasında beklemesi durumu



Şekil 16. Senaryo 5 – Her iki aracın cep noktasında bekleme süresinin 30 saniyeyi geçmesi durumu

5. A7 aracı sete girer ve yoluna devam ederse, Senaryo-1'de aşağı inen araç senaryosu işler ve A7 aracı R8 okuyucusunu 10 metre geçtikten sonra L4 yeşil yanar. A6 aracı yukarı yönde ilerlerken de Senaryo-2 işler.

6. A7 sete girmez ve cepte beklemeye devam ederse, 30 saniye sonra L3 kırmızı, L4 yeşil yanarak A6 aracına sete grime hakkı tanır.

Senaryo 6:

Bu senaryoda tünelde ambulans olması durumundaki lamba durumları açıklanmaktadır.

1. Sinyalizasyon algoritmasında ambulans aracı algılandığında trafik lambaları kırmızı yakılıp söndürülür.
2. Ambulansın bulunduğu set, bu setin ilerisindeki iki set ve gerisindeki iki sette trafik lambaları ambulans olduğu müddetçe kırmızı yakılıp söndürülür.
3. Kırmızı trafik lambası periyodik olarak yanıp sönen set, Ambulans aracından bir dakika boyunca sinyal alınamazsa sinyalizasyon sistemi normal çalışmasına devam eder.
4. Kırmızı lambanın periyodik yanıp söndüğünü gören araçlar ana yol trafiğini aksatmayacak şekilde en uygun cebe veya kata aracını park etmelidir.
5. Ambulans aracının butonu 2 konumunda olduğunda, sinyalizasyon sistemi ambulansı dikkate almayacaktır. Ambulans Tünelin girişindeki okuyucudan 20 metre mesafe içinde beklerse, butonunu 2 konumuna almalıdır. Aksi halde sinyal geldikçe kırmızı lambalar yakılıp söndürülecektir.

Senaryo 7:

Bu senaryoda set içinde veya kat içinde ana yol trafiğini aksatmayacak şekilde bekleyen araçların sinyalizasyon algoritması tarafından nasıl devre dışı bırakılacağı açıklanmaktadır.

1. Anayol trafiğini aksatmayacak şekilde set içinde olan araçlar veya kat içine park için çeken araçlar ekipman etiketindeki butonu 2 konumuna almalıdır. Buton 2 konumuna alındığında kırmızı lamba yanmayacaktır.
2. Buton 2 konumuna alındıktan 10 saniye sonra, bu araç sinyalizasyon algoritması tarafından değerlendirilmeyecektir.
3. Araç tekrar sinyalizasyon sistemine dahil olacağında ekipman etiketindeki buton 0 veya 1 konumuna alınmalıdır.

Senaryo 8:

Lamba bağlı olan okuyuculara 10 saniye boyunca lamba mesajı gelmediğinde kırmızı ve yeşil lambaları periyodik olarak yakılır. Böylece şoförlere anlık lamba durumunun güncel olmadığı konusunda uyarı verilmektedir.

SONUÇ

Sistemin kurulması ile birlikte yeraltındaki yoğun trafik otomatik olarak kontrol edilmeye başlanmıştır. Bu sayede kesintisiz trafik akışı sağlanmıştır. Sistemin kurulmasından sonraki 3 ila 6 ay arasında yapılan ölçümlerde elde edilen diğer sonuçlar aşağıda gruplandırılmıştır.

Operasyon Verimliliği

1. Araçların aşağı iniş ve çıkış sürelerinde azalma ve yeraltından çıkarılan cevherin %7 ila %15 oranında artması.
2. Araçların birbirine yol vermek için manevra yapmasının önüne geçilmesi ile yakıt maliyetlerinde azalma.
3. Sinyalizasyon alanlarında araç kapasitesin hesaplanması ve buna göre bekleme süresi yönetimi.
4. Sistemin işletilmesi neticesinde verimli telsiz kullanımı.
5. Anlık konum takibi ile toplanan bilgiler sayesinde çeşitli analizler yapılarak süreçlerin iyileştirilmesi.
    - Ekipman bakım kilometre analizleri.
    - Üretim mesafe süre analizleri.
    - Adam-saat ekipman analizleri.
    - Kazı alanı-çıkış süresi-ürün eşleşmeli analizler.

İş Sağlığı ve Güvenliği

1. Araç operatörlerinin sadece araç kullanmaya odaklanması sağlanarak olası dikkat dağınıklıklarının engellenmesi.
2. Anlık konum bilgisi ile hız kontrolü sayesinde çarpışma ve kaza riskinin azalması.
3. Telsiz kullanımının azalması ile birlikte acil durum müdahale süresinin kısalması.

Kaynaklar

Lala, A., Moyo, M., Rehbach, S., Sellschop, R. (2015), Productivity in mining operations: Reversing the downward trend (https://www.mckinsey.com)

URL1 : https://www.ey.com/Publication/vwLUAssets/EY-productivity-in-mining-now-comes-the-hard-part/$FILE/EY-productivity-in-mining-now-comes-the-hard-part.pdf

YERALTI SUYU SEVİYESİNİN AÇIK OCAKLARDA ŞEV DURAYLILIĞINA ETKİLERİNİN ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE EFFECTS OF GROUNDWATER LEVEL ON SLOPE STABILITY IN OPEN PITS

S. Eren [1,] *, C.O. Aksoy [1]

[1] *Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu Yazar: eren.sibel0092@gmail.com)*

ÖZET

Sanayinin büyümesi ve teknolojinin gelişmesiyle, günümüzde hammadeye olan ihtiyaç artmıştır. Bu hammadde talebinin karşılanması için cevherin, açık işletmeden en verimli şekilde alınabilmesi gerekmektedir. Dekapaj miktarının az, şev açılarının ise yüksek tutulduğu bir açık işletme basitçe en verimli şartlar altında çalışıyor demektir. Ancak yüksek şev açıları, şev stabilitesi problemlerini de beraberinde getirmektedir. Madenin ekonomik şartlar altında işletilmesi için şev duraylılığı etütleri ve tasarım planlama için toplanan veriler, bu aşamada büyük bir öneme sahiptir. Uygun tasarım ve boyutlandırma için işletme sahasının jeolojik-jeofizik özellikleri tanımlanmalı, süreksizlikleri belirlenmeli ve yeraltı suyu durumu iyi bir şekilde ortaya koyulmalıdır. Bu çalışma kapsamında yeraltısuyu seviyesindeki değişimlerin şev duraylılığına etkileri sayısal modelleme yöntemleri ile zamana bağlı akış çözümlemeleri yapılarak araştırılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Şev Duraylılığı, Yeraltı Suyu, Nümerik Modelleme, Zamana Bağlı Analiz, Akış Analizi

ABSTRACT

With the growth of industry and the development of technology, the need for raw materials has increased. In order to meet this raw material demand, the ore must be taken from the open pits in the most efficient way. An open pit operation in which the excavation amount is low and the slope angles are kept high is simply working under the most efficient conditions. However, high slope angles bring about slope stability problems. The data collected for slope stability studies and design planning for the operation of the mine under economic conditions is of great importance at this stage. The geological-geophysical characteristics of the operation area should be defined for proper design and dimensioning, discontinuities should be determined and the groundwater situation should be well established. In this study, the effects of changes in groundwater level on slope stability were investigated by using time dependent flow analysis with numerical modeling methods.

Keywords: Slope Stability, Gorundwater, Numerical Modeling, Time-Depended Analysis, Flow Analysis

GİRİŞ

Bir açık işletmenin ekonomik olarak işletilebilmesi için dekapaj miktarının en az seviyede, buna karşın basamak şev açılarının ise en yüksek seviyede tutulması gerekir. Ancak emniyetli bir çalışma ortamı yaratmak için genellikle bu açılar düşük olur. Artan hammadde talebi açık ocak maden işletmelerinin gittikçe derinleşerek, büyümesi ihtiyacını doğurmuştur. Bu aşamada şev stabilite kontrolü önem kazanır. Açık ocağın bulunduğu sahanın jeolojik ve jeofizik özelliklerinin belirlenmesi, süreksizliklerinin saptanması ve yeraltı suyu dinamiğinin ortaya koyulması şev duraylılığı için yapılacak

olan mihendislik çalışmalarına temel oluşturur. Şev stabilitesine etki eden faktörleri Şekil 1'den görülebileceği üzere iki başlık altında toplamak mümkündür (Atkinson, 1977).

Şekil 1. Şev stabilitesine etki eden faktörler (Atkinson, 1977).

Bu çalışma kapsamında özel olarak yeraltı su dinamiğinin, şev duraylılığı üzerindeki etkilerine odaklanılmıştır. Yüzey su birikintileri, yağmur ve sel suları, ıslak dekapaj, kapalı işletmelere dolan sular ve yeraltı suları ocağa giren suyun çeşitli kaynaklarını oluşturmaktadır (Kızıl ve Köse, 1995).

Singh ve Denby (1989)'nin belirttiği üzere yeraltı suları kayacın efektif dayanımını azaltarak, kayaç içinde bir su basıncı oluşturur. Bunun yanısıra yeraltı suları kaya kütlesinin kesme dayanımını azaltır ve kayacın bozuşmasına neden olur.

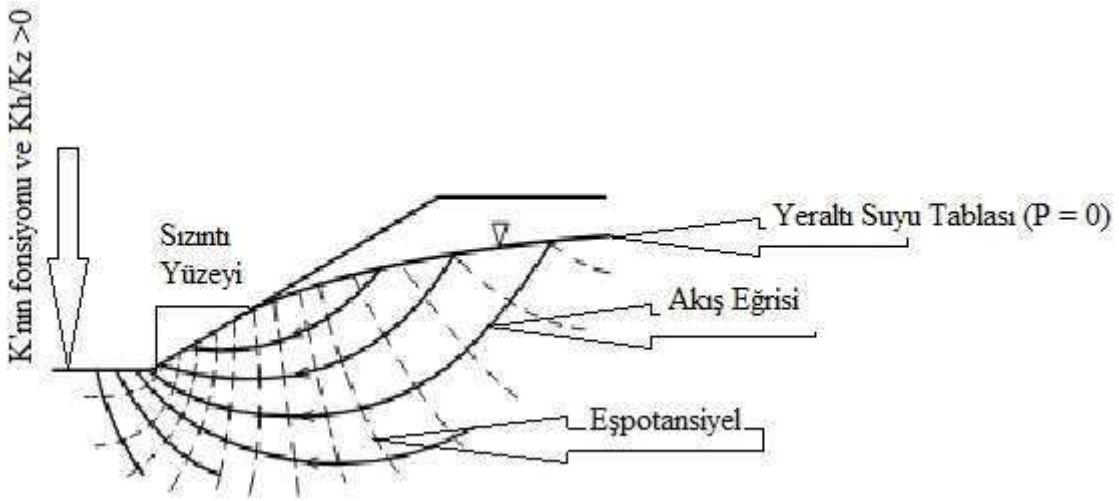
Singh ve Ghose (2006) ise bir kayma düzlemi boyunca kaymaya karşı direncin, sadece kaya kütlesinin kesme dayanımına değil, aynı zamanda kayma yüzeyi boyunca etkiyen normal gerilmelere de bağlı olduğunu belirtmiştir. Buradan yola çıkarak yeraltı sularının, şev stabilitesi üzerine etkileri şu şekilde sıralanabilir:

- Su, kil ve şeyl yüzeylerini kayganlaştırarak kohezyon dayanımını azaltır ve içsel sürtünme açısını (φ) düşürür.
- Kayma yüzeyi boyunca etkiyen normal gerilmeleri azaltır.
- Şev üzerine gelen ölü ağırlığı arttırır.
- Kazı yönünde basınç kuvveti oluşturur
- Patlatmada, hidromekanik şok dalgalarına sebep olur.

Yataklanma, foliasyon ve iki kayacın ayrılma-birleşme noktalarında ise su basıncı etkileri daha fazla çıkmaktadır. Su problemlerine sahip bir şev olduğu yoksayılarak, düzleştirilebilse de, şev drenajı (susuzlaştırma) yöntemi daha çok tercih edilen ve ekonomik bir yöntemdir (Atkinson, 2000).

YERALTI SULARININ TEMEL HİDROLİK PRENSİPLERİ

Yeraltı suyu hidroliği üzerinde bir anlayış geliştirmek için öncelikle Şekil 2'de gösterilen, şevdeki yeraltı suyu akış sistemini anlamak önemlidir. Gözeneklerdeki basıncın, atmosferik basınca göre sıfır (P=0) olduğu doymuş ve doymamış kaya kütlesi arasındaki sınır ''yeraltı suyu tablası'' olarak adlandırılır. Su tablası ile kesişen veya şev üzerinde mostra veren ve aynı zamanda P = 0 olan yüzey, sızıntı aynasının tepesidir. Sızıntı yüzeyinin yüksekliği, hidrolik iletkenliğin ve eğimi oluşturan malzemelerin yatay-dikey anizotropisinin bir fonksiyonudur. Düşük hidrolik iletkenliğe ve geniş yanaldan-dikeye hidrolik iletkenlik oranına sahip malzeme, daha geçirgen ve izotropik kaya kütlelerinde olduğundan daha yüksek sızıntı yüzeyine sahip olcaktır. Sızıntı yüzeyinin yüksekliği her zaman sıfırdan büyüktür. Şekil 2'de ayrıca eşpotansiyel çizgileri ve teorik akış çizgilerine dair bir ağ gösterilmektedir.



Şekil 2. Bir şevdeki yeraltı suyu akışının sistematiği (Singh ve Atkins, 1984).

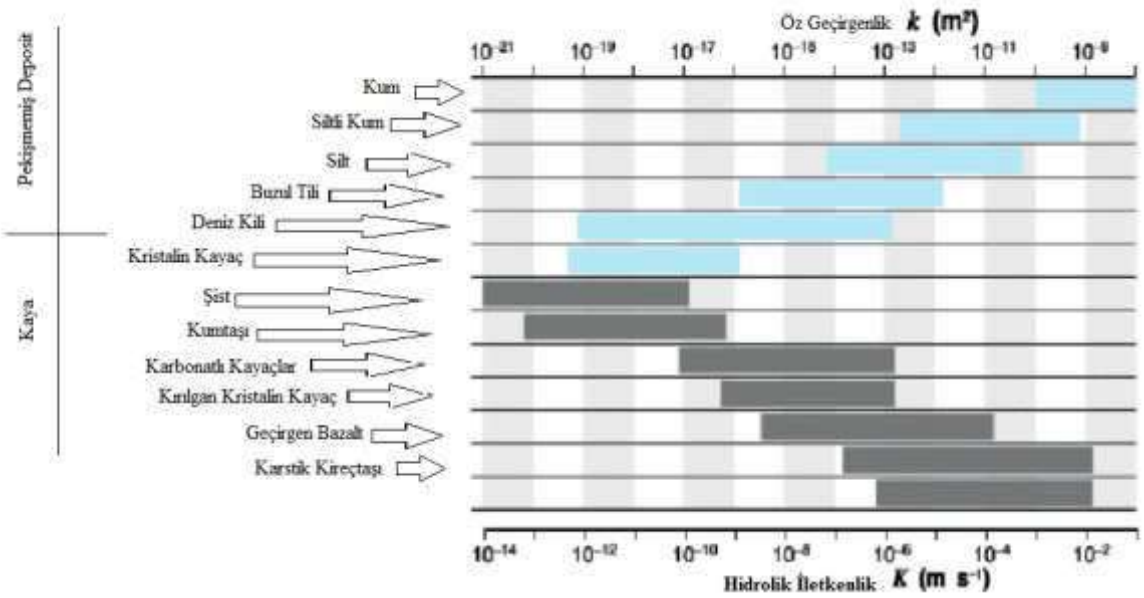
Kayada yapılan her madencilik işlemi akmayan yeraltı sularından ''akan artezyen'' koşulları yaratır. Bir kayacın, yeraltı suyu akışına göre en önemli özelliği hidrolik iletkenliğidir. Homojen ve izotropik bir kaya malzemesi için hidrolik iletkenlik K, Darcy yasasından türetilmiştir. Hidrolik iletkenlik, bir birim alandaki akış hızı olarak tanımlanır.

$$K = Q / A \quad (1)$$

Burada;

K = Hidrolik iletkenlik [L/T]
Q = Debi [L^3/T]
A = Kesit alanı [L^2] dır.

Kaya malzemeleri için literatürde 13 farklı aralıkta ''K'' değeri belirlenmiştir (Şekil 3). Bir maden sahasında farklı ''K'' değerine sahip birden fazla malzeme olması beklenen bir durumdur. Bu tarz bölgelerde analizler için değerlendirme yapılırken hidrolik iletkenliğin yanı sıra kaya malzemesinin jeolojik özellikleri ve süreksizlikleri de göz önünde bulundurulur.



Şekil 3. Farklı jeolojik malzemelerin Hidrolik İletkenlik (K) değerleri (Atkinson, 2000)

Yeraltı Sularının Duraysızlığa Neden Olduğu Şevlerde Sağlamlaştırma Yöntemleri

Bir şev üzerinde kaymanın ne zaman olacağını öngörmek çoğu zaman pek mümkün olmamaktadır. Ancak ufak kaymalar ve çökmeler, yer yer belirginleşen oturmalar ve topoğrafyada meydana gelen değişimler bir şev kayması olayının yaşanabileceğini gösteren durumlardır. Kesin bilgilere ise saha yapılan uzun süreli gözlem ve ölçümler sonucunda ulaşılabilir ve kaymanın asıl nedeni belirlendikten sonra gerekli tedbirler alınabilir.

Şevin duraylılığını bozan sebepler şu şekilde özetlenebilir:

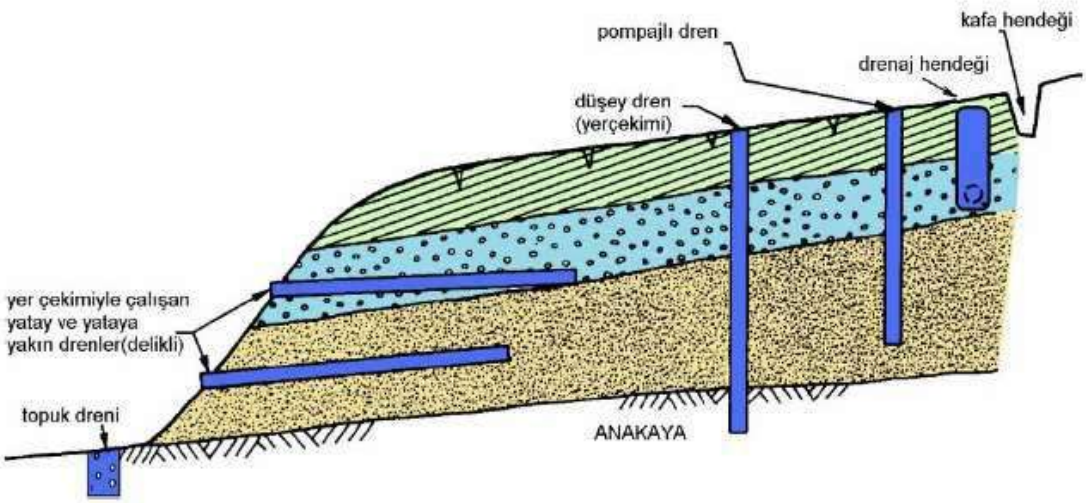
- Şev çok yüksek veya çok dik olabilir.
- Şevin kaya kütlesi özellikleri, mevcut şevi taşıyabilecek özelliklere sahip olmayabilir.
- Yeraltı suyu seviyesi ve su basıncı çok yüksek olup, kayacın dayanımını azaltıyor olabilir.
- Şev aşırı yağmur ve sel sularına maruz kalmış olabilir.
- Makina ve dekapaj tarafından aşırı yüklenmiş olabilir.

Şevlerin Drenajı

Şev dengesini bozan su basıncının ortadan kaldırılmasına yönelik olarak şevler drene edilir. Şev drenajı, dengeyi koruyucu ve arttırıcı bir etkiye sahiptir. Bir şeve drenaj yapılacaksa şu noktalarda dikkatli olunması gerekmektedir:

- Yüzey sularının, gerilim çatlaklarından veya eklem yerlerinden şeve akmasının önlenmesi,
- Olası kayma yüzeyi çevresinde seçimli temel drenaj ile su basıncının düşürülmesi,
- Drenaj konumunun şevin yakın çevresinde drenaj sağlayacak şekilde saptanması.

Bir maden ocağında, şevlerin drene edilmesi için farklı yöntemler mecvuttur. Bu yöntemler kısaca şöyledir; Yüzey Drenajı, Yatay Drenaj Galerileri, Toplayıcı Drenajlar, Düşey Drenaj Kuyuları, Drenaj Galerileri. Şekil 4'de genel olarak drenaj yöntemlerine dair bir görüntü verilmektedir.



Şekil 4. Şev drenaj yöntemleri (Paşamehmetoğlu vd.,1977)

YERALTI SU SEVİYESİ DEĞİŞİMİNİN ŞEV DURAYLILIĞINA ETKİSİNİN SAYISAL MODELLEME İLE İNCELENMESİ

Yeraltı sularının açık ocaklarda duraylılığa etkilerinin araştırılması konusu kapsamında öncelikle bir şevin duraylılığına etki eden parametler ortaya konulmuştur. Şev stabilitesine etki eden parametler ‘’Jeolojik, jeoteknik ve hidrojeolojik’’ ve ‘’Dizayn faktörleri’’ olmak üzere iki başlık altında toplanmaktadır. Jeolojik, jeoteknik ve hidrojeojik faktörlerden biri olan yeraltı suyu koşullarının bir şevin duraylılığına nasıl etki ettiği ise bu çalışmanın ana konusunu oluşturmuştur. Aksoy vd. (2016) farklı modeller ile derin açık işletmelerdeki şev duraylılığı üzerine yaptıkları statik analizlerde Mohr-Coulomb yenilme kriterinin daha hassas sonuçlar verdiğini belirtmişlerdir.

Yeraltı suları, şevde su basıncını arttırarak dayanımını azaltır. Başka bir deyişle yeraltı sularının varlığı kaya kütlesinde kohezyonu, içsel sürtünme açısını ve yüzey boyunca etkiyen normal gerilme kuvvetlerini düşürmektedir. Şev duraysızlığı, çalışma şartlarında tehlike yarattığından çalışılan saha kontrol altında tutulmalıdır. Bunun için çeşitli ön uyarılar sahada görülebilse de daha karmaşık mühendislik çalışmaları gereklidir. Öncelike sahanın jeolojik ve jeoteknik özellikleri çok iyi bir şekilde bilinmelidir. Daha sonra ise saha gözlemlenerek, analizler yapılmalı ve gereken tedbirler probleme yönelik olarak alınmalıdır.

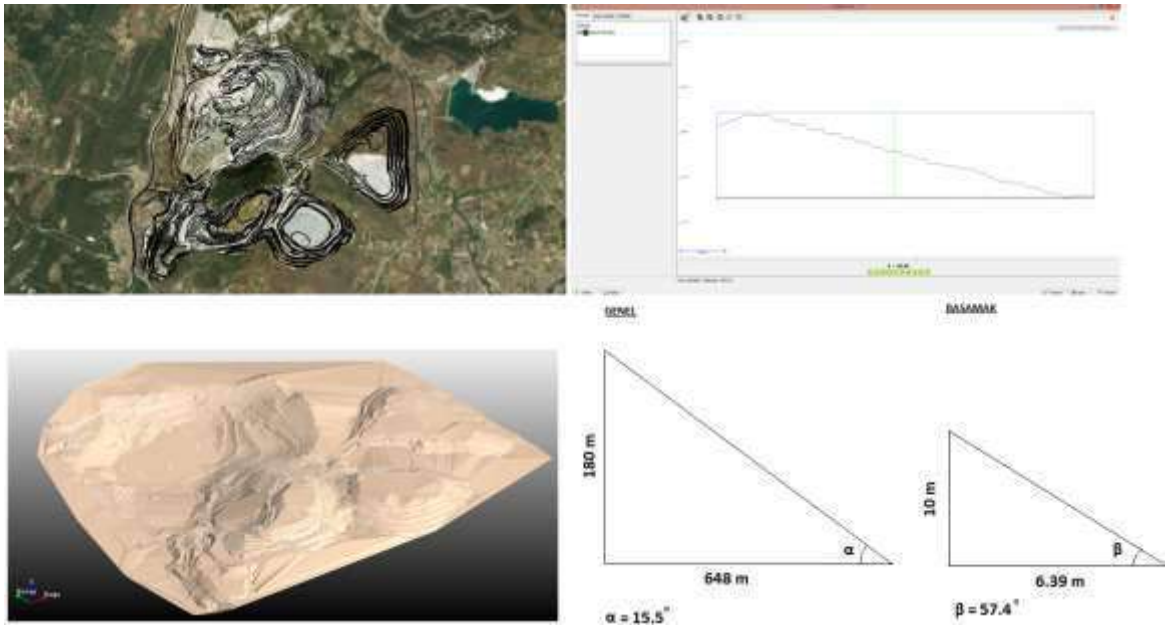
Şevde duraysızlık sebebinin yeraltı suları olduğu saptandığı takdirde, yapılacak tedbir çalışmalarında sahadaki kaya malzemesinin hidrolik iletkenlik değeri (K), en az kayıcın jeolojik özellikleri ve içerdiği süreksizlikler kadar önem taşımaktadır. Hidrolik iletkenlik değeri basitçe Darcy Kanunundan türemiş bir eşitliğe sahip olup, birim alana düşen debi miktarı olarak tanımlanmaktadır. Hidrolik iletkenlik değeri homojen ve izotropik özellikler içeren on üç farklı değerde tanımlanmıştır. Fakat bu değerlerin tek bir tanesini bir maden sahası için kullanmak çok mümkün değildir. Pratikte en az dört farklı kaya malzemesi veya toprak için birleştirilmiş değerlere ihtiyaç duyulur.

Duraysızlığın kaynağının tespit edildiği şevlerde, nedenin yeraltı sularına bağlı olduğu bulunmuşsa çözüm olarak susuzlaştırma (drenaj) yöntemlerinden biri uygulanabilir. Bu susuzlaştırma yöntemleri arasında yüzey drenajı, toplayıcı drenaj, yatay drenaj galerileri, düşey drenaj kuyuları ve drenaj galeri yöntemleri vardır. Bu drenaj yöntemlerinin uygulandığı ocaklarda suların izlenmesi ve

gerekli ölçümlere devam edilmesi ve ayrıca sahanın gözlemlenmeye devam etmesi de emniyet şartları açısından önemlidir.

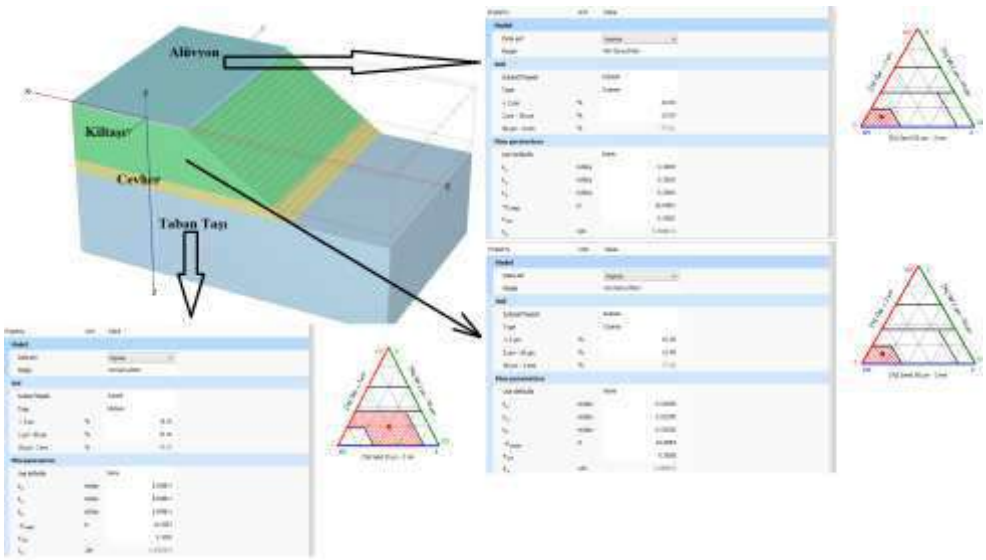
Bu çalışmada, yeraltı su seviyesinde uzun süreç içerisinde oluşan değişimlerin şev duraylılığı üzerine etkileri sayısal modelleme yöntemi ile gerçekleştirilen zamana bağlı akış analizleri ile incelenmiştir. Bu amaçla, Bigadiç'te bulunan bir açık işletmenin işletme parametreleri kullanılarak yeraltı su seviyesinin farklı seviyelerde olması durumunda şevlerde oluşan deformasyonlar, gerilmeler ve yeraltı suyu akışları ile güvenlik faktörleri üzerinde araştırmalar yapılmıştır.

Açık işletme şevlerine ait bilgiler Şekil 5'de verilmektedir. Şekilden de görüleceği üzere genel şev açısı 15.5^{o} ve basamak şev açısı ise 57.4^{o}'dir.



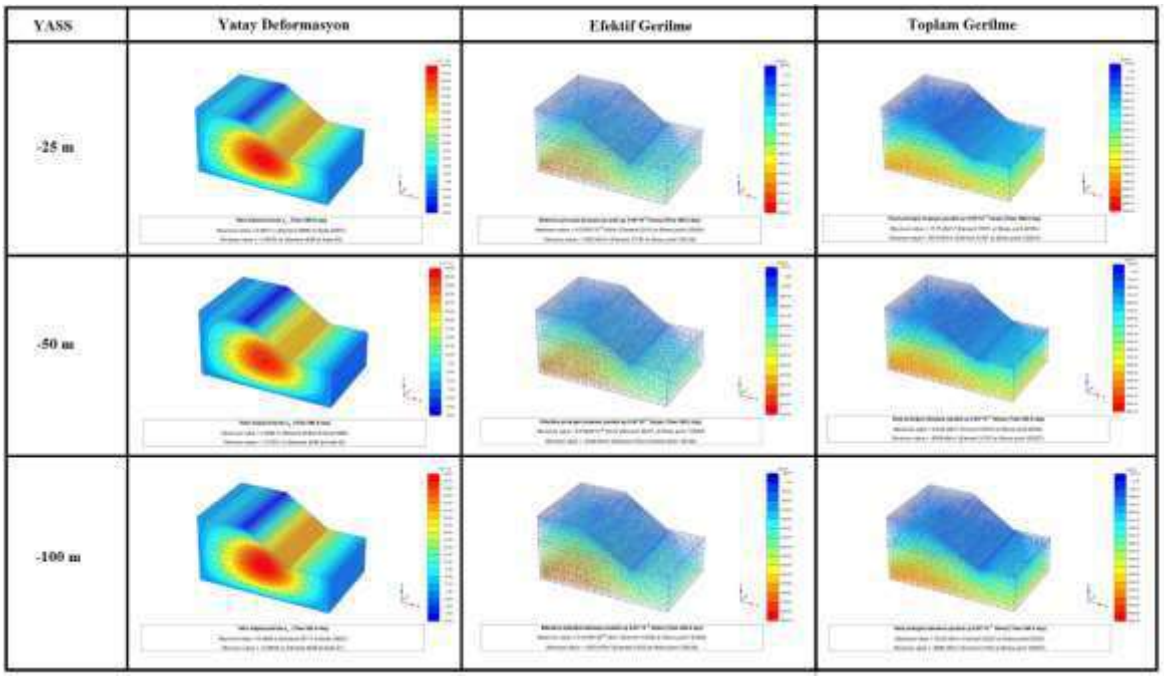
Şekil 5. Araştırmaya konu olan açık işletmenin geometrik bilgileri

Bu kapsamda gerçekleştirilen sayısal modelleme ana modeli ve birimlere ait bazı bilgiler Şekil 6'da verilmektedir.

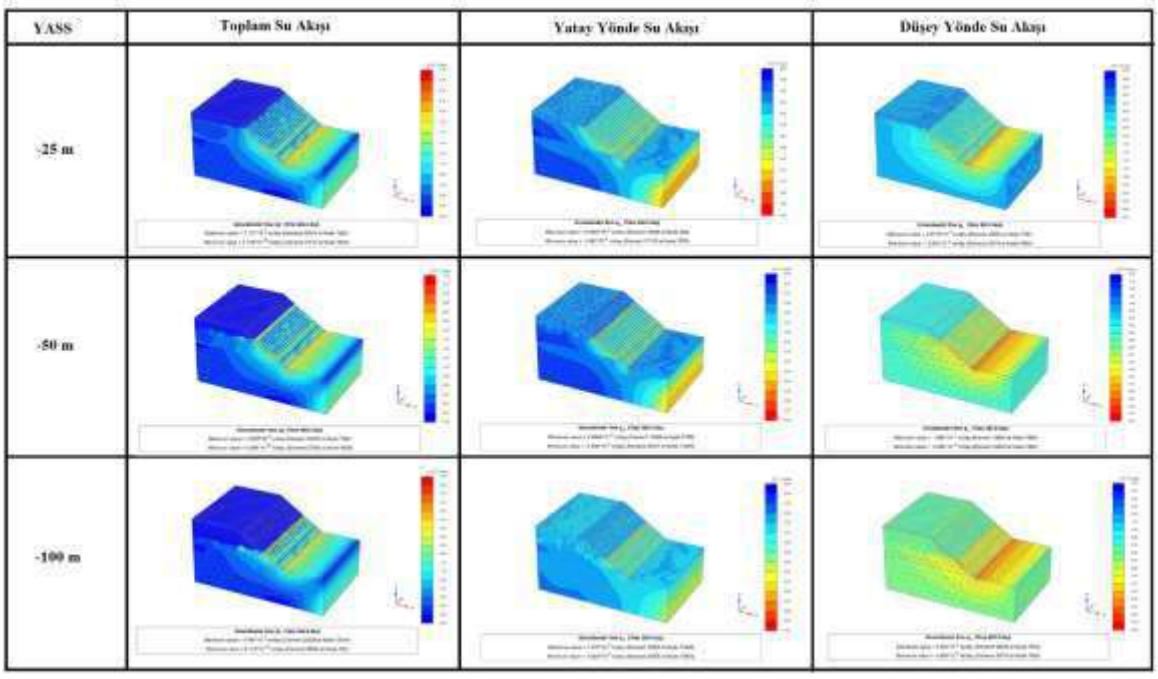


Şekil 6. Sayısal analizde kullanılan geometri ve kaya kütlesi özellikleri

Sayısal modellemede zamana bağlı akış analizleri gerçekleştirilmiştir. Analizlerde süre olarak 360 gün kullanılmıştır. Bu aşamada, farklı senaryolar oluşturmak için yeraltı su seviyesinin -25, -50 ve -100 m kotlarında olduğu düşünülmüştür. Her bir su seviyesinde 360 günlük analizler gerçekleştirilmiş olup, bu analizlerde akış modeli olarak Van Ganuchen Modeli kullanılmıştır. Aşağıda Şekil 7'de bu analizler sonucu elde edilen yatay deformasyon, efektif gerilme ve toplam gerilmeler özetlenmektedir. Şekil 8'de ise 360 günlük analiz sonucunda 3 boyutlu toplam su akışı, yatay ve düşey su akışları görülmektedir.



Şekil 7. Farklı yeraltı su seviyelerinde yatay deformasyon, efektif ve toplam gerilmeler



Şekil 8. Zamana bağlı akış analizi yeraltı suyu akış miktarları

SONUÇ

Yeraltı su seviyesinin -25 m olduğu durum için yatay deformasyon miktarı 29 cm iken, bu modelde oluşan efektif gerilme miktarı 5.3 MPa ve toplam gerilme miktarı 9.02 MPa olarak tahmin edilmektedir. Bu modeldeki su akışlarına bakıldığında sırasıyla toplam, yatay ve düşey su seviyesi değişimleri 0.027 m/gün (şev topuğunda), 0.017 m/gün ve 0.026 m/gün olarak gerçekleşmiştir. Bu modelin hesaplanan güvenlik faktörü 1.842'dir.

Yeraltı su seviyesinin -50 m olduğu durum için yatay deformasyon 32 cm iken, efektif ve toplam gerilmeler sırasıyla 5.53 MPA ve 8.98 MPa olarak belirlenmiştir. Yeraltı su seviyesinin -50 m'de olduğu durum için sırasıyla toplam, yatay ve düşey su seviyesi değişimleri 0.03 m/gün (Şev topuğunda ve 50. m'de), 0.02 m/gün ve 0.029 m/gün (şev topuğunda) olarak gerçekleşmiş ve bu modelde hesaplanan güvenlik faktörü 1.844 olmuştur.

-100 m'de yeraltı su seviyesi için yapılan zamana bağlı akış analizlinde yatay deformasyon miktarı 39 cm iken, efektif gerilme 5.97 MPa ve toplam gerilme 8.92 MPA olarak tahmin edilmiştir. Sırasıyla toplam, yatay ve düşey su seviyesi değişimleri 0.042 m/gün (Şev topuğunda 100 m'de), 4.02 m/gün (100 m'de) ve 3.6 m/gün olarak belirlenmiştir. Bu modelde hesaplanan güvenlik faktörü 1.852 olmuştur.

Bütün bu sonuçlar incelendiğinde, açık işletmenin içinde bulunduğu jeolojik birimlerin geçirimlikliklerinin önemli etkisi olduğu görülmüştür. Yeraltı su seviyesi azaldıkça yatay deformasyonların ve efektif gerilmelerin arttığı ancak toplam gerilmelerin ise düştüğü görülmektedir. Bunlara ek olarak, yeraltı suyunun akışları incelendiğinde, genel şev topuğunda ve yeraltı suyu seviyesinde en yüksek değerlere ulaştığı görülmektedir. Yeraltı su seviyesindeki düşüş ile Güvenlik Faktöründe artış olmaktadır. Güvenlik Faktöründeki bu artış, birimlerin geçirimlilikleri ile ilgilidir. Daha fazla geçirimliliğe sahip jeolojik birimlerde su seviyesindeki değişiklik Güvenlik Faktörünü daha çok etkileyecektir.

KAYNAKLAR

Aksoy CO, Uyar GG, Ozcelik Y, "Comparison of Hoek-Brown and Mohr-Coulomb failure criterion for deep open coal mine slope stability", Structural Engineering and Mechanics, Vol. 60, No. 5 (2016) 809- 828.

Atkinson, L.C., 2000. Slope Stability in Surface Mining. The role and Mitigation of Groundwater in Slope Stability, Colorado, USA.

Atkinson, T., 1977. Surface Mining. De ingenieur, jrg 89, nr 28/29.

Bieniawski, Z.T. 1989. Engineering Rock Mass Classifications. A Complete Manual For Engineers and Geologist in Mining, Civil and Petroleum Engineering, John Wiley & Sons.

Kızıl, M. ve Köse, H., 1995. Açık İşletmelerde Şev Stabilitesi. DEU Mühendislik Fakültesi Yayını, İzmir.

Paşaahmetoğlu, A.G. ve Karpuz, C., 1991. Kaya Şev Stabilitesi. TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını, Ankara.

Singh, R. H. Ve Atkins, A.S., 1984. Application of analytical solutions to simulate some mine inflow problems in underground coal mining. International Journal of Mine Water. 3:4:1-27.

Singh, R. N. ve Denby, B., 1989. Geotechnical Engineering Course. Part I, II, III, and IV, Held at The University of Nottingham, England.

Singh, R.N. ve Ghose, A.K., 2006. Engineered Rock Structures in Mining and Civil Construction. Stability Analysis of Surface Mining Slope. Taylor & Francis, England.

YERALTI VE AÇIK OCAK İŞLETMELERİNDE MADEN PLANLAMA OPTİMİZASYONU

A TUTORIAL on OPEN PİT and UNDERGROUND MİNE SCHEDULİNG USİNG MICROMINE SOFTWARE

A. Eşiyok [1,*] , B. Kahraman [2]

[1] Micromine Pty Ltd, Türkiye temsilcisi
*(*Sorumlu yazar: gesiyok@micromine.com)*
[2] 9 Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü

ÖZET

Maden işletmelerinde, maden ömrü boyunca, belirlenen proje değerleri üzerinden tesise cevher beslemek veya satış imkanlarını güvence altına almak istenir. Özellikle proses için belirlenen ton ve tenör hedeflerinde aşırı değişikliklere müsaade edilemez. Hedef cevher üretim ton ve tenörler de istenen hedeflere erişecek aylık hatta haftalık işletme planları amaçlanır.

Bu kıstasları gözeterek bilgisayar destekli maden işletme tasarım ve planlama yazılımları son yıllarda gelişmiştir. Bu bildiride Micromine yazılımı ile örnek bir maden işletmesinde, açık ocak ve yeraltı maden işletme planı aşağıda belirtilen yöntemler uygulanarak maden ömrü için hazırlanmıştır. Açık ocak ve yeraltı işletmesi için oluşturulan maden blokları ele alınarak, yıllar bazında, istenen kısıtlarda üretim imkânı veren bir maden planı, Scheduling Optimizasyon yöntemiyle yapılmıştır.

ABSTRACT

It is aimed that a mine operation should achieve the target values of projected tonnage and grade in a mine operation for a period of mine life. Fluctuation of tonnage and grade of ore feed could not be allowed in a processing plant. It is necessary to prepare a mine operation plan to satisfy the targeted grade and tonnage on monthly even weekly base.

Latest computer applications on mine optimization and scheduling has developed fast and reliable mine planners. Life of mine plans for both open pit and underground mines has been prepared by using Australian based mining software of Micromine. Scheduling Optimization is applied to bring a mine plan solution to satisfy predefined constraints including ore tonnage and grade, strip ratio.

GİRİŞ

Bu çalışmada, açık ocak ve yeraltı işletmelerinde, belirlenen periyodlarda ve belirlenen kısıtlara uygun olarak maden ömrü boyunca üretim planlaması yöntemleri ele alınmıştır. Periyodlar aylık ya da yıllık olabilir. Kısıtlar ise belirlenen periyodlarda üretilmesi planlanan cevher ton ve tenör ile pasa ve toplam kazı miktarlarıdır.

AÇIK OCAK TASARIMI

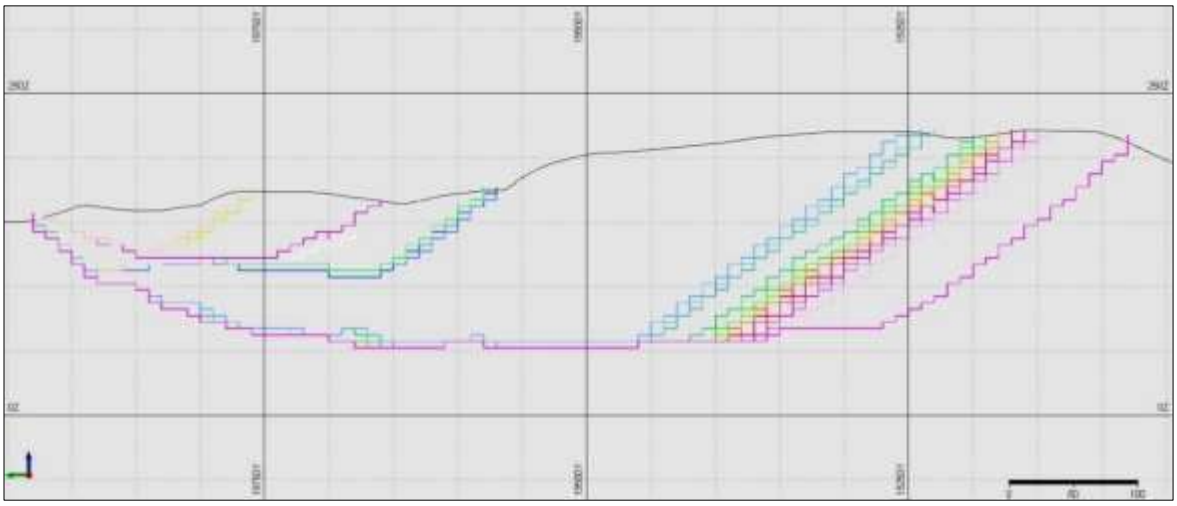
Açık Ocak Optimizasyon

Açık ocak tasarımı öncesinde en ekonomik açık ocak kabuğunu elde etmek için açık ocak optimizasyonu yapılır. Bu çalışmada Scheduling konusu ele alındığından açık ocak optimizasyonu detaylı olarak ele alınmayacaktır. Ancak temel hususlara değinilecektir.

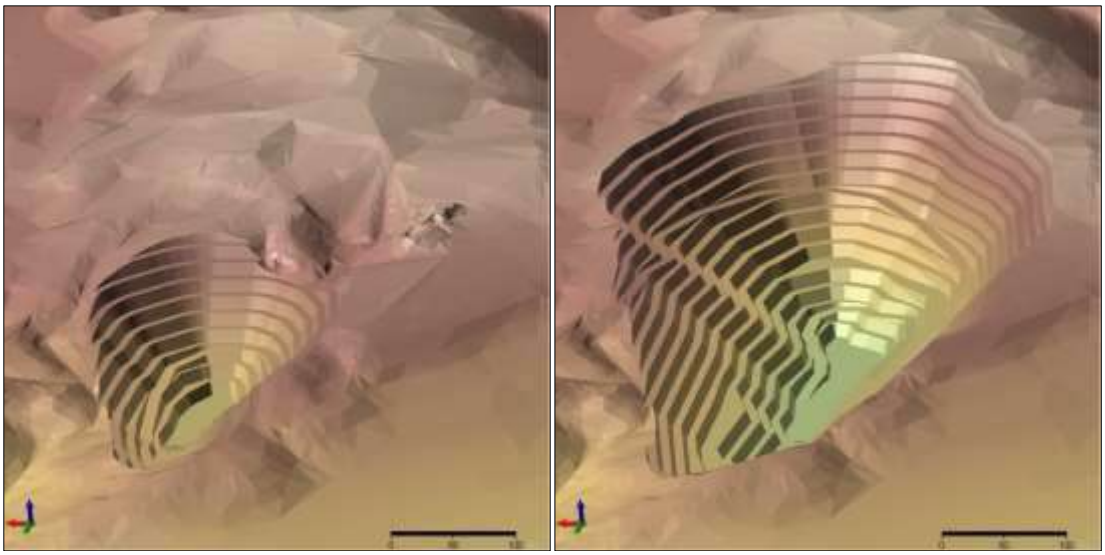
En önemli girdi cevher kaynak blok modeldir. Blok modelde her blok için tenör ve varsa yoğunluk değerleri hesaplanmıştır. Diğer girdiler açık ocak cevher üretim ve pasa kazı maliyetleridir. Cevher seyrelme ve kazanım faktörleri. Varsa cevher işleme maliyetleri. Diğer giderler (rehabilitasyon, genel yönetim, stok, satış gideri vs.) veri olarak girilir. Cevher satış fiyatı belirlenir.

En iyi uygun açık ocak kabuğunu belirlemek için yuvalı (evreli) açık ocaklar (nested pits) Gelir Ayarlama Faktörü (Revenue Adjustment Factor) kullanılarak oluşturulur. Nested (evre, yuvalanmış-iç içe geçmiş) açık ocak ve periyod seçeneklerinde En kötü (Worst), Best (en iyi) ve Constant (daimi, sabit) halleri için yuvalı açık ocaklar analiz edilir. Analizde tüm gelir ve gider unsurları ile beraber yatırım indirgeme oranı da dikkate alınır. Elde edilen tablo ve grafikler değerlendirilir ve yuvalı açık ocak kabukları seçilir. Seçilen yuvalı açık ocak kabukları temel alınarak kısa dönem açık ocak, orta dönem açık ocak veya nihai açık ocak tasarımları yapılabilir.

Şekil 1 de oluşturulan yuvalı açık ocak kabukları bir kesit üzerinde toplu halde gösterilmektedir. Şekil 2'de kısa dönem açık ocak kabuğu kullanılarak yapılan açık ocak tasarımı ve nihai açık ocak kabuğu kullanılarak yapılan nihai açık ocak tasarımı verilmektedir.



Şekil 1. Yuvalı ocakların kesit üzerinde toplu gösterimi



Şekil 2. Kısa dönem açık ocak (solda) ve nihai açık ocak (sağda)

PLANLAMA (Scheduling) OPTİMİZASYONU

Planlama, Micromine yazılımında uzun "Long Term" ve kısa "Short Term" dönem olarak iki ayrı şekilde ele alınmıştır. Planlama optimizasyonu uzun dönem planlama içerisinde mevcuttur. Planlama optimizasyonu açık ocak işletmelerinde ve yeraltı işletmelerine uygulanabilmektedir. Açık ocak ve yeraltı işletmelerinde planlama optimizasyonu uygulanmasında bazı farklılıklar Tablo 1'de verilmektedir.

Tablo 1. Açık ocak ve yeraltı işletmelerinde uzun dönem planlama

Yeraltı İşletmesi Schedule Optimizasyon Limitleri	Açık Ocak İşletmesi Schedule Optimizasyon (Uzun Dönem) ile Getirilenler
Maden blok üçgenlemelerin (Task) oluşturulmasında gerekli adımlar ve zaman alan işlemler.	Açık ocak hacmi içinde kalan maden bloklarının kolayca oluşturulması.
Plan (schedule) optimizasyonun uygulanabilmesi, şirket kısıtlarına uygun hedefleri (cevher üretim ton ve tenör, indirgenmiş gelir, kazı oranı gibi) yakalayan bir terminin bilgisayar yazılımı ile optimizasyon sonucu çözümlenmesi.	Plan optimizasyonun uygulanabilmesi, şirket kısıtlarına uygun hedefleri (cevher üretim ton ve tenör, indirgenmiş gelir, kazı oranı gibi) yakalayan bir terminin bilgisayar yazılımı ile optimizasyon sonucu çözümlenmesi.
Maden blokları (Tasks) arasındaki bağımlılıkların gerektiğinde farklı aşamalar (stage) için dikey ve yatay veya sadece yatay olarak belirlenmesi.	Maden blokları (Tasks) arasındaki dikey ve yatay bağımlılıkların oluşturulmasında kolaylık.

Uzun ve kısa dönem planlama arasındaki temel farklılıklar Tablo 2'de verilmektedir.

Tablo 2. Uzun ve kısa dönem planlama, temel farklılıklar

Uzun Dönem Planlama	Kısa Döne Planlama
Takvim var.	Periyod var. Birim periyodda yapılacak işin miktarı periyod adedini belirliyor.
Görev (task) ve kaynak (resource) var. Kaynak (kazı ve nakliye) gücünü arttırıp azaltarak görevin hangi tarihte tamamlanacağı belirlenir.	Yapılacak işin gerçekleştirileceği (toplam kazı) periyod sayısını arttırarak yıllık, aylık veya haftalık üretim planı yapılır.
Görevler arası bağımlılıkları (görev hangi sıralama ile yapılır) kullanıcı belirler. Görevin yapılacağı zamanı kullanıcı kaynak gücünü değiştirerek planlar.	Görevler arası bağımlılıkları (görev hangi sıralama ile yapılır) kullanıcı belirler. Görevin yapılacağı zamanı, belirlenen kısıtları dikkate alarak Çözücü belirler.

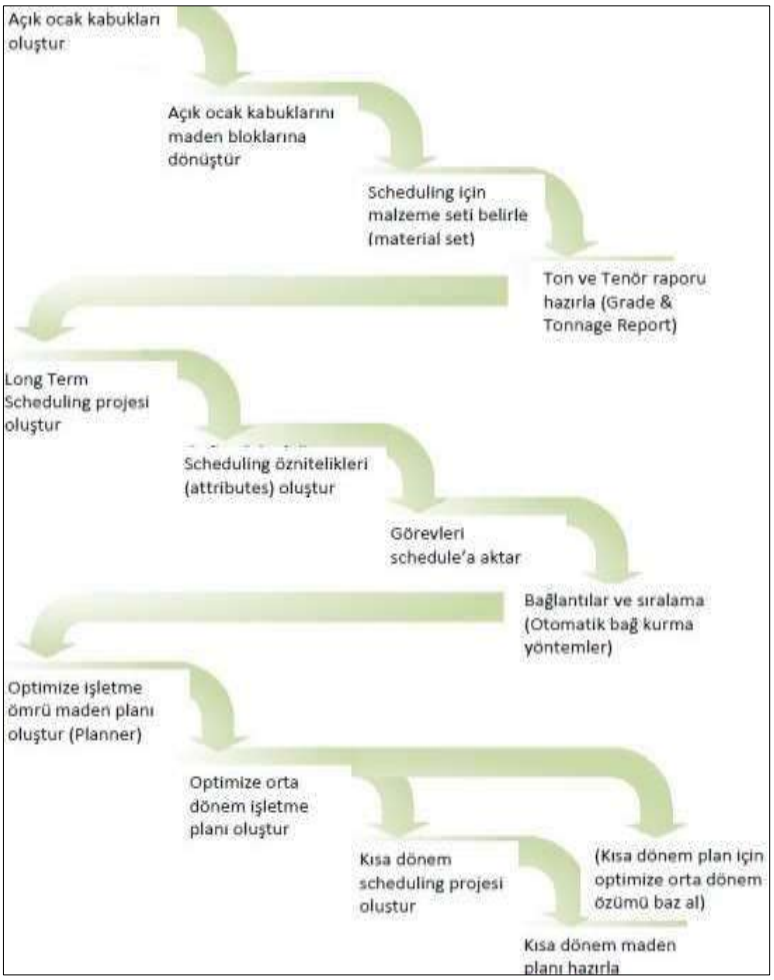
İş Akışı

İşletme ömrü (Life of Mine) boyunca, orta dönem ve kısa dönem maden planlarının oluşturulmasında Micromine yazılımında takip edilen iş akışı Şekil 3'de verilmektedir.

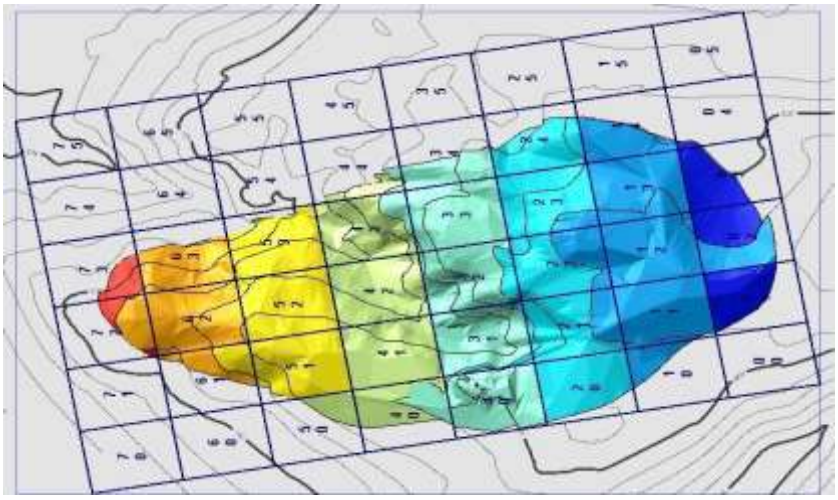
Maden Blokları

Açık ocak tasarımında elde edilen açık ocak hacmi, madencilik görevlerini temsil eden maden bloklarına bölünür. Açık ocak hacmi cevher ve pasa içerdiğinden maden blokları da cevher ve pasa içerebilir. Cevherleşme tipine bağlı olarak bazı maden blokları sadece pasa bazı maden blokları da sadece cevher olabilir.

Micromine da **Wireframe | Operations | Create Mining Blocks** fonksiyonu ile maden blokları belirlenen boyutlarda otomatik olarak oluşturulur, maden bloklarına ad verilir, blok indeks değeri, ait olduğu kot gibi öznitelikler atanır.

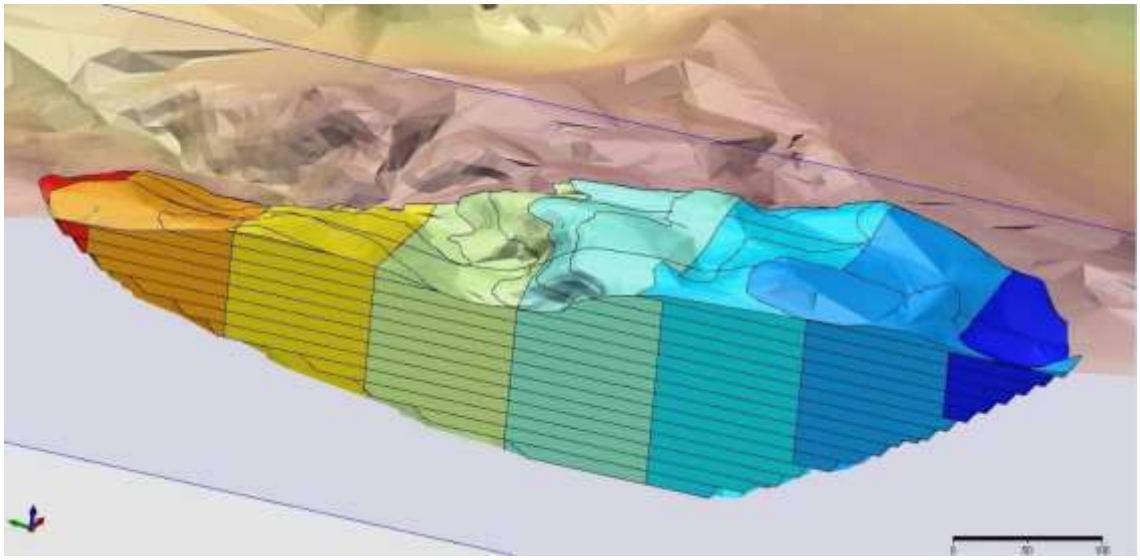


Şekil 3: Uzun dönem, orta dönem ve kısa dönem scheduling akım şeması



Şekil 4: Kesme profili

Maden bloklarının oluşturulmasında bir kesme profilinden yararlanılabilir. Projemizde kullanılan kesme profili Şekil 4'de verilmektedir. Maden blokları adedi daha sonraki optimizasyon işlemlerinde hızlı sonuçlar alabilmek için sınırsız olamaz. Maden blok hacmi ortalama haftalık toplam kazı miktarı olarak belirlenebilir. Örneğin 10 yıllık bir işletme ömrü için 500 civarında maden blok yeterli olabilir. Maden bloklarının yüksekliği ise açık ocak basamak yüksekliği kadar olabilir. Maden blok hacmi ve maden blok yüksekliği dikkate alınarak maden blok kenar uzunlukları belirlenir. Bu değerler kesme profili hücre boyutu olarak kullanılır. Bu düzenlemelerden sonra açık ocağın her kotunda maden blokları otomatik olarak oluşturulur. Şekil 5'de oluşturulan maden blokları üç boyutlu olarak gösterilmektedir.



Şekil 5: Maden blokları

Maden Bloklarında Diğer Özniteliklerin Oluşturulması (Attributes)

Önceki bölümde açıklandığı gibi bazı öznitelikler, maden blokları için oluşturulmuştu. Bu bölümde ise her maden bloğuna atamak istediğimiz cevher ton tenör ve pasa ton (m^3) gibi özniteliklerin oluşturulup maden bloklarına atanması ele alınacaktır. Şekil 6'da açık ocak kot 70 m (alt da) ve kot 90 m (üst de) planı ve kaynak blok model birlikte gösterilmektedir.

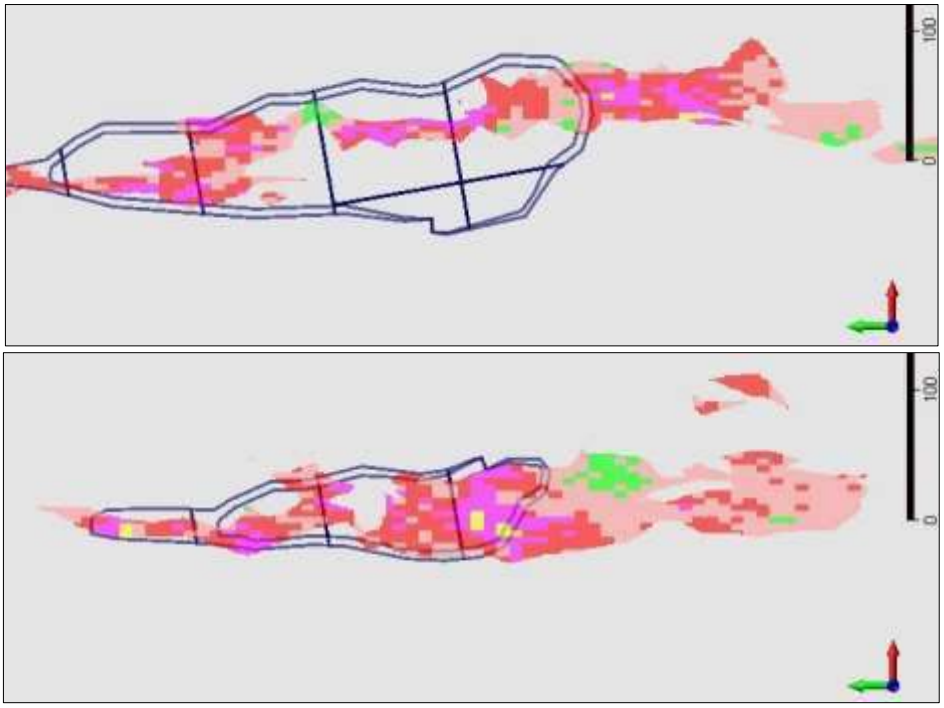
Şekil 6'da görüldüğü gibi maden blokları cevher ve pasa içermektedir. Bu nedenle maden bloklarındaki cevher ton ve tenör değerleri ile pasa miktarları hesaplanır ve öznitelik olarak maden bloklarına atanır.

Maden blokları öznitelikleri **Wireframe / Attribute ssign / Advance** komutları ile gelen menü kullanılarak oluşturulur.

Micromine yazılımında **Wireframe / Report / Grade Tonnage** komutları ile gelen menüler kullanılarak her maden bloğu için cevher ton tenör ve pasa miktarları hesaplanır ve maden bloklarına öznitelik olarak atanır.

Aynı işlem son yıllarda eklenen **Wireframe / Report / Generate Material Bins** komutları ile gelen menü ile de yapılabilir.

Maden bloklarına cevher ton-tenör ve pasa ton (m^3) değerleri öznitelik olarak atandıktan sonra maden planlama optimizasyonuna başlamak üzere Long Term Scheduling projesi oluşturulur.



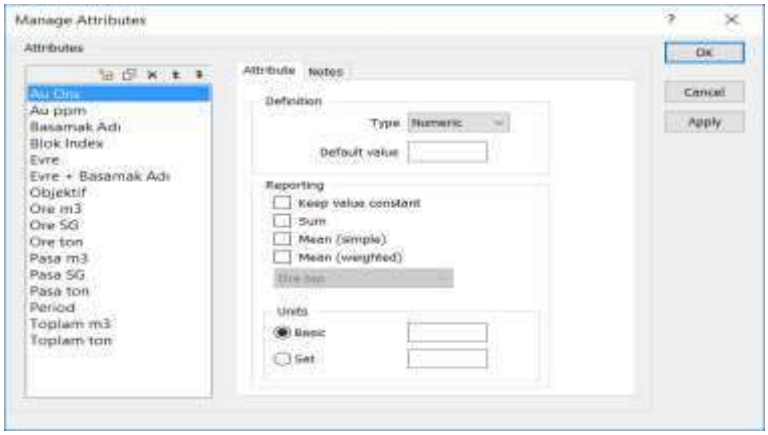
Şekil 6: Açık ocak kot 70m ve 90 m planları

Uzun Dönem Planlama Projesi

Önceki bölümlerde açıklandığı gibi, proje kısıtlarına uygun olarak maden ömrü boyunca bir işletme planı hazırlanacağından Short Term Scheduling yerine Long Term Scheduling projesi oluşturulur. Micromine yazılımı Scheduling modülü ile Long Term Scheduling projesi **Scheduling / New Project** komutları ile ve **Long Term** seçeneği seçilerek oluşturulur.

Planlama (Scheduling) Özniteliklerinin Oluşturulması

Planlama öznitelikleri (attributes) oluşturularak maden bloklarındaki değerler planlama projesi içine aktarılabilir.



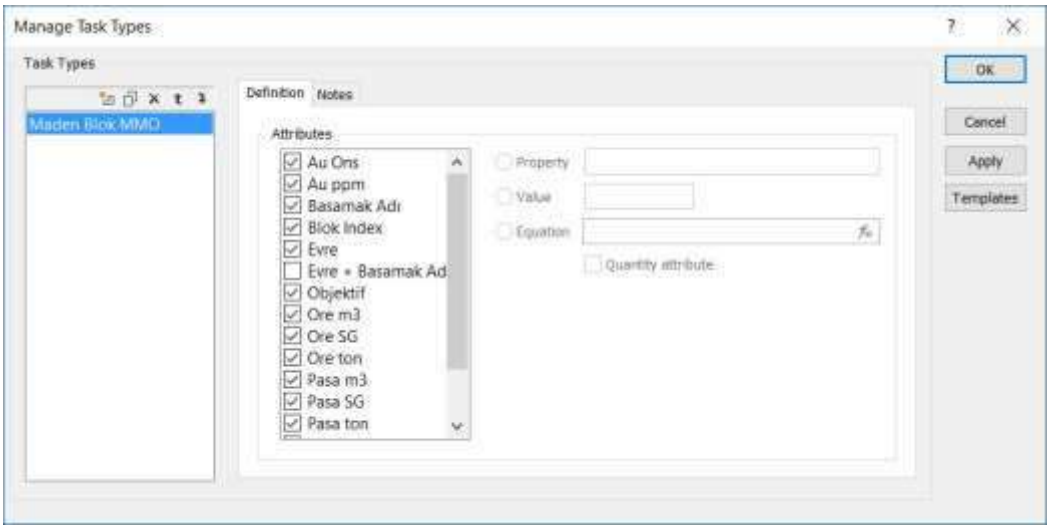
Şekil 7: Scheduling Attributes oluşturma.

Micromine yazılımında **Scheduling / Manage Attributes** komutları ile gelen ve Şekil 7'de verilen menü kullanılarak scheduling öznitelikleri oluşturulur.

Bu projede Au Ons, Au ppm, Basamak Adı, Blok Index, Evre, Ore m3, Ore ton, ore SG, Pasa ton, Pasa m3, Pasa SG, Toplam m3 ve Toplam ton scheduling öznitelikleri oluşturulmuştur. Daha sonra oluşturulacak rapor tablolarında hesaplama seçenekleri ve miktarların birimleri ayrıca belirtilir. Örneğin cevher tenörünün ağırlıklı ortalamasının hesaplanması ve cevher ton toplam değerinin verilmesi ve birimlerinin sırasıyla ppm ve ton olarak belirtilmesi gibi.

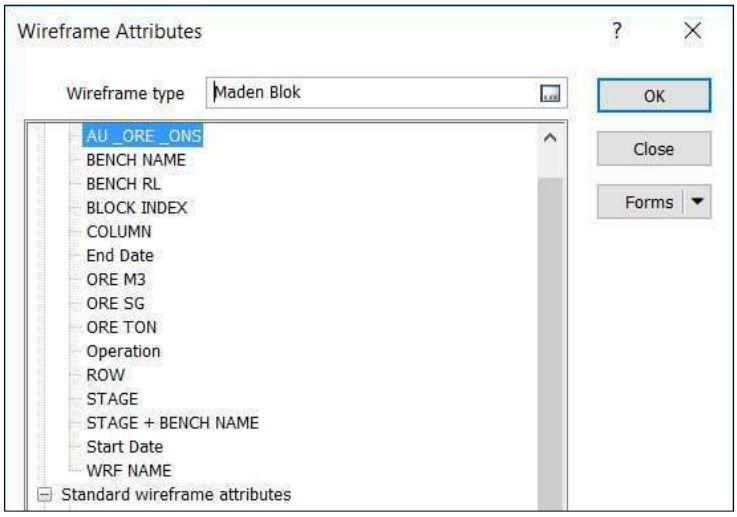
Maden Blok Özniteliklerinin Planlama Öznitelikleri İle Eşleştirilmesi

Maden bloklarının her biri planlama içinde görev (task) olarak adlandırılır ve yapılması gereken işi belirler. Dolayısıyla bu işin detayları planlama içinde tanımlanmalıdır. Yani görev tipleri (Task Types) oluşturulmalıdır. **Micromine yazılımında Scheduling / Manage Task Types** komutları ile gelen ve Şekil 8'de verilen menü ile maden blokları için planlama içinde görev tipleri tanımlanır.



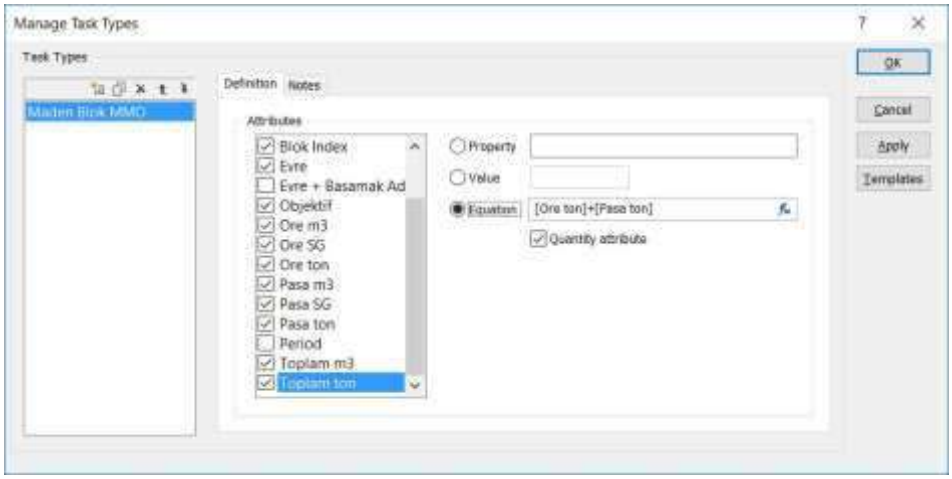
Şekil 8: Maden blok görev tipleri tanımlama

İlk planlama öznitelik vurgulanır ve daha sonra **Propoerty** kutusu içinde çift klik yapılarak getirilen ve Şekil 9'da verilen menüden maden blok üçgenlemelerinin bulunduğu üçgenleme tipi seçilir.



Şekil 9: Maden blok üçgenleme tipi seçilmesi

Seçilen maden blok üçgenleme tipindeki öznitelikler ile planlama öznitelikleri eşleştirilir. Eşleştirme aşamasında, maden blokları için oluşturulmamış bazı öznitelikler bu aşamada formülleri yazılarak oluşturulabilir. Örneğin planlama içinde oluşturduğumuz Toplam ton özniteliği maden blok özniteliği olarak tanımlanmamış olsun. Ancak maden blok öznitelikleri arasında Ore ton ve Pasa ton öznitelikleri bulunsun. Bu durumda Şekil 10'da verildiği gibi Ore ton + Pasa ton eşitliği ile Toplam ton özniteliği planlama özniteliği olarak tanımlanır.



Şekil 10. Formül ile planlama attribute oluşturulması

Planlama optimizasyonunda periyodların belirlenmesi için planlama özniteliklerin den biri miktar öznitelik (Quantity Attribute) olarak seçilmelidir. Genel olarak Toplam ton özniteliği miktar attribute olarak seçilir. Şekil 10'da görüldüğü gibi bu projede Toplam ton özniteliği vurgulanarak ve Quantity Attribute kutusu belirtilerek miktar özniteliği belirtilmiştir.

Maden Bloklarının Gantt Chart İçine Alınması

Planlama öznitelikleri oluşturulduktan sonra maden blokları planlamada Gantt Chart içine alınarak bağımlılıklar (Dependencies) belirlenir.

Micromine yazılımında **Scheduling / Task Utilities / Add Multiple** komutları ile gelen menüden maden blokları planlama attributleri ile birlikte Gantt Chart a aktarılır.
Gelen menüde maden bloklarını içeren üçgenleme seti, planlama başlangıç tarihi be açık ocak basamak kotlarına göre maden bloklarının gruplandırılacağı gibi bilgiler Şekil 11'de verilen menü üzerinden girilir.

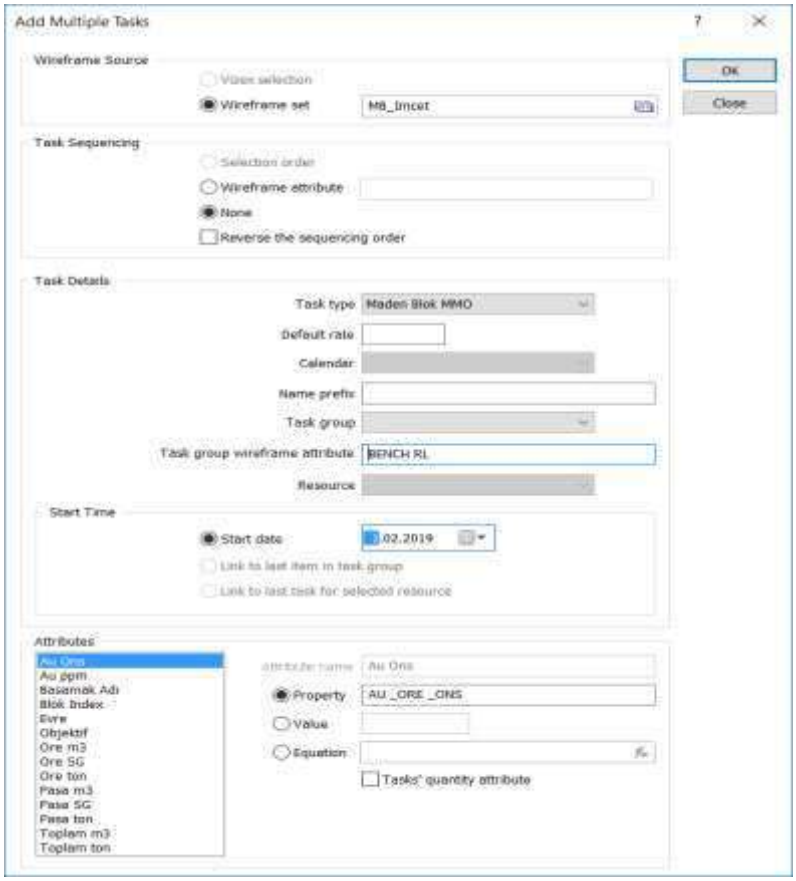
Maden Blokları Bağımlılıkların Gantt Chart'da Oluşturulması

Açık ocak işletmelerinde uzun dönem işletme planı yaparken maden blokları bağımlılıkları önce dikey olarak daha sonra yatay olarak kurulur. Bu şekilde işletme sıralamasında üst kottaki maden bloğu alındıktan sonra onun altındaki maden bloğunun üretime alınabilmesi sağlanır.

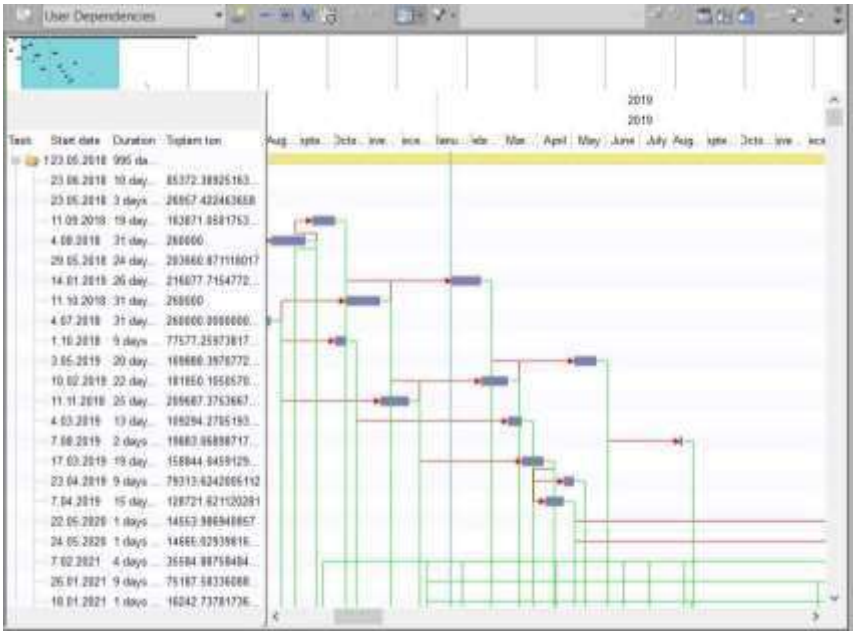
Yeraltı işletmelerinde maden blok gruplandırma üretim katlarına göre yapılır. İstenirse cevherin dalım ve doğrultu boyutlarına göre farklı evreler (*stage*) oluşturulur ve evreler içinde dikey ve yatay bağımlılıklar oluşturulur.

Micromine yazılımında dikey bağımlılıklar **Scheduling / Planner / Build Vertical Dependecies Using Indeks** komutu ile başlatılır. Yatay bağımlılıklar ise **Scheduling / Planner / Build Vertical Dependecies Using Indeks** komutu ile başlatılır.

Önemli bir not. Kullanıcı maden bloklarının işletmeye alma sırasını kendisi belirler ancak bu sıralamaya uygun olarak maden bloğunun hangi tarihte işleneceği Planlama Planner tarafından belirlenir.



Şekil 11: Maden bloklarının Gantt Chart'a alınması



Şekil 12: Maden blok bağımlılıkları

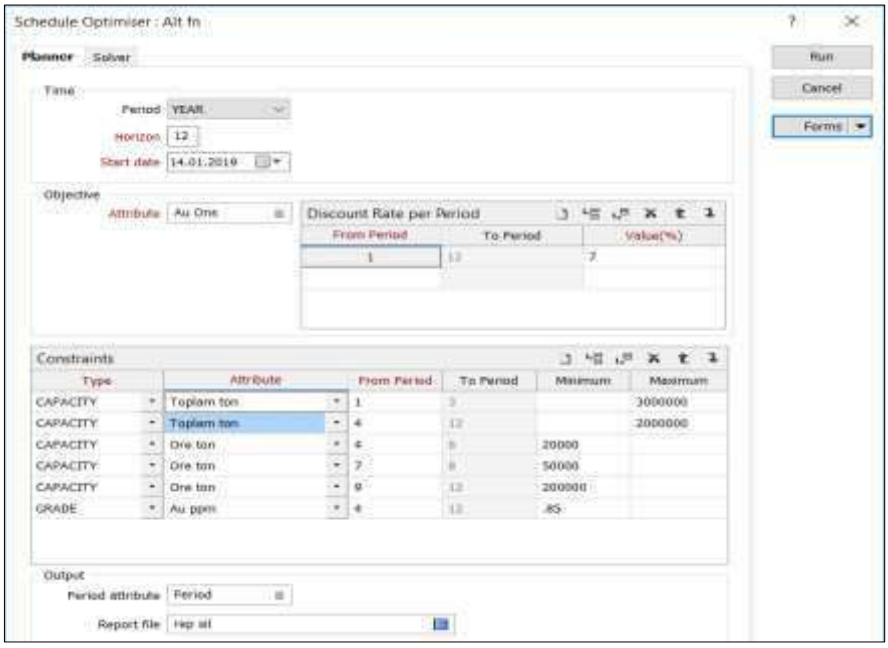
Belirlenen bağımlılıkların Gantt Chart da gösterimi Şekil 12'de verilmektedir. Yeşil renk dikey bağımlılıkları, kırmızı renk yatay bağımlılıkları göstermektedir.

Planlama Planlayıcı (Planner)

Kullanıcı tarafından belirlenen işletme sırasına uygun olarak, projede belirlenen cevher ton ve tenörde üretim ve pasa kazısını gerçekleştirecek bir işletme planı Planlama Planner ile periyod (aylık veya yıllık) bazında oluşturulur.

Micromine yazılımı, planlama optimizasyonunda Mixed Integer Programming (MIP) solver kullanır. Ancak eğer kullanıcıda Gurobi yazılımı varsa Micromine tarafından sağlanan bir ara yüzü kullanabilir.

Micromine yazılımında **Scheduling / Planner / Optimise Schedule** komutları ile gelen ve Şekil 13'de gösterilen menüde proje kısıtları planlayıcı'ya tanımlanır.



Şekil 13. Proje kısıtlarının girilmesi

Periyod yıl, ay veya hafta olarak seçilir ve periyod adedi girilir. Başlangıç tarihi belirlenir. Objektif öznitelik seçilir. Projede Metal Au objektif öznitelik olarak seçilmiştir. Periyod bazında indirgeme oranı girilir. Daha sonra kısıtlar girilir. Projede toplam kazı ilk 3 yıl için 3 milyon ton ve sonraki yıllar için 2 milyon ton, cevher üretimi 4. yıl 50 bin ton, 5. yıl 50 bin ton ve sonraki yıllar için 200 bin ton, tenör ise minimum 0,85 ppm Au olarak belirlenmiştir.

Planner tarafından çözüm bulununcaya kadar kısıtlarda değişik alternatifler denenmelidir.

Verilen kısıtlara göre çözüm bulunduktan sonra elde edilen 12 yıllık bir işletme raporu Şekil 14'de verilmektedir.

Önemli not. Kaynak kestirimi (Resource estimation) sonrasında rezerv hesaplanmasında yukarıda anlatılan hususlar kullanılabilir. Bu şekilde proje kısıtlarına uygun, işletilebilir cevher ton ve tenör yani rezerv belirlenmiş olur.

	PERIOD	ppm_CURRE	e ton_CURRE	Nam ton_CURRE	Pasa ton	Pasa m3
1	1	0.00	0	2999570	2999570	1153681
2	2	0.00	0	2997055	2997055	1152713
3	3	3.41	3949	2999144	2995195	1151998
4	4	1.70	56844	1996322	1939478	745953
5	5	1.28	21391	1959596	1938205	745463
6	6	2.09	98092	1999610	1901518	731353
7	7	2.21	280189	1988026	1707837	656860
8	8	2.61	246738	1978048	1731310	665889
9	9	2.47	359111	1988607	1629496	626729
10	10	2.31	237545	1585232	1347687	518341
11	11	2.51	211654	499484	287831	110704
12	12	2.20	208868	445170	236301	90885

Şekil 14. İşletme planı sonuç tablosu

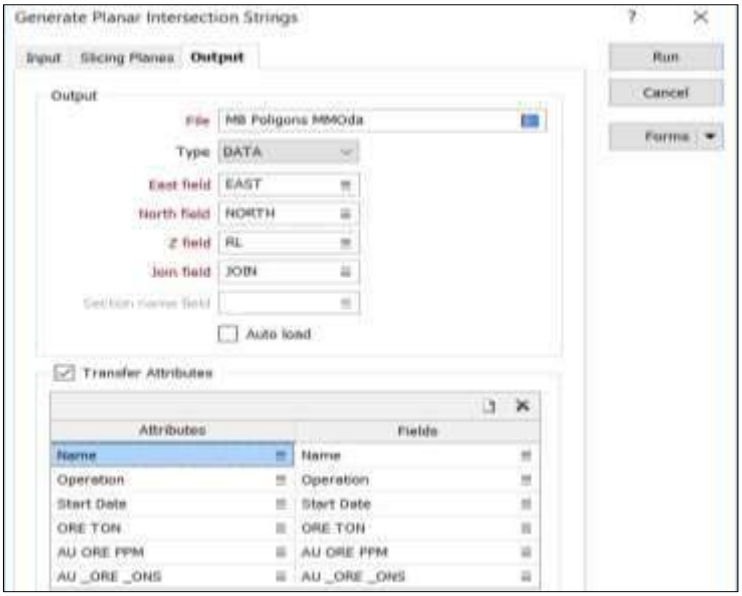
Aplikasyon

Planlama optimizasyonu ile işletme planı oluşturulduktan sonra sahaya uygulanması için yapılması gereken işlemler ele alınacaktır.

İlk olarak schedule içerisinde formülle belirlenen ama henüz maden bloklarına atanmayan özniteliklerin maden bloklarına atanması gerekir. Örneğin Total ton bir schedule özniteliğidir ve maden bloğuna atanması gerekir.

Micromine yazılımında **Wireframe / Attribute Assign / Advance** komutları ile gelen menü kullanılarak yapılır. İkinci olarak maden blok kenar poligonlarının kot ve koordinat değerlerinin belirlenmesidir. Bu takdirde maden bloklarını yeraltı kat planlarına ve açık ocak basamak planlarına yerleştirmek mümkün olacaktır.

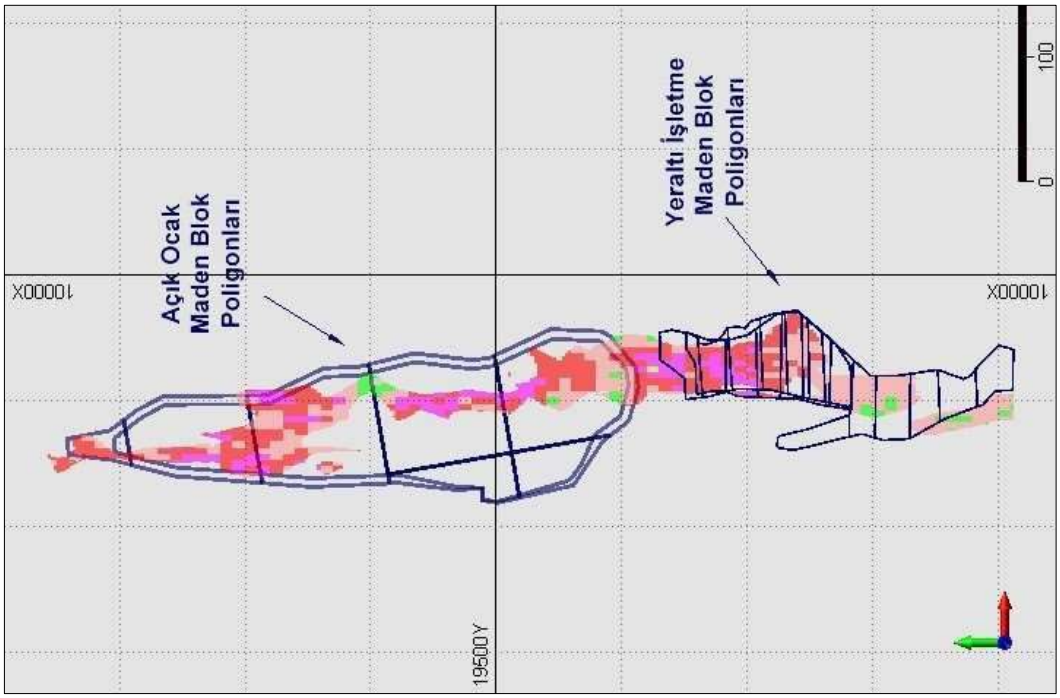
Micromine yazılımında bu işlem **Wireframe / Generate Strings / Plannar Intersection** komutları ile gelen ve Şekil 15'de verilen menü kullanılarak yapılır.



Şekil 15: Maden blok özniteliklerin maden poligonlarına aktarılması

Maden blok poligonlarına istenirse maden blok öznitelik değerleri de atanabilir. Output sekmesinde Transfer Attribute seçeneği seçildiğinde arzu edilen maden blok öznitelikleri maden blok poligonlarına aktarılır.

Projede 90 katı uygulama planı, açık ocak ve yeraltı işletmeleri için oluşturulan ve planlama optimizasyonu ile planlaması yapılan maden blok poligonları ile birlikte Şekil 16'da gösterilmektedir.



Şekil 16: Açık ocak ve yeraltı işletmeleri 90 katı maden blok poligonları

SONUÇLAR

Bu bildiride maden ömrü boyunca hem açık ocak hem de yeraltı işletmelerinde maden planlaması ele alınmıştır.

Maden planlaması, kaynak blok modele dayanmaktadır. Maden planlamasının doğru ve güvenilir olması isteniyorsa doğru ve güvenilir bir kaynak kestirim çalışması yapılmalıdır.

Anlaşılacağı üzere maden planlaması kaynak blok model kapsamında yapılmaktadır. İşletme aşamasında gerçekleştirilen arama ve geliştirme sondajları verileriyle kaynak kestirimi ve blok model değişecektir. Bu durumda maden planı da güncellenmelidir.

Sonuç olarak, işletmenin plandan sapmaması için işletme safhasında arama çalışmaları devam etmeli ve kaynak blok model güncellendikçe maden işletme planı da güncellenebilmelidir.

KAYNAKLAR

Micromine Pit Optimization kurs notları, (2016)
Micromine Scheduling kurs notları, (2016)
Eşiyok, A. (2018) Açık ocak ve yeraltı işletmelerinde scheduling optimizasyon, maden planlama ve tenör kontrolü kurs notlar

YERÜSTÜ MACUN MALZEMENİN ÇİMENTO KATKISINA GÖRE STABİLİTE ANALİZİ

STABILITY ANALYSIS ACCORDING TO THE CEMENT ADDITIVES OF THE SURFACE PASTE MATERIAL

A. Başçetin[1,*], S. Tüylü [1], D. Adıgüzel[1], E. Odabaş[1], Y. Baktarhan[1]

İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul
*(*Sorumlu yazar: atac@istanbul.edu.tr)*

ÖZET

Geleneksel atık ya da artık yönetiminde, artık barajına bırakılan malzemenin çok gevşek yapıda olması çevresel açıdan büyük bir risk barındırmaktadır. Böyle bir malzeme tam olarak konsolide olamamış ve sıvılaşması için çok fazla bir kuvvet gerektirmeyen dolayısıyla her an akışkan olabilme özelliğine sahiptir. Yerüstü macun malzemesinin amaçlarından biride kendi kendini taşıyabilen artık tepeleri oluşturarak bahsi geçen riskleri minimize etmektir. Bu çalışmada, yerüstü macun malzemesinin iklimsel yağış koşulları altında ve kendi ağırlığında konsolide olarak laboratuvar ortamında depolanmasından sonra malzemenin kayma dayanımlarının ve zamana bağlı oturma oranlarının belirlenebilmesi için doğrudan kesme kutusu ve tek yönlü ödometre deneyleri yapılmıştır. Böylece depolanan malzeme stabilizasyonunun doğrudan değerlendirilebilmesi sağlanmıştır. Jeomekanik testlerden elde edilen sonuçlar kullanılarak, bir şev stabilite analiz programında farklı şev açılarındaki çimentolu ve çimentosuz malzemelerin davranışları belirlenmiş ve çimento katkısının şev stabilitesi açısından malzeme üzerindeki etkileri incelenmiştir. Bu kapsamda malzeme içerisindeki çimento katkısı farklı şev açılarındaki güvenlik faktörü değerlerinde ~%26 değerinde bir iyileştirme sağlamaktadır.

Anahtar Sözcükler: Yerüstü Macun Malzeme, Çimento Katkı, Stabilite Analizi

ABSTRACT

In the case of traditional waste or tailing management, the very loose structure of the material left to the dam is a big risk. Such a material cannot be fully consolidated and does not require too much force to liquefy and therefore can be fluid at any time. One of the purposes of surface paste material is to minimize the risks mentioned by creating self-supporting residual peaks. In this study, direct shear box and unidirectional tachometer experiments were carried out to determine the shear strength and time-dependent seating rates of the material after storage of the surface paste material under climatic rainfall conditions. Thus, it is ensured that the stabilization of stored material can be evaluated directly. By using the results obtained from geomechanical tests, the behaviors of cemented and cementless materials at different bevel angles were determined in a slope stability analysis program and the effects of cement admixture on the material were investigated for slope stability. In this context, the cement additive in the material provides an improvement of ~ 26% in the safety factor values at different bevel angles.

Keywords: Surface Paste Material, Cement Additive, Slobe Stability

GİRİŞ

Artık malzeme madencilik faaliyetlerinin doğal bir sonucudur. Artık malzeme öğütülmüş ince taneli bir granülometriye ve belli bir su içeriğine sahiptir. Bu formdaki artıkların artık barajlarında geleneksel yöntemlerle depolanması özellikle güvenlik ve çevresel hususlar açısından tehlikeler ve riskler barındırmaktadır.

Macun teknolojisi geleneksel şlam tipi artık yöntemlerine göre başarılı bir alternatif teşkil etmektedir. Yüksek yoğunlukta veya çok az su içeren kek kıvamındaki malzeme, başka bir deyişle macun, özellikle 1995 yılından bu yana çevresel ve ekonomik faydalarından ötürü hızla gelişmekte ve rağbet görmektedir. Macun malzeme geleneksel şlam tipine göre çok daha stabildir.Geleneksel yöntemlerde, artık malzemenin depolanacağı yerde oluşacak topoğrafik koşullar için çeşitli kontrol ve muhafaza mekanizmalarını kapsayıcı büyük bir inşa aşaması gerekmektedir. Macun teknolojisinde ise, malzemenin kendisi depolanacağı bölgenin doğal koşullarına uyum sağlayacak şekilde tasarlanır.

Yerüstü macun teknolojisinin amaçlarından biride kendi kendini taşıyabilen artık tepeleri oluşturarak baraj gereksinimini minimize etmektir.Depolanan macun malzemenin istenilen özelliklerde oluşturulabilmesi için artığın fiziksel ve kimyasal özelliklerine bağlı olarak jeomekanik açıdan geliştirilmesi (su içeriğinin azaltılması, çimento ya da bağlayıcı katkısı, v.b.) bu konudaki en önemli çalışmaların başında gelmektedir (Meggyes ve Debreczeni, 2006; Spiers, 2010).

Bu çalışmada, laboratuvar ortamında farklı tasarımlarda depolanan çimento katkılı ve çimentosuz macun malzemenin kayma dayanımı, konsolidasyon ve üç eksenli basma dayanımı testleri yapılarak jeomekanik davranışları incelenmiştir. Ayrıca tespit edilen malzeme özellikleri esas alınarak stabilite analizi yapılmıştır.

YÖNTEM

Yeryüzünde macunun depolanabilir olması için oluşturulan atık, su ve bağlayıcı karışımının çökme ya da kıvam (slamp) değeri 25 cm (10”) olmalıdır (Benzaazoua ve diğ., 2004). Mekanik testler kapsamında macun malzemenin stabilitesini belirlemek amacıyla kayma dayanımı belirlenmiştir. Tabakalar halinde depolanan malzemeden karot örnekleri alınarak laboratuvar ortamında mekanik testlere tabi tutulmuştur.

Malzemenin üzerine gelen yükler, deformasyonların kabul edilemeyeceği düzeyde olursa malzeme üzerine gelen yük sayesinde yenilmiş olmaktadır. Bu durum da malzemenin yenilme dayanımını ifade etmektedir. Çalışma kapsamında malzemenin stabilizasyon bilgileri için yanal yükler uygulanarak kayma dayanımından yaralanılmıştır. Macun malzemenin kayma dayanımı TSE CEN ISO/TS 17892-10 ve TS 1900-2 standartlarına göre direk kesme kutusu deneyi yapılarak belirlenmiştir.

Macun malzemenin konsolidasyon değerinin belirlenmesi sırasında TSE CEN ISO TS-17892-5 deney standartı kullanılarak ve malzemenin konsolidasyon oturmaları belirlenmiştir. Konsolidasyon deneyinin amacı macun malzemenin yük altındaki zamana bağlı konsolidasyonu sırasındaki davranışını belirleyen özelliklerini (oturma parametrelerini) laboratuvarda “ödometre” testi olarak da adlandırılan konsolidasyon deneyi ile tayin etmektir. Böylece arazide depolanan macun malzemenin üzerindeki tabakadan kaynaklanan düşey yüklerden zamana bağlı olarak nasıl etkilenebeceği ortaya konulabilmektedir.

Macun malzemenin yanal yükler altında içsel sürtünme açısı ve kohezyon değerlerini belirlemeye yönelik ve kayma dayanımı ile ilgili olan bu deney TSE CEN ISO/TS 17892-8 standartı kullanılarak yapılmıştır. Macun malzeme arazi de depolanması durumunda belirli jeolojik yüklerin etkisi altında kalacağı bilindiğinden bu deney esnasında yanal ve eksenel gerilmeler uygulanmak suretiyle arazideki yükleme izlerine yakın yüklemeler yapılmıştır. Böylece macun malzemenin arazide depolanması sırasında ortaya çıkabilecek olası gerilmelerin malzeme üzerindeki etkiside belirlenmiş olacak ve karışımlar arasındaki farklar ortaya konulabilmektedir.

BULGULAR VE TARTIŞMA

Macun malzemenin iklimsel yağış koşulları altında ve kendi ağırlığında konsolide olarak depolanmasından sonra malzemenin kayma dayanımlarının ve zamana bağlı oturma oranlarının belirlenebilmesi için doğrudan kesme kutusu ve tek yönlü ödometre deneyleri yapılmıştır. Ayrıca zeminlerde üç eksenli testi ile çevre basıncı altındaki kohezyon ve dayanım değerleri belirlenmiştir. Böylece depolanan malzeme stabilizasyonunun doğrudan değerlendirilebilmesi sağlanmıştır

Macun malzemenin kayma dayanımı TSE CEN ISO TS 17892-10 standardına göre direkt kesme kutusu deneyi yapılarak belirlenmiştir. Deneyde, farklı tasarımların çimentolu ve çimentosuz macun malzeme numuneleri üzerine farklı normal yükler uygulanarak, malzemenin normal gerilim altında gösterdiği makaslama dayanımı deformasyon da takip edilerek belirlenmiştir. Buna göre elde edilen kohezyon ve içsel sürtünme açısı değerleri Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Farklı macun malzemelerin tasarım ve derinliğe göre kohezyon ve içsel sürtünme açısı değerleri

Derinlik (cm)	Tasarım 1		Tasarım 2	
	c(kPa)	ϕ (°)	c(kPa)	ϕ (°)
Üst (0-30)	17.85	9.31	18.84	7.58
Orta (30-70)	17.27	7.92	19.78	8.14
Alt (70-110)	18.25	8.77	26.35	9.53

Çizelge 1'den de görüldüğü gibi tasarım 1 için bakıldığında kohezyon değeri ~17-18 kPa, içsel sürtünme açısı ~8-9° civarında bulunmuştur. Buna göre kendi ağırlığında konsolide olan alt tabakaların taneleri arasındaki boşlukların giderek azalması bu tabakalardaki kohezyon değerlerinin arttırarak jeomekanik açıdan daha stabil bir yapı oluşmasını sağlamıştır. Tasarım 2'de üst ve orta tabakaların kohezyonlarının Tasarım 1 ile yakın değerlere sahip olduğu görülmektedir. Ancak çimento katkılı alt tabakaların kohezyon değerinin ~26 kPa, ve içsel sürtünme açısınında ~9° olduğu belirlenmiştir.

Tasarımlar arasındaki farklar değerlendirildiğinde, çimento katkısı malzemenin içsel sürtünme açısı ve kohezyon değerlerinde farkedilir bir değişim göstermiştir. Çimento katkısının kohezyon üzerindeki etkisinin derinlik basıncının artmasıyla beraber taneler arası mesafeyi azaltarak, bağlayıcı etkisiyle kohezyonuda arttırdığı görülmektedir.

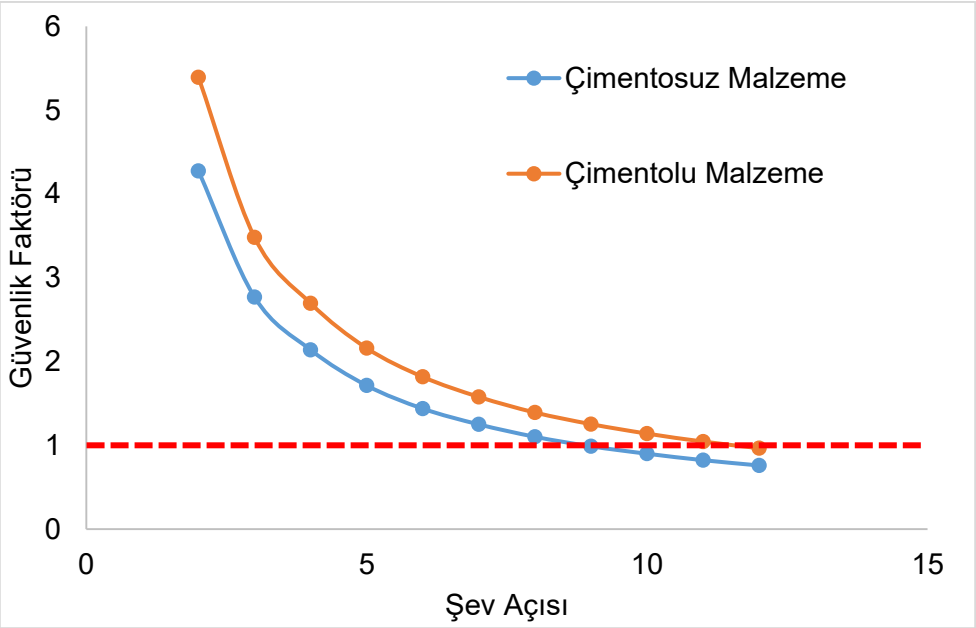
İnce taneli malzemelerde zamana ve gerilmelere bağlı olarak oluşan oturmaların oranı, herhangi bir üst yapı veya malzeme üstünde yapılabilecek olan çalışmalarda oluşabilecek deplasmanlar açısından oldukça önemlidir. Bu kapsamda başlangıç boşluk oranları belirlenen macun malzemenin konsolidasyon sonuçları Çizelge 2'de verilmiştir.

Çizelge 2. Farklı macun malzemelerin tasarım ve derinliğe göre konsolidasyon katsayısı

Derinlik (cm)	Tasarım 1 Cv(cm^2/sn)	Tasarım 2 Cv(cm^2/sn)
Üst (0-30)	97,44 * 10^{-4}	85,32 * 10^{-4}
Orta (30-70)	76,03* 10^{-4}	70,02* 10^{-4}
Alt (70-110)	71,50* 10^{-4}	60,30* 10^{-4}

Çizelge 2'den de görüldüğü gibi çimento katkısı malzemenin konsolidasyon değerlerini iyileştirmektedir. Tasarım 3 ve Tasarım 4'ün üst ve alt tabakalarının konsolidasyon katsayısı değerleri ~51-56 $*10^{-4}$ cm^2/sn aralığında olmakta iken Tasarım 1 ve Tasarım 2'nin konsolidasyon katsayısı değerleri ~60-97 $*10^{-4}$ cm^2/sn aralığında değişmektedir. Bu durum çimentonun malzeme dayanımını artırıcı etkisi sebebiyle olmaktadır.

Jeomekanik testlerden elde edilen sonuçlar kullanılarak, bir şev stabilite analiz programında farklı şev açılarındaki çimentolu ve çimentosuz malzemelerin davranışları belirlenmiş ve çimento katkısının şev stabilitesi açısından malzeme üzerindeki etkileri incelenmiştir. Bu kapsamda yapılan analizlerin sonuçları Çizelge 3 ve Şekil 1'de verilmektedir.



Şekil 1. Çimentolu ve Çimentosuz malzemelerin farklı şev açılarına göre güvenlik faktörü değerleri

Çizelge 3. Farklı şev açılarındaki Çimentolu ve Çimentosuz malzemelerin güvenlik faktöründeki değişimleri

Güvenlik Faktörü			
Şev açısı (°)	Çimentosuz Malzeme	Çimentolu Malzeme	Fark (%)
2	4.275	5.392	26.13
3	2.769	3.482	25.75
4	2.139	2.695	25.99
5	1.714	2.16	26.02
6	1.438	1.817	26.36
7	1.25	1.578	26.24
8	1.102	1.392	26.32
9	0.988	1.253	26.82
10	0.9	1.14	26.67
11	0.823	1.045	26.97
12	0.76	0.966	27.11
	Ortalama Fark (%)		**26.40**

Çizelge 3 ve Şekil 1'de görüldüğü gibi malzeme içerisindeki çimento katkısı farklı şev açılarındaki güvenlik faktörü değerlerinde ~%26 değerinde bir iyileştirme sağlamaktadır. Buna göre şev stabilitesi açısından literatürde kabul gören 1 değeri dikkate alındığında çimentolu macun malzeme 12 'lik açıya kadar güvenli bir şekilde depolanabilmektedir. Literatüre göre artıkların deşarjı genellikle topografik olarak yüksekte olan noktalardan veya düz arazilerde boşaltım kulelerinden gerçekleştirilir. Bu sayede yığın açıları 1 ile 3,50 ° arasında elde edilebilir. Bu çalışmayla beraber literatürde belirtilen bu şev açılarının üzerinde de güvenli depolamanın mümkün olduğu söylenebilmektedir. Depolama alanın sismik hareketliliğine bağlı olarak oluşabilecek dinamik yükler esas alındığında büyüklüğe ters orantılı olarak şev açıları değerlendirilebilir. Bu açılar yığının kendi kendine drene olabilmesini sağlarken aynı zamanda reklamasyon açısından da kolaylıklar sağlar. Ayrıca çimento katkılı farklı depolama tasarımları ile jeokimyasal ve jeomekanik açıdan depolanan macun malzeme iyileştirilebilmektedir.

SONUÇLAR

Bu çalışmada laboratuvar ortamında maden proses artıklarının yerüstü katkısız macun malzeme ve çimento katkısı kullanılarak depolanması sonucu malzemelerin jeomekanik özellikleri ortaya koyulmuştur. Bu veriler kullanılarak konik depolama metodunda farklı şev açıları kullanılarak stabilite analizi yapılmıştır. Stabilite analizi sonucunda katkısız macun malzeme ve çimento katkılı macun malzeme için elde edilen şev açılarına bağlı güvenlik faktörleri kıyaslanarak aradaki fark ortaya koyulmuştur. Çimento katkısının macun malzemede ~%26 lık iyileştirme sağladığı belirlenmiştir.

Kaynaklar

Benzaazoua, M., Perez, P., Belem, T., Fall, M., (2004), "A laboratory study of the behaviour of surface paste disposal", *Proceedings of the 8th International Symposium on Mining with Backfill*, Beijing, China, September 19–21, pp. 180–192

Meggyes, T. and Debreczeni, A., (2006), "Paste technology for tailings management", *Land Contamination& Reclamation*, 14 (4), 2006 EPP Publications Ltd.

Spiers, J., (2010), "Rheological and Geotechnical Characteristics" *Seminar 16-17 November 2010: Treatment methods for mine tailings*, Luleå, Sweden.

TS 1900-2, (2006), "*İnşaat Mühendisliğinde Zemin Laboratuvar Deneyleri - Bölüm 2: Mekanik Özelliklerin Tayini*", Türk Standartları Enstitüsü.

TSE CEN ISO TS-17892-5, 2007, "Geoteknik etüt ve deneyler- Zemin laboratuvar deneyleri- Kademeli yükleme yoluyla odometre deneyi", Türk Standartları Enstitüsü.

TSE CEN ISO/TS 17892-8, 2007, "Geoteknik etüt ve deneyler- Zemin laboratuvar deneyleri- Bölüm 8: Konsolidasyonsuz ve drenajsız üç eksenli basınç deneyi", Türk Standartları Enstitüsü.

TSE CEN ISO/TS 17892-10, (2007), "*Geoteknik etüt ve deneyler- Zemin laboratuvar deneyleri- Bölüm 10: Doğrudan kesme deneyi*", Türk Standartları Enstitüsü.

ZEOLİTİN PUZOLANİK KATKI MALZEMESİ OLARAK ÇİMENTOLU MACUN DOLGUDA KULLANILABİLİRLİĞİNİN İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF USABILITY AS POZZOLANIC ADDITIVE MATERIAL OF ZEOLITE IN CEMENTED PASTE BACKFILL

A.Başçetin [1], H.Eker [2]*, S.Tüylü [1], D.Adıgüzel [1]. E. Odabaş[1]

[1] *İstanbul-Cerrahpaşa Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
[2] *Gümüşhane Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: hasaneker@gumushane.edu.tr)*

ÖZET

Son zamanlarda geliştirilen ve yaygın bir şekilde kullanılan çimentolu macun dolgu (CPB) yöntemi; maden atıklarının bertarafı konusunda sektöre hem işletme hem çevresel, hem de yasal mevzuatın uygulanması açısından birçok faydalar sağlamaktadır. Bu yüzden; ülkemizdeki maden işletmenlerinde çimentolu macun dolgu (CPB) yöntemi tercih edilmektedir. CPB; %75-85 pülpte katı oranındaki (PKO) tesis atığının (<20 µm malzeme miktarı en az %15 olan) %3-11 bağlayıcı (çimento ve puzolan malzemeler) ve pompalanabilir kıvamda olması için yeterli su (proses suyu, musluk ve göl suyu) ile karışımı olarak tanımlanmaktadır. Bu yöntemin en büyük maliyet kalemlerinden biri bağlayıcı giderleridir. Bu çalışmada; CPB'de kullanılan Portland çimento (PÇ) yerine Zeolitin puzolanik katkı malzemesi olarak kullanılabilirliği incelenmiştir. Hazırlanan referans ve zeolite katkılı karışımların 28 ve 90 gün kür süreleri sonunda Tek eksenli basınç dayanımı ve eğilme dayanımları belirlenmiştir. Elde Edilen sonuçlara göre zeolitin puzolanik aktivite indeksi elde edilmiştir. Sonuç olarak zeolitin; 28 günde basma ve eğilme dayanımının sırasıyla 38.99 MPa ve 8.95 MPa, 90 gün sonunda ise 44.26 MPa ve 10.83 MPa değerlerini aldığı görülmüştür. Puzolanik Aktivite indeksinin 28 günde %84.07 ve 90 günde ise %95.43 olarak elde edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Çimentolu macun dolgu, tek eksenli basınç dayanımı, eğilme dayanımı, puzolanik aktivite, zeolit.

ABSTRACT

Recently developed and widely used cement paste backfill (CPB) method; the mining industry has many benefits in terms of the application of the sectoral, operational, environmental and legal legislation on the disposal of mine waste. That's why; cemented paste backfill (CPB) method is preferred in the mine works in our country. CPB; 75% to 85% pulp solids (PKO) of 3-11% binder (cement and pozzolane materials) and sufficient water to be pumpable (process water, tap and lake water) It is defined as a mixture with. In this study; e use of Zeolite as a pozzolanic additive in Portland cement (PC) used in CPB was investigated. Uniaxial compressive strength and flexural strength were determined at the end of curing time of 28 and 90 days. According to the obtained results, the puzolanic activity index of zeolite was obtained. As a result, zeolite; In 28 days, compression and flexural strengths were found to be 38.99 MPa and 8.95 MPa, respectively, and 44.26 MPa and 10.83 MPa at the end of 90 days. Pozzolanic activity index was 84.07% in 28 days and 95.43% in 90 days.

Keywords: Cemented paste backfill; UCS; flexural strength; pozzolanic activity; zeolite.

GİRİŞ

Son zamanlarda geliştirilen ve yaygın bir şekilde kullanılan çimentolu macun dolgu (CPB) yöntemi; maden atıklarının bertarafı konusunda sektöre hem işletme hem çevresel, hem de yasal mevzuatın uygulanması açısından birçok faydalar sağlamaktadır. Bu yüzden; ülkemizdeki maden işletmenlerinde çimentolu macun dolgu (CPB) yöntemi tercih edilmektedir. CPB; %75-85 pülpte katı oranındaki (PKO) tesis atığının (<20 µm malzeme miktarı en az %15 olan) %3-11 bağlayıcı (çimento ve puzolan malzemeler) ve pompalanabilir kıvamda olması için yeterli su (proses suyu, musluk ve göl suyu) ile karışımı olarak tanımlanmaktadır[1-2-3-4-5-6]. Bu yöntemin en büyük maliyet kalemlerinden biri bağlayıcı giderleridir.

Bu çalışmada; CPB'de kullanılan Portland çimento (PÇ) yerine Zeolitin puzolanik katkı malzemesi olarak kullanılabilirliği incelenmiştir. Hazırlanan referans ve zeolite katkılı karışımların 28 ve 90 gün kür süreleri sonunda Tek eksenli basınç dayanımı ve eğilme dayanımları belirlenmiştir.

YÖNTEM

Bu çalışmada Balıkesir Bigadiç'te yer alan Eti Maden Bigadiç İşletme Müdürlüğü sahasından temin edilen Zeolit, Akçansa Büyükçekmece çimento fabrikasından temin edilen normal Portland çimentosu (CEM I 42,5) ve standart rilem kumu kullanılmıştır. Ayrıca karışımlarda saf su kullanılmıştır.

Zeolit; laboratuvarda önce merdaneli kırıcıdan (-4 mm) geçirilmiş ve daha sonra bilyalı değirmen vasıtasıyla 45 dakika öğütme süresinde kuru öğütmeye tabi tutularak -125 mikron altına getirilmiştir. Çizelge 1'de çimento ve zeolitin fiziksel, kimyasal özellikleri verilmiştir.

Çizelge 1. Çimento ve zeolitin fiziksel, kimyasal özellikleri

Özellikler	**CEM I 42,5 R (%)**	**Zeolit (%)**
Kimyasal Bileşim		
SiO_2	19,13	64,36
Al_2O_3	4,71	10,89
Fe_2O_3	3,28	1,44
MgO	1,29	1,34
SO_3	3,49	-
CaO	64,07	3,58
Na_2O	0,25	0,18
K_2O	0,86	4,33
Serbest CaO	1,65	-
Kızdırma Kaybı	2,09	-
Fiziksel Özellikler		
Özgül Ağırlık (g/cm^3)	3,14	2,33
Özgül Yüzey (cm^2/g)	3640	-
Minerolojik Bileşim		
C_3S	63,42	
C_2S	6,84	
C_3A	6,87	
C_4AF	9,90	
LSF	1,01	
Mineral Katkı İçeriği (%)	-	

Puzolanik aktivite, puzolanik malzemelerin ile hazırlanan karışımlar üzerinde yapılan deneyler sonucunda belirlenmektedir. ASTM C 311 [7[standardına göre; referans çimento (kütlece % 75) ve puzolan (% 25) ile hazırlanan karışımlar ve sadece referans çimento ile hazırlanan karışımlar üzerinde basınç dayanımı yapılarak zeolitin aktivitesi belirlenmiştir. Puzolanik aktivite, "dayanım aktivite indeksi" olarak adlandırılan bir değerin hesaplanmasıyla elde edilmektedir (Eşitlik 1).

Dayanım aktivite indeksi = (A/B) x 100 (1)

Burada; A: Puzolanlı harç numunelerinin ortalama basınç dayanımı,
B: Kontrol harç numunelerinin ortalama basınç dayanımı ifade etmektedir.

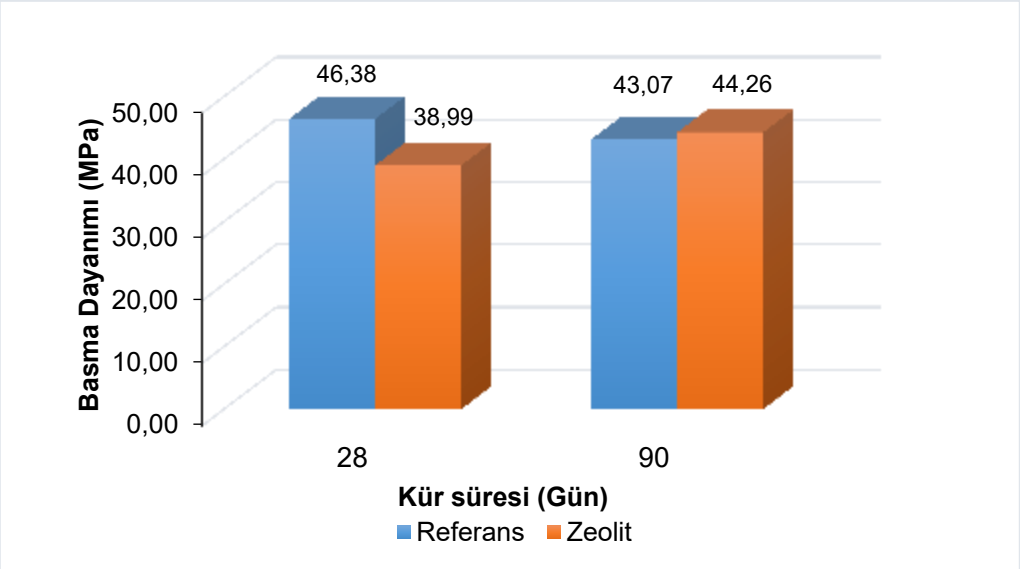
ASTM C 311 standartına göre referans ve zeolit içeren karışımlar hazırlanmıştır. Referans numune için 500 g çimento, 1375 g standart kum (rilem), 242 ml su kullanılarak TS EN 196-1 [8] standardına göre karıştırılmıştır. Zeolit içeren karışımlarda ise, 400 g çimento, 1375 g standart kum, 242 ml su ve 100 g zeolit kullanılarak TS EN 196-1 standardına göre karışımlar oluşturulmuştur. Referans ve zeolit numuneleri için 28 ve 90 gün kür süreleri için ikişer karışım oluşturulmuştur. Oluşturulan karışımlar; 40x40x160 mm ölçülerindeki üç gözlü kalıplara dökümü gerçekleştirilmiştir. Daha sonrasında en 20 °C ve en az %80 nemli bir ortamda 24 saat bekleme süresinin ardından kalıplardan çıkarılan numuneler kür havuzunda belirlenen kür sürelerine (28 ve 90 gün) kadar bekletilmiştir. Kür süreleri sonunda her kür süresi için 3 adet numune kullanılarak eğilme dayanımı deneyleri gerçekleştirilmiştir. Basınç dayanımı için ise 6 adet numune kullanılmıştır.

Eğilme dayanımı deneyleri ve basınç dayanımı deneyleri; TS EN 196-1 standardına uygun olarak Şekil 1'de gösterilen 200 tonluk ve 50 N/s yükleme hızına sahip cihaz ile gerçekleştirilmiştir. Basınç dayanımı testinde ise 2400 N/s yükleme hızına ve eğilme dayanımında kırılan parçalar kullanılarak yapılmıştır(Şekil 1).

Şekil 1. a) Eğilme dayanımı, b) Basınç dayanımı.

BULGULAR VE TARTIŞMA

Kür süresine bağlı olarak zeolite içeren numunelerin basınç (basma) dayanımının arttığı görülmektedir. Referans numunesine göre 28 günde zeolite numunesinin dayanımının düşük olduğu, 90 günde ise daha yuksek dayanım değeri aldığı görülmektedir. 28 günde referans ve zeolitin basınç dayanımı sırasıyla 46.38 ve 38.99 MPa, 90 günde ise 43.07 ve 44.26 MPa sonuçları elde edilmiştir (Şekil 2).



Şekil 2. Basma dayanımı sonuçları.

Kür süresine bağlı olarak zeolite içeren numunelerin eğilme dayanımının arttığı görülmektedir. Referans numunesine göre 28 günde zeolite numunesinin eğilme dayanımının düşük olduğu, 90 günde ise daha yuksek eğilme dayanımı değeri aldığı görülmektedir. 28 günde referans ve zeolitin eğilme dayanımları sırasıyla 9.93 ve 8.95 MPa, 90 günde ise 11.13 ve 10.83 MPa değerlerini aldığı görülmektedir. (Şekil 3).

Şekil 3. Eğilme dayanımı sonuçları.

Zeolitin; puzolanik aktivite indeksi 28 günde %84.07, 90 günde ise %95.43 olarak elde edilmiştir. TS EN 450-1 [9] standardına göre; 28 günde ve 90 gündeki aktivite indeksi sırasıyla en az %75 ve %85 olmalıdır. Buna göre zeolite içeren numuneler 28 ve 90 günde bu değerleri aşmıştır.

SONUÇLAR

Bu çalışmada; CPB'de kullanılan Portland çimento (PÇ) yerine Zeolitin puzolanik katkı malzemesi olarak kullanılabilirliği incelenmiştir. Hazırlanan referans ve zeolite katkılı karışımların 28 ve 90 gün kür süreleri sonunda basınç dayanımı ve eğilme dayanımları belirlenmiştir. Elde Edilen sonuçlara göre zeolitin puzolanik aktivite indeksi elde edilmiştir. Sonuç olarak zeolitin; 28 ve 90 günde basınç ve eğilme dayanımlarının referansa göre daya yüksek değer aldığı belirlenmiştir. Ayrıca puzolanik Aktivite indeksininstandartda belirtilen sınır değerleri 28 günde (%84.07) ve 90 günde (%95.43) geçtiği görülmüştür.

Sonuç olarak Biğadiç'te bir maden pasa sahasından alınan zeolitin, puzolan malzeme olarak kullanılabileceği belirlenmiştir. Ayrıca Çimentolu macun dolgu karışımlarında zeolitin ikame edilmesiyle en büyük maliyet kalemlerinden birinde tasarruf sağlanabileceği düşünülmektedir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma İstanbul Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimi Tarafından Desteklenmiştir. Proje numarası: FDK-2018-24707.

KAYNAKLAR

ASTM C 311, Standard Test Methods for Sampling and Testing Fly Ash or Natural Pozzolans for Use in Portland-Cement Concrete, ASTM International, West Conshohocken, PA, 2017.

Başçetin, A. Eker, H. Tüylü, S. Adıgüzel, D. Zeolit İkamesinin Çimentolu Macun Dolgunun Mekanik Özelliklerine Etkisi, Proceedings of the 4 th International Underground excavations symposium, UYAK 2018, 13-14 Eylül 2018, İstanbul, s. 575-581, 2018.

Başçetin, A. Eker, H. Tüylü, S. Adigüzel, D. Bir Bakır Madeni Artıklarının Dayanım Özelliklerinin Belirlenmesi, KAYAMEK'2018- 12. Bölgesel Kaya Mekaniği Sempozyumu, 3-5 Ekim 2018, Trabzon, Türkiye, s. 162-167, 2018.

Erçıkdı, B, Baki, H, İzki, M, Effect of Desliming of Sulphide-Rich Mill Tailings on the Long-Term Strength of Cemented Paste Backfill, J Environ Manage 115:5–13, 2013.

Kesimal, A, Erçikdi, B, Yilmaz, E, The Effect 0f Desliming By Sedimentation On Paste Backfill Performance, Miner Eng 16(10):1009–1011, 2003.

TS EN 196-1, Çimento deney metotları - Bölüm 1: Dayanım tayini, Türk Standardı, 2016.

TS EN 450-1, Uçucu Kül - Betonda kullanılan - Bölüm 1: Tarif, özellikler ve uygunluk kriterleri, Türk Standardı, 2013.

Yılmaz, T, Erçıkdı, B, Cihangir, F, Yüksek Fırın Cürufu ve Perlit İkamesinin Çimentolu Macun Dolgunun Mekanik ve Mikroyapı Özelliklerine Etkisi, Çukurova Üniversitesi Mühendislik Mimarlık Fakültesi Dergisi, 32(2), ss, 239-251, Haziran 2017.

Yılmaz, E, Guresci, M. Design and Characterization of Underground Paste Backfill, in: Paste Tailings Management, Yilmaz E, Mamadou, F, Eds, Springer, London/Berlin/Switzerland, Cham, pp,111-144, 2017.

CEVHER HAZIRLAMA ve METALURJİK SÜREÇLER - MINERAL and METALLURGICAL PROCESSING

A FUNDAMENTAL CHANGE IN APPROACH – GRINDING ORES IN VERTICAL ROLLER MILLS PRESENTATION OF TEST RESULTS

C. Schmitz [1,*], C. Gerold [1]

[1] *Loesche GmbH, Hansaallee 243, 40549 Duesseldorf, Germany*
*(*Corresponding author: christian.schmitz@loesche.de)*

ABSTRACT

Grinding test work to achieve data for mill scale-up procedures for Vertical Roller Mills (VRM) is differing a lot from the procedures usually used for the layout of other comminution equipment like ball mills, SAG mills or HPGRs. The grinding test for VRM scale-up procedures as it is done at Loesche GmbH is conducted using a complete semi-pilot-scale grinding plant that combines grinding and classification during one test. Therefore the material inherent properties of a specific ore that are influencing not only the comminution but also the classification of the ore are both included in the test result. This leads to a very comparable particle size distribution of the ground ore compared to the PSD that is observed in an industrial-scale VRM. This provides the opportunity to conduct tests to estimate downstream process performance with a very good comparability to an industrial-scale installation.

The paper at hand describes the grinding test procedure and gives an overview about the various types of ores that have already been tested and the range of product sizes achieved thereby.

Keywords: Compressive grinding, dry grinding, Vertical Roller Mill, grinding test work, scale-up

INTRODUCTION

Depending on the type of crushing or grinding equipment there are different standardized tests available for the determination of the parameters necessary for up-scaling procedures. These tests result in benchmark figures like e.g. *Bond Work Index* or *A * b* that can be used for the proper selection of an industrial size comminution device for a specific project. These tests have in common that the results have to be applied to more or less complex mathematical equations to lead to the correct scale-up information. Additionally these tests are focusing on the comminution and are usually only observing the breakage behaviour (e.g. JK drop weight test) or incorporating some kind of classification that is not necessarily the same process as it would be in the industrial process (e.g. Bond Test). Therefore these tests are lacking the comprehensive approach that is beneficial for evaluating a hypothetical industrial process that is actually not only crushing and grinding, but a comminution-classification-circuit.

The grinding test for scaling-up a Loesche Vertical Roller Mill differs from this approach. During this type of test that is conducted either in the Loesche Test Centre or in the mobile grinding unit OGP_{mobile} the throughput achieved when grinding a material to be tested in the lab-scale mill is identified as well as the specific power consumption. By knowing the relations between the nominal capacity of the lab-scale mill and the various available industrial size Loesche Mills the correct mill size for a certain throughput of an industrial installation is determined. Therefore, the grinding test is not focused on identifying a physical property of the ore to be tested but actually compares the observed grinding performance of the new material with performance data of already known materials.

The huge data base of conducted grinding tests and the comparison of the test results with the observed performances of the afterwards installed industrial size Loesche Mills that are processing the same materials ensure an ever ongoing optimization of the scale-up procedures.

More than 9,000 grinding tests have already been conducted in Loesche's core business fields like coal, limestone and clinker grinding. These tests have been the foundation for the scale-up procedures for more than 2,000 mills that are worldwide in operation until today.

The same general properties of VRM comminution like energy-efficiency, huge comminution ratio and flexibility that made VRM comminution a successful story in these business fields are also valid for the grinding of ores.

But compared to these applications in which pure size reduction is the main task, ore grinding is much more complex. Comminution of ore is most often not an end in itself. It is rather just a preparation for the actual process step of adding value – the following downstream beneficiation processes. Of course, the size of the particles presented to these processes is important since every process works best in certain and mostly narrow size ranges. But even more important as the correct grind size respectively particle size distribution is a sufficient grade of mineral liberation that ensures the efficiency of downstream processes.

For evaluating the feasibility of a certain process flowsheet for a specific project it is therefore necessary to collect as much information as possible not only on the performance parameters of the equipment but also on the composition and the material properties of the ground material. The properties of the ground material again are not only depending on the crushing and comminution equipment but also the selection of the classification equipment has a huge impact. Therefore best comparability between lab-scale and industrial-scale performance is to be expected if the grinding-classification-circuit to be evaluated is already best simulated during the grinding test work.

The VRM grinding test as conducted at Loesche follows this approach. The method of testing in a semi-pilot-scale grinding plant that includes grinding as well as classifying using a dynamic classifier provides all the necessary information about the process and the material properties. Because the classification process used in the grinding test is operating following the same physical laws that are also valid for the industrial size equipment, the material properties of the grinding products that are produced during a grinding test are suitable for being used to assess the possible performance of downstream processes.

For the evaluation of the suitability of the Loesche Mill for the integration in ore processing flowsheets until today more than 520 grinding tests were conducted on 135 different ores from all over the world. The test facilities used for these tests are introduced in the following chapter.

DESCRIPTION OF THE TEST FACILITIES

Loesche VRM grinding tests are either conducted in Loesche's Test Centre in Neuss (Germany) or in the mobile test plant called OGP_{mobile}. Both test facilities are operating complete semi-pilot-scale grinding plants. The process flowsheets of these grinding plants include grinding, classification and drying – if required – as well as the collecting of the ground product in a bag filter. A schematic flowsheet of the plants is given in Figure 1.

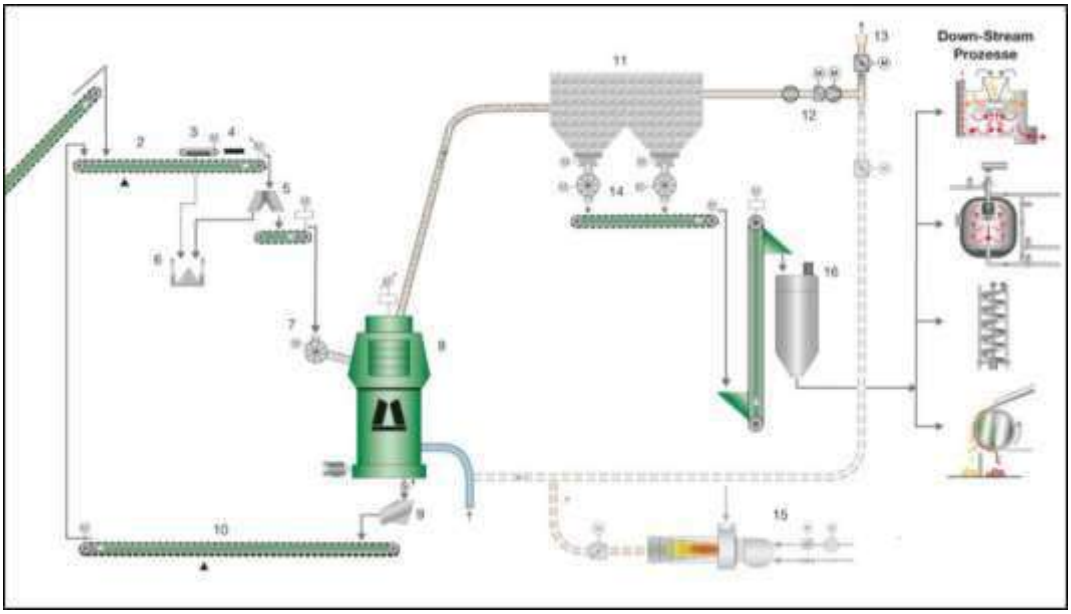


Figure 1. Schematic Flowsheet

Loesche Test Centre

In Neuss (Germany) Loesche is operating a Test Centre. The Loesche Test Centre is equipped with 4 semi-pilot-scale Vertical Roller Mills (type LM 3,6 & LM 4,5). Depending on the chosen mill and its configuration, the nominal capacities of these mills vary between 330 kg/h und 920 kg/h. The mills are integrated into continuous operating grinding plants, equipped with extensive sensor technology and operated fully automated via programmable logic controller (PLC). A side view of one grinding plant can be seen in Figure 2.

Figure 2. One of the Test Centre's grinding plants

Besides of scale-up grinding tests there are various possibilities to conduct R&D grinding test work to test new mill designs and process flowsheets. It is also possible to produce bigger amount of

ground samples for further downstream process tests and analyses. Figure 3 is showing a more detailed view on one of the mills and the view into the grinding area.

Figure 3. Test Centre lab mill and view into the grinding area

Mobile ore grinding plant OGP_{mobile}

Some projects are more complex than others. Sometimes the variability of the ore body requires conducting a lot of grinding tests on the various ore types. Sometimes it is also requested to provide bigger amounts of freshly ground material for downstream process test work. Therefore Loesche designed and fabricated a complete mobile grinding plant that is installed within three 40-foot-cargo-containers. It is designed to be operated at a client's site, solving the problem of having to ship big amounts of different samples all over the world to the Test Centre for extensive grinding test programs. The schematic composition of the OGP_{mobile} is shown in Figure 4.

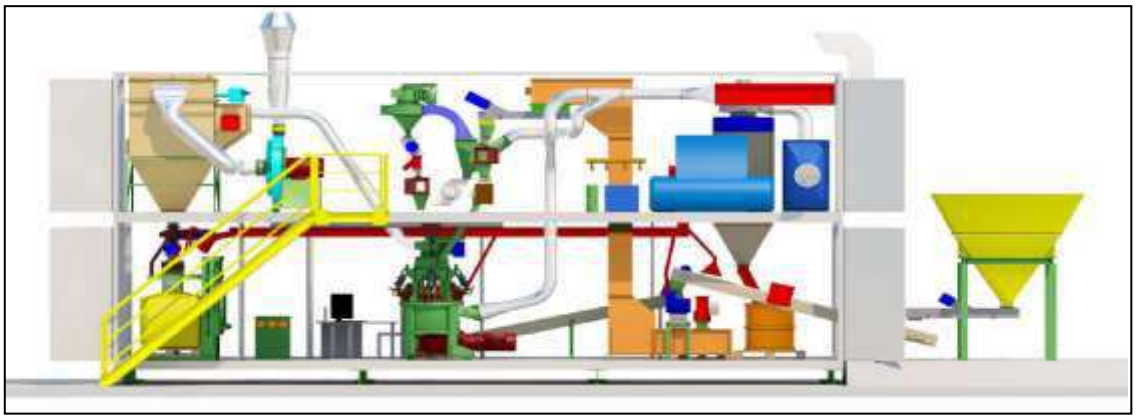


Figure 4. Schematic composition of the OGP_{mobile}

The OGP_{mobile} was designed to be able to operate at different ambient conditions all over the world. Therefore all installed equipment was selected to provide the necessary flexibility. Table 1 is showing some of the most important details of the design of the OGP_{mobile}.

Table 1. OGP_{mobile} design details

Category	Properties
Plant dimension	19 m * 7,5 m * 8,6 m
Nominal Capacity	~ 1 t/h
Temperature	- 20 ° C (Min) 50 ° C (Max)
Humidity	0 % (Min) 99 % (Max)
Maximum Altitude	4000 m a.s.l.
Installed Power	150 kW (machines) 300 kW (heater)
Supply voltage	380 – 520 V
Net frequency	50 / 60 V

Until today the OGP_{mobile} has been successfully proofing the concept of VRM grinding technology in operations in Turkey, South Africa, Brazil and Peru. The duration of the test campaigns varied between a few weeks and several months. Figure 5 is showing the OGP_{mobile} as it was installed in South Africa, respectively Turkey.

Figure 5. Mobile ore grinding plant OGP_{mobile}

DESCRIPTION OF THE GRINDING TEST PROCEDURE

Due to the historical development vertical roller mills combine grinding and classifying in one single unit, with the classifier installed above the grinding table. The grinding process is as follows.

The mill feed material is fed by a dosing belt to a rotary star feeder and a chute or a screw conveyor onto the center of the mill table. The mill table is firmly connected with the gear box that drives the table with adjustable speed. The raw material is moved by the centrifugal force to the edge of the flat table and under the conical grinding rollers. A dam ring that is installed around the mill table is supporting the establishment of the grinding bed and is influencing the height of it. The grinding force of the rollers can be set at the hydraulic load system to optimize the grinding efficiency and the product properties.

After being ground between roller and table the material is transported over the dam ring onto the edge of the mill table towards the louvre ring. There it enters the airflow that is flowing with high velocity towards the dynamic classifier that is installed directly on top of the mill. The airflow through the mill is generated by the main mill fan.

The dynamic classifier is used to control the particle size of the final product that is discharged out of the mill. Particles that are coarser than the desired product size are rejected by the classifier.

Those particles are falling back onto the centre of the mill table via a grit cone and are ground again. Particles that are fine enough are passing the classifier and are thereby leaving the grinding-classifying-circuit. Depending on the selected gas flow and classifier rotational speed, the desired product fineness can be adjusted.

The finished product is separated in a bag filter. A mill fan generates the necessary gas stream for transporting the material, which circulates through the mill and the complete ducting system. The volumetric flow is adjusted and controlled via a variable speed fan drive. The airflow can be heated by the hot gas generator in a controlled manner if drying is required.

Material that bypassed the rollers and was not lifted to the classifier but fell through the louvre ring is rejected downwards to the reject recirculation system. It is transported by belt conveyors and a bucket elevator and fed back to the mill feed stream.

Like in industrial size installations also in the lab-scale grinding plants there are some design measures and some online controls that have an influence on the grinding performance. Figure 6 is giving an overview about these details.

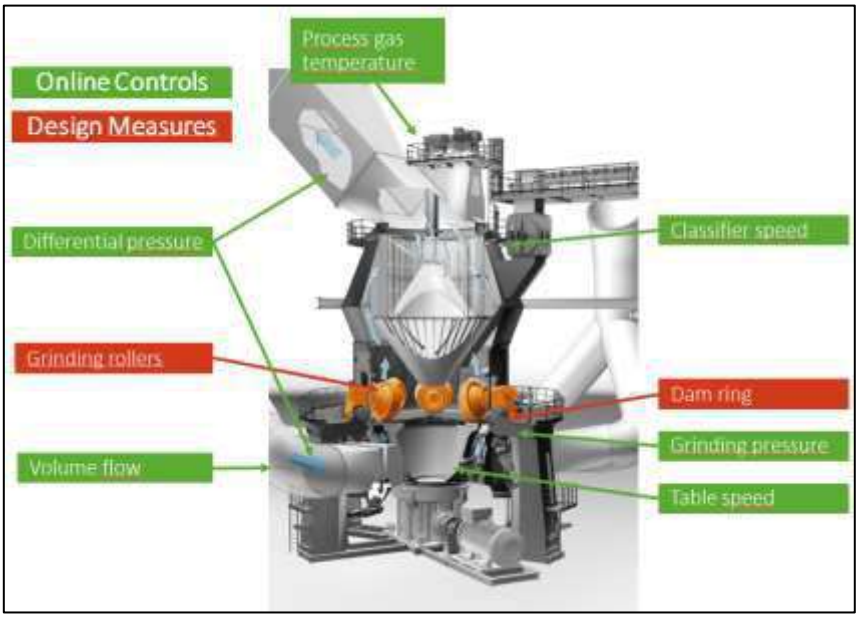


Figure 6. Online controls and design measures of a VRM

Operation mode, amount of grinding rollers, geometry of the grinding rollers and dam ring height are physical machine parameters that need to be determined before the operation. Classifier rotation speed, grinding table rotation speed, grinding pressure and volume flow are parameters that can be varied online via the PLC. According to the aim of the grinding test the parameters to be tested are determined. The usual variables for the test are classifier rotation speed and grinding pressure.

When a grinding test is started all parameters are set and the mill feed is slowly increased until a steady state is achieved. When the start-up procedure is finished and the grinding circuit is stabilized at the first setpoint to be tested, the sample taking and measurement procedure is started. During that procedure a wide range of measurements is recorded and representative samples of the product are taken. After the procedure is finished, the parameter to be investigated (for example the product fineness adjusted via the classifier rotational speed) is changed. All other parameters are kept constant. Since the material circulates several times in the grinding-classifying-circuit it takes some time before

the process adapts to the change. As soon as the process stabilizes at the new setpoint, the sample taking and measurement procedure is started again.

This procedure is repeated until all setpoints of the grinding test program are covered. Depending on the scope of work the operation might be stopped to change physical parameters of the mill respectively the plant.

Grinding Test results

After a grinding test is finished a lot of results are available for the evaluation of the ore specific grinding performance of the VRM. The most important information are the throughput at a specific product size, the specific power consumption for producing this product size, the particle size distribution of the product and the specific wear rate of the rollers.

Throughput

The throughput measured during a grinding test is characterized by Loesche as a dimensionless load factor called 'LF'. This factor is used for the scale-up of industrial mills. It describes the relation between a measured throughput during the grinding test and a standardized value that is reflecting the nominal capacity of the test mill. Like the test mill all different industrial-scale mill sizes that are available have a nominal capacity, too. This means that the load factor is used to estimate the throughput that can be achieved if grinding the tested material in a specific industrial-scale mill.

Therefore the grinding test is actually a comparison between the unknown, new material that is tested with all other materials previously tested. By using this method no complicated equation is needed to estimate the correct mill size during the scale-up procedure, actually a simple rule of three is sufficient.

Specific power consumption

To determine the mechanical power consumption the torque at the grinding table and the angular speed of the grinding table are measured. In combination with the observed throughput the specific power consumption is calculated.

Particle size distribution

From each grinding product a representative sample is taken. An air jet sieve analysis is conducted which provides the information about the particle size distribution of the product. Because the grinding product was produced using a combination of VRM and dynamic classifier as it would be in an industrial application, the PSD of the grinding test product is very comparable to the one that would be achieved in the industrial-scale process. This correlation has been proven for many products and applications.

Specific wear rate

The specific wear rate of the grinding rollers is measured either by weighing the whole rollers before and after the grinding test or by weighing the loss of weight of small plates that are integrated in the rollers. Since the grinding test is usually conducted only on at most a few tons of material, grinding rollers made of mild steel are usually used to be able to observe a noteworthy wear at all. By using the observed wear rate and a specific material factor for industrial-scale rollers made of high quality wear resistant material, the expected wear rate for an industrial application can be calculated.

OVERVIEW ABOUT TESTED MATERIALS

Until today 135 different ore samples have been tested. The majority of these ores were iron ores, copper ores and gold ores, representing the most important commodities in respect of annual worldwide grinding capacity. But also many other ores of different types of commodities were tested. An overview about the distribution of the tested ores is given in Figure 7.

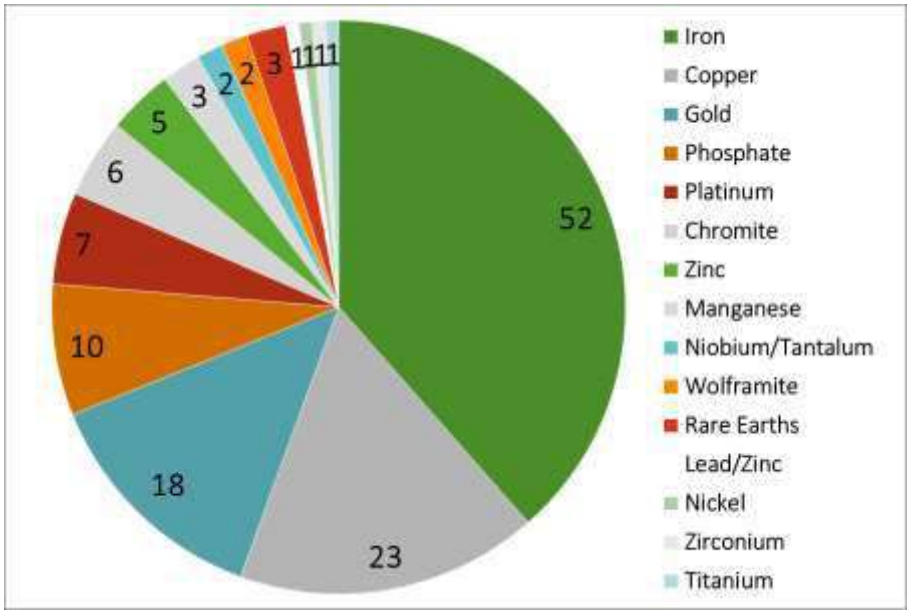


Figure 7. Quantity and type of ores tested [in total 135]

Product sizes

Vertical roller mills are very flexible in regards of the product size that can be produced. By simply changing the combination of the classifier rotational speed and the volume flow the required product size can quickly be adjusted without stopping the process. This flexibility is essential, because every specific ore demands a different grind size for providing the required mineral liberation to ensure an efficient downstream process. In addition the required grind size for a particular project often varies due to the inhomogeneous composition of the deposit. This flexibility of the VRM technology is also displayed by the diversity of the product sizes that were achieved during scale-up grinding test work. The ranges of the product sizes for some ore types are shown in Figure 8.

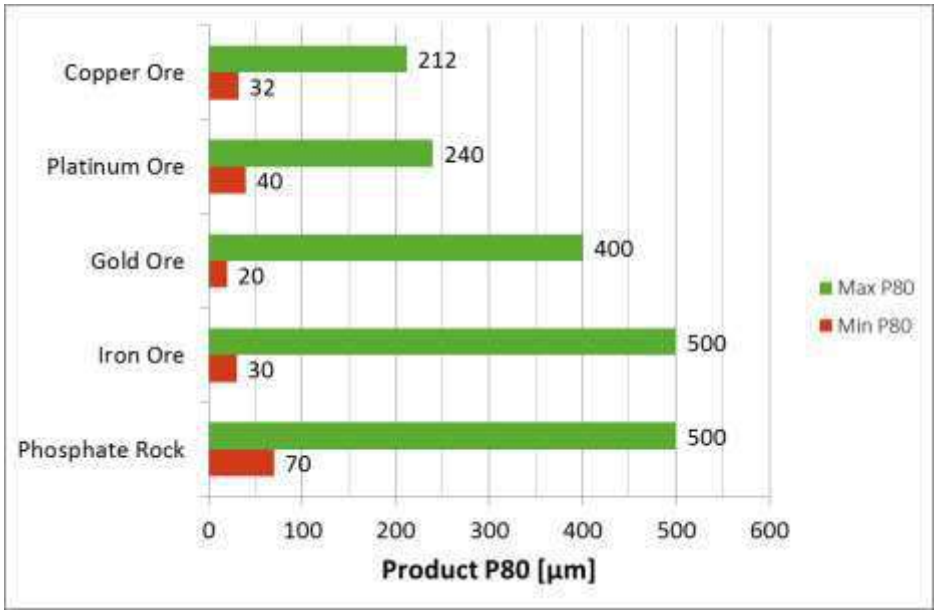


Figure 8. Range of product sizes for main tested ore types

SUMMARY

During the VRM grinding test as conducted by Loesche not only the grinding but also the classification performance for the comminution of a specific material is determined. Therefore the test is not only suitable to scale-up an industrial-scale mill; it also provides the ground material that has a particle size distribution and a composition that is very comparable with the one that would be achieved in an industrial-scale installation. This allows very representative test work on downstream processes. Hence the grinding test is a very good foundation for the estimation of the performances of grinding-classification-circuits as well as downstream processes of industrial size. By using this data and test results the CAPEX and OPEX of a process flowsheet to be assessed can be determined very precisely.

More than 9,000 grinding test results combined with the observation of the performance of more than 2,000 Vertical Roller Mills installed in various industries worldwide is used for an ever ongoing optimization of the scale-up procedures for a wide range of applications and product sizes.

AN EXPERIMENTAL INVESTIGATION ON ROCK CRUSHABILITY USING JAW AND CONE CRUSHERS

E. Köken [1,*], M. Bilen [2], A. Özarslan [2], K. Barış [3]

[1] *Dept. of Materials Science and Nanotechnology Engineering, Engineering Faculty, Abdullah Gül University, Kayseri*
([*]Corresponding authorl: ekin.koken@agu.edu.tr)
[2] *Dept. of Mining Engineering, Engineering Faculty, Zonguldak Bulent Ecevit University, Zonguldak*
[3] *Dept. of Mining and Mineral Extraction, Zonguldak Vocational School, Zonguldak Bulent Ecevit University, Zonguldak*

ABSTRACT

This study covers the investigation of rock crushability using laboratory-scale cone and jaw crushers for five types of hardrocks. For this purpose, physico–mechanical properties of the investigated rocks are determined. Aggregate samples with a particle size range of 10.00 – 14.00 mm are prepared for crushability tests. After performing crushability tests, crushed particles are sieved and considering sieve analysis results, crushability indices are identified for each rock and crusher type. The performance of the crushers concerning their experimental setup is investigated by Taggart method.

It is achieved from crushability tests that, the performance of the cone crusher is approximately two times better than the one of the jaw crusher for their experimental setups. The crushing time (T_c) seems to increase with increasing in rock strength properties. Furthermore, remarkable relationships are obtained between several rock properties and crushability test results. It can be claimed that crushability of rocks are dependent upon crusher type, setup of crushing process, rock strength as well as the mineral hardness. Considering these types of variables, higher achieving benefits of aggregate production could be satisfied at lower costs.

Keywords: Rock crushability, Aggregate, crushed rock, Primary crushers, Size reduction ratio.

INTRODUCTION

The crushing process is the first step of comminution after drilling and blasting operations in rock quarries. Obtaining desired product sizes after crushing processes has an important role on economic efficiency and sustainability of rock quarrying. In this context, gyratory, impactors (i.e. horizontal and vertical) jaw and cone crushers are mainly used for the primary, secondary and tertiary stages of crushing in terms of achieving different size fractions of the product (Terva et al. 2018).

Rock comminution in a jaw crusher evolves like a series of particle crushing events, namely the crushing action takes places between jaw plates and rock aggregates as well as by the inter-particle compression. The fragmentation mechanism in a cone crusher is almost similar to one in jaw crusher apart from several discrepancies. The crushing action in a cone crusher occurs following that the cone head rotates with an eccentric motion. As long as the cone head approaches the crushing chamber, the aggregates are compressed and broken down between cone head and concave chamber.

The crushability of rocks in jaw crusher is associated with rock strength properties such as uniaxial compressive strength (UCS, MPa), Brazilian tensile strength (BTS, MPa) as well as the brittleness index based on UCS and BTS (Kahraman et al. 2018).

Geological properties of rocks have remarkable effects on attrition typology in the crushing process (Heikkilä 1991). Zeng and Forssberg (1992) established remarkable relationships between product size and corresponding energy consumption during comminution processes by a jaw crusher and a rod mill. Bearman et al. (1997) concluded that tensile strength of rocks has a remarkable effect on the performance of cone crusher. Refahi et al. (2010) pointed out that the rock strength properties and aggregates with different shape properties (i.e. cubical and flaky aggregates) being fed could affect the quantity of desired product size in a jaw crusher. Lee and Evertsson (2011) stated that experimental setup of the crushing process is directly associated with particle size distribution (PSD) of the product. Researchers carried out crushing tests using a cone crusher with different experimental setups and they concluded that increasing in the close side setting (CSS) of cone crusher leads to reduce the size reduction. On the other hand, the variation in the eccentric speed of cone head could be linked to achieving different amounts of desired product size (Lee and Evertsson 2011). Köken et al. (2018) investigated the S_{20} brittleness index test in terms of the rock crushability and researchers proposed a classification system for the evaluation of rock crushability (Table 1). Referring to Table 1, the degree of rock crushability could be assessed by the brittleness index of B_3 and mechanical aggregate properties such as the S_{20} and Aggregate Impact Value (AIV).

Table 1. Evaluation of crushing resistance for rock materials (Köken et al. 2018).

S_{20} (%)	AIV (%)	B_3 (MPa^2)	Crushing Resistance
≥ 66*	≥ 40	≤ 65	Extremely low
65.9 – 60	40 – 35	65 – 100	Very low
59.9 – 51.0	35 – 28	100 – 200	Low
50.9 – 41	28 –22	200 – 430	Moderate
40.9 – 35	22 – 18	430 – 720	High
34.9 – 29.1	18 – 14	720 – 1200	Very high
≤ 29	≤ 14	≥ 1200	Extremely high

* The intervals of S_{20} values were originally adopted from Dahl et al. (2012), AIV: Aggregate impact value (See; BS 812-112 1990), B_3: Brittleness index (i.e. $B_3 = (UCS \times BTS)/2$), UCS: Uniaxial compressive strength (MPa), BTS: Brazilian tensile strength.

The quantification of rock crushability was investigated using laboratory-scale jaw crushers by several researchers (Kahraman and Toraman 2008, Toraman et al. 2010, Kahraman et al. 2018, Comakli and Cayirli 2018, Köken and Özarslan 2018). In the studies of Kahraman and Toraman (2008), Toraman et al. (2010) and Comakli and Cayirli (2018), the degree of rock crushability was quantified as a crushability index (CI, %) that was determined by sieve analysis of the crushed rock aggregate particles passing through various sieves (i.e. sieves with different square apertures). Similar to the studies given herein, Köken and Özarslan (2018) identified a new term, compressive crushing value (CCV) whose terminology has several modifications of the CI proposed by Kahraman et al. (2018).

The present study deals with an experimental investigation on rock crushability occurred in jaw and cone crushers. Five types of hardrocks were used in laboratory studies and their rock crushability degrees were investigated. Physical and mechanical properties of investigated rocks were determined. Rock aggregates with particle size range of 10.00 – 14.00 mm were prepared for crushability tests. For each crushability test, individual crushing times (T_c) were recorded. Detailed sieve analyses of crushed particles were carried out and particle size distributions (PSD) before and after crushing processes were established for each rock type. Several relationships were obtained between crushability test results and physico-mechanical properties of rocks. The crushing performance of crushers was also evaluated by Taggart Method.

MATERIAL AND METHODS

Five types of hardrocks with different lithologies were used in this study. Representative rock blocks were obtained from various rock quarries located in the Black Sea region. Physical and mechanical properties were determined in accordance with the suggested methods by the International Society of Rock Mechanics (ISRM 1981). Physical properties of the rocks consist of dry density (ρ_d, g/cm^3) and apparent porosity (n_e, %) whereas mechanical properties of rocks determined are uniaxial compressive strength (UCS, MPa) and Brazilian tensile strength (BTS, MPa). Mineral hardness of the rocks was determined using a C–2 type Shore Scleroscope. Moreover, weathering grades of the rocks were determined by thin section observations.

In order to perform crushability tests, rock aggregates with a particle size range of 10.00 – 14.00 mm were prepared. For each crushability test, the amount of 500 ± 5 g aggregates were fed to jaw and cone crushers with a choke feeding method. The technical specifications of the crushers used in this study are listed in Table 2. After crushability tests, crushed particles were sieved and fragmentation patterns were established by detailed sieve analyses. Considering the experimental setups of crushers, the performance of crushers was explored by revealing the size reduction ratio (SRR) of each crushability test.

Table 2. Technical specifications of the crushers used in this study.

Property	Jaw crusher	Cone crusher
Nominal voltage (V)	380	380
Nominal power (kW)	1.5	3.0
Frequency (Hz)	50	50
Feeding gape (mm)	≤ 100	≤ 30
Outlet gap (adjustable, mm)	≤ 30	≤ 20
Feeding capacity (kg/h)	≤ 400	≤ 100
Eccentric speed (rpm)	–	1395
Jaw speed (rpm)	180	–
Power factor	0.85	0.90

LABORATORY STUDIES

The physical and mechanical properties of the investigated rocks were determined in accordance with the suggested methods by ISRM (1981). During the determination of physico-mechanical properties of rocks, each test was repeated at least five times and average values of parameters were declared the related rock property. The tests were performed under oven-dried conditions and the results are given in Table 3. Accordingly, UCS values of rocks vary from 75 to 188 MPa. Considering these values, the investigated rocks were identified hard and very hardrocks according to ISRM (1981). On the other hand, n_e of rocks varies from 0.3% to 1.8%. Consequently, they have a low and very low porosity regarding the porosity classification by Matula (1981).

The weathering degree (W_d) of rocks was investigated by thin section observations. For each rock type, thin sections were prepared and they were analyzed under a polarized microscope. Thin section observations showed that, W_d of rocks was found to be between unweathered (W_0) to moderately weathered (W_2) types. Mineral hardness values of the rocks were determined using a C–2 type Shore Scleroscope.

A total of 40 measurements (i.e. 40 measurements in two equal parts for upper and lower surfaces of the core sample) were recorded for each Shore hardness test. The average value of the measurements was declared Shore hardness (SH), which was in the range of 38 and 87 for the investigated rocks.

Table 3. Physico-mechanical properties of the rocks

Rock type	Location	ρ_d (g/cm^3)	n_e (%)	UCS (MPa)	BTS (MPa)	SH	W_d
Limestone	Güdüllü / Zonguldak	2.62	0.45	94.30	10.90	38.8	W_0
Dacite	Yenice / Karabük	2.57	1.78	115.80	9.50	46.8	W_0-W_1
Gabbro	Yenice / Karabük	2.88	0.17	188.30	20.25	86.7	W_0
Basalt	Işıkkara / Kütahya	2.74	0.88	143.66	15.47	76.2	W_0
Granite	Küre / Kastamonu	2.68	0.36	75.90	8.21	60.8	W_1-W_2

ρ_d : Dry density, n_e : Apparent porosity, UCS : Uniaxial compressive strength, BTS: Brazilian tensile strength, SH: Shore hardness, W_d: Weathering degree, W_0 : Unweathered, W_1: Slightly weathered, W_2: Moderately weathered. (Note: Weathering classification was adopted from ISRM (1981).

CRUSHABILITY TESTS

Crushability tests are based on the fragmentation and comminution of aggregates after crushing action, namely the evaluation of crushed particles with specific size fractions. In this context, a total amount of 500 ± 5 g aggregates was fed to the crushers to quantify the degree of rock crushability. A choke feeding method was adopted, whereby aggregates were fed to crushers in a single charge by hand. Some of the crushability tests in jaw and cone crushers are illustrated in Fig 1 and Fig 2, respectively.

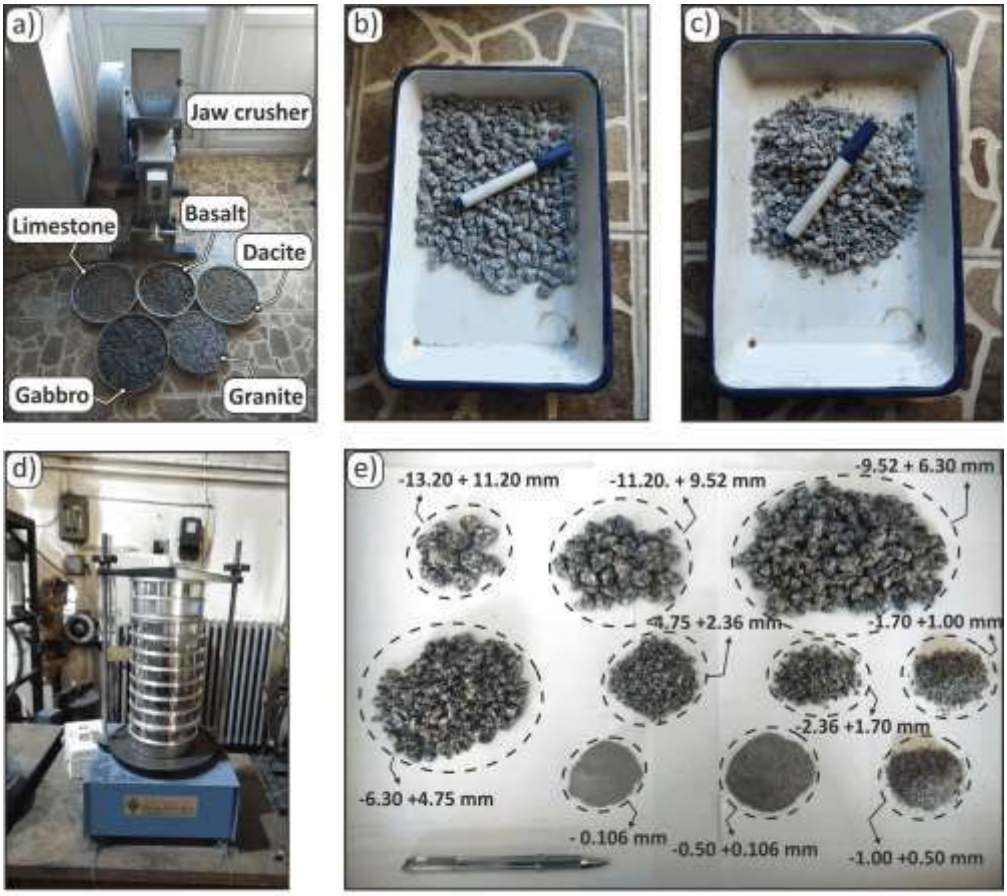
The implementation of crushability tests is simple. Aggregates were prepared with a particle size of 10.00 – 14.00 mm. A total amount of 500 ± 5 g aggregates was weighed and manually fed to the crushers in a single charge. Before crushability tests in the jaw crusher, open side setting (OSS) and closed side setting (CSS) were adjusted as to 12 mm and 8 mm, respectively. For the cone crusher, OSS and CSS were set to 18 mm and 8 mm, respectively. After performing crushability tests, crushed particles were obtained from the collecting vessel and sieved. The PSD of crushed particles were established for each test. Based on these PSDs, crushability indices were determined. Crushability index for cone (CI_c) and jaw crushers (CI_j) are determined by Equation 1 and Equation 2, respectively.

$$CI_c = \left(\frac{W_1}{W_0} \right) \times 100 \quad (1)$$

Where: W_1 is the weight of crushed particles passing through the 4.75 mm sieve (g) and W_0 is the initial weight (g) of feeding aggregates.

$$CI_j = \left(\frac{W_2}{W_0} \right) \times 100 \quad (2)$$

Where: W_2 is the weight of crushed particles passing through the 6.3 mm sieve (g) and W_0 is the initial weight (g) of feeding aggregates.



Explanations

a) Jaw crusher used in this study and Prepared samples (10.0 - 14.0 mm)

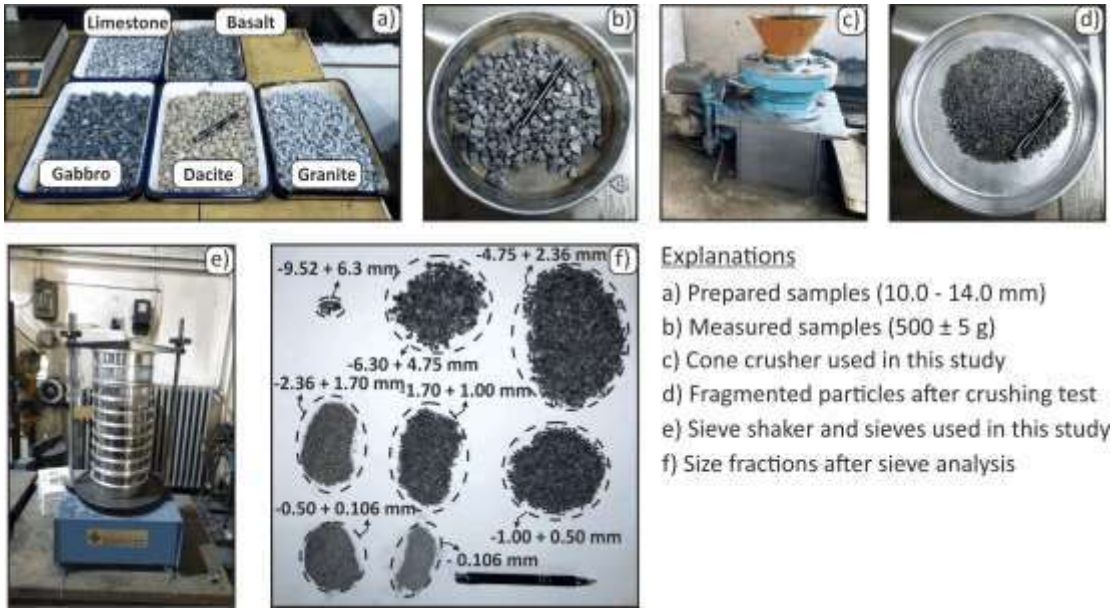
b) Measured samples (500 ± 5 g)

c) Fragmented particles after crushing test

d) Sieve shaker and sieves used in this study

e) Size fractions after sieve analysis

Figure 1. Crushability testing procedure in jaw crusher.



Explanations

a) Prepared samples (10.0 - 14.0 mm)

b) Measured samples (500 ± 5 g)

c) Cone crusher used in this study

d) Fragmented particles after crushing test

e) Sieve shaker and sieves used in this study

f) Size fractions after sieve analysis

Figure 2. Crushability testing procedure in cone crusher.

Typical PSDs of crushed particles for each crushability test are given in Fig 3. It was shown that the most remarkable separation of crushed particles was observed beginning from the 4.75 mm and 6.3 mm sieves for cone and jaw crushers, respectively (Fig 3). Therefore, these specific size fractions were declared the reference sieve sizes in order to quantify crushability indices if only the present experimental setups were constituted. Furthermore, such PSDs were also adopted to evaluate the performance of crushers.

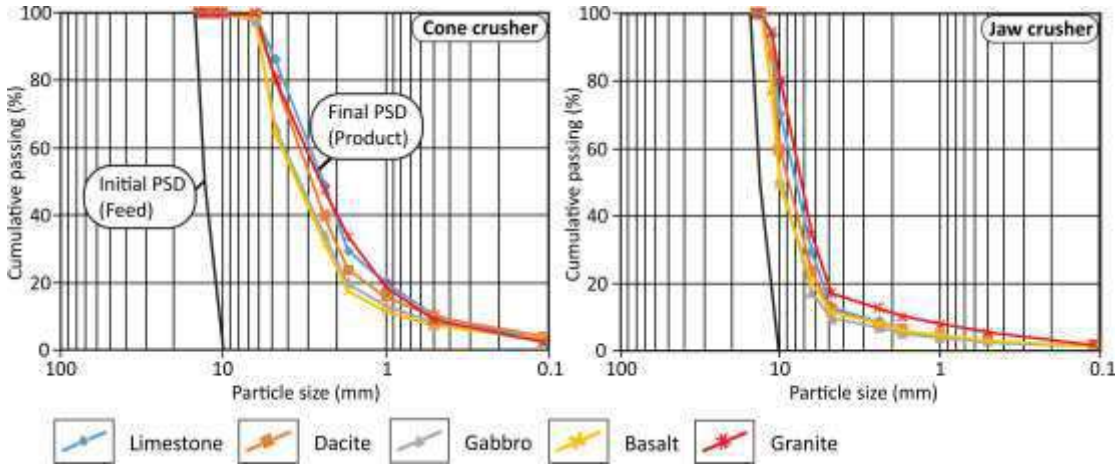


Figure 3. Typical degradation patterns of rock aggregates after crushability tests.

The crushability indices were determined using Equation 1 and Equation 2 for cone and jaw crushers, respectively. Crushability test results are listed in Table 4. Accordingly, CI_j and CI_c vary from 10 – 44 and 62 – 83 for jaw and cone crushers, respectively. Remarkable relationships were obtained between crushability indices and several rock properties. Consequently, BTS of rocks has a dominant role on the rock crushability in cone crusher whereas UCS of rocks becomes more influential for jaw crusher (Fig 4).

Table 4. Crushability test results.

Rock type	Location	Crushability index	
		Jaw Crusher CI_j (%)	Cone Crusher CI_c (%)
Limestone	Güdüllü / Zonguldak	35.96	76.84
Dacite	Yenice / Karabük	23.15	82.26
Gabbro	Yenice / Karabük	10.34	62.56
Basalt	Işıkkara / Kütahya	12.80	67.48
Granite	Küre / Kastamonu	43.84	79.31

The performance of the crushers concerning their experimental setups was investigated by revealing the size reduction ratio (SRR) of each crushability test. In practical minerals engineering approaches, the most common method to quantify the SRR of crushers is Taggart Method. Taggart Method deals with the feeding and product size fractions before and after crushability tests. The SRR is the ratio of the theoretical square mesh aperture that will cumulatively pass 80% of the feed (F_{80}) and 80% of the product (P_{80}) and it is determined by Equation 3.

$$SRR = \frac{F_{80}}{P_{80}} \tag{3}$$

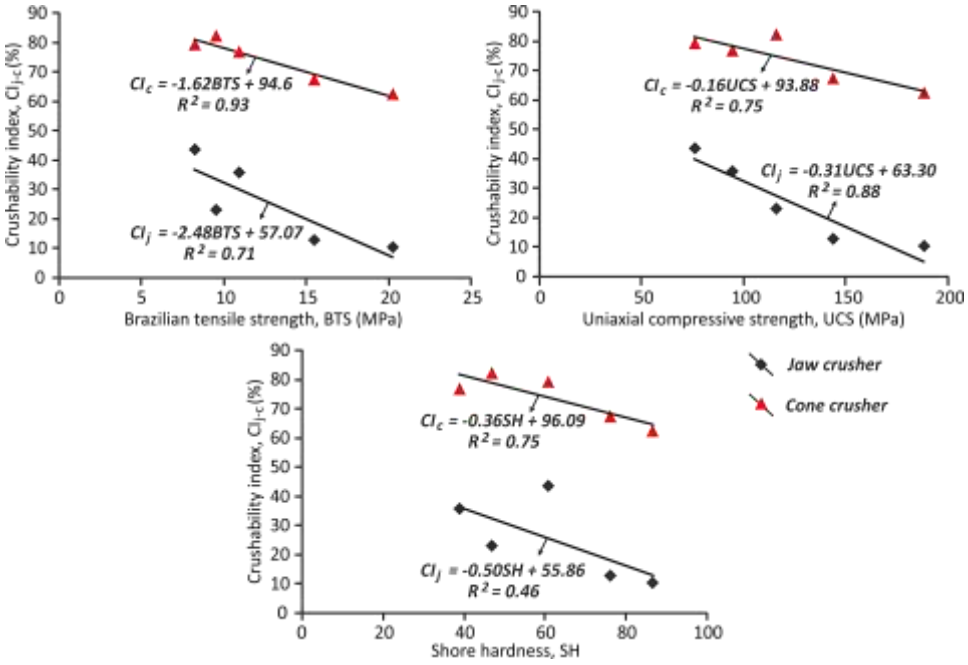


Figure 4. Remarkable relationships obtained in this study.

The performance of crushers with their experimental setup is listed in Table 5. According to Table 5, the performance of cone crusher is approximately two times better than the one of jaw crusher. The SRR values seem to decrease with increasing crushing time whereas they are changeable for jaw crusher. Combining the values given in Table 3 and 5, increasing in rock strength (i.e. UCS and BTS) seems to increase the crushing time during crushability tests.

Table 5. Performance of crushers concerning their experimental setups.

Rock type	Location	Cone crusher				Jaw crusher			
		F_{80} (mm)	P_{80} (mm)	SRR	Crushing time (s)	F_{80} (mm)	P_{80} (mm)	SRR	Crushing time (s)
Limestone	Güdüllü / Zonguldak	13.40	4.22	3.17	14.50	13.10	10.46	1.25	7.90
Dacite	Yenice / Karabük	12.85	4.63	2.77	17.80	12.60	10.71	1.17	6.50
Gabbro	Yenice / Karabük	13.20	5.28	2.50	24.80	12.90	11.34	1.14	9.30
Basalt	Işıkkara / Kütahya	12.95	5.35	2.42	26.10	12.85	11.50	1.12	11.40
Granite	Küre / Kastamonu	13.25	4.65	2.85	14.60	12.50	9.87	1.27	7.60

The variation in SRR values due to rock properties is given in Fig 5. Accordingly, the SRR mainly deals with UCS for rock crushability in jaw crusher. This finding seems to comply with the close relationship between CI_j and UCS (Fig 4). On the other hand, SH values have much greater effects on the performance of the cone crusher in terms of the evaluation of rock comminution. Although CI_c is highly dependent upon BTS (Fig 4), the SRR seems to deal with SH of rocks (Fig 5). It should be noteworthy to state that the crushability index described for cone crusher (CI_c) could only reflect the crushing resistance of rocks whereas the evaluation of rock comminution event in cone crusher seem to be related to SH rather than BTS of rocks.

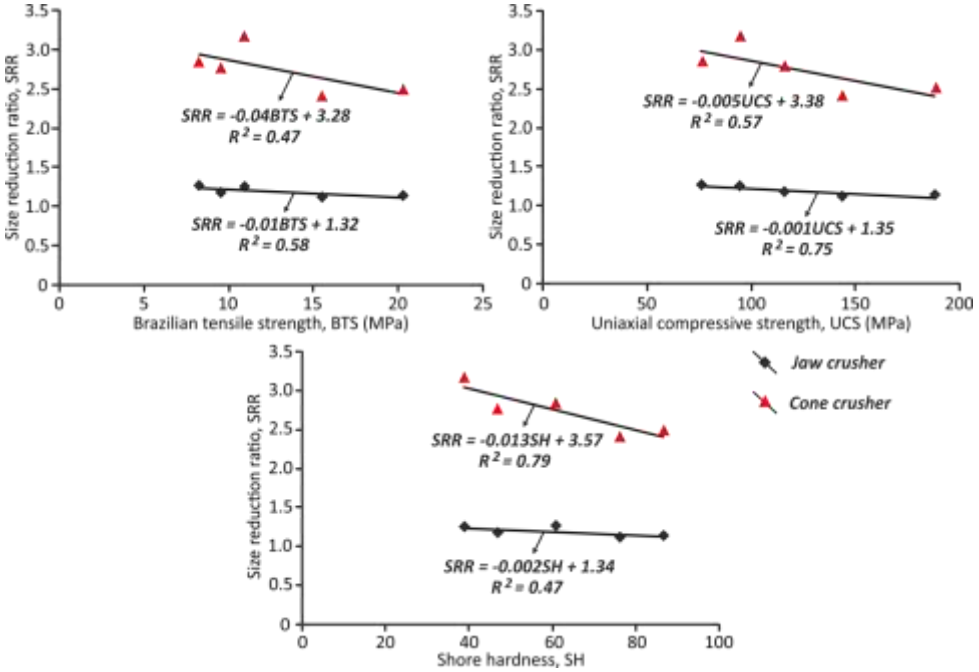


Figure 5. The variation in SRR due to several rock properties.

RESULTS AND DISCUSSION

BTS of rocks has a dominant role on rock crushing events in cone crusher. However, the evaluation of rock comminution process in cone crusher could have a conjunction with SH of rocks. On the other hand, rock crushability in jaw crusher could be evaluated by the variation in UCS values, which was previously stated by several researchers (Kahraman et al. 2018, Comakli and Cayirli 2018, Köken and Özarslan 2018).

In terms of product sizes, particles retained on the 6.3 mm sieve were mainly observed as elongated products for each rock type in cone crusher whereas ones passing through the 4.75 mm were almost cubical. For jaw crusher, products retained on the 6.3 mm were not identical in shapes (i.e. few pieces of products were elongated) but they were almost cubical. Products passing through the 6.3 mm sieve were identical and cubical in shape whereas the amount of flaky products retained on the 12.5 mm sieve occasionally increased for each rock type. In this context, no remarkable relationships were achieved between the quantity of flaky products and crushability indices.

The performances of the crushers with their experimental setups (Table 5) were interpreted considering the variation in SRR values. For the present study, the crushing performance of cone crusher seems to be much better than the one of jaw crusher (Fig 6).

Practically, higher values of SRR are desirable for crushing operations (Gupta and Yan 2016). However, they could not be always an economic option for such cases. Therefore, the optimization of crushing operations should be conducted considering both the variation SRR values and rock properties (i.e. UCS, BTS and SH). In addition, crusher type, the size of rocks/aggregates being crushed and the experimental setup of the crushing operation should also be explored in order to achieving optimum solutions for crushing energy consumption.

Crushing performance and energy consumption are two important variables for rock quarrying. In this context, crushability test results may give an indirect measure about energy consumption. Lower crushability indices could indicate higher energy consumption or vice versa.

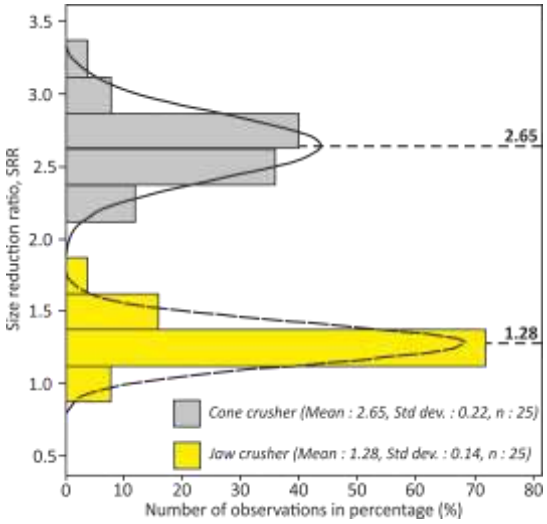


Figure 6. Variation in SRR obtained in this study.

It was observed during crushability tests that increasing in rock strength leads to increase the crushing time. This observation could be satisfactory on linking strength properties of rocks and corresponding energy consumption during their crushabilities. Following that, remarkable relationships were obtained between crushing time (T_c, sec) and several rock properties for cone crusher. However, they were not achieved for jaw crusher. Focusing on the empirical formulae given in Table 6, crushing time could be associated with UCS, BTS and SH of rocks for cone crusher. However, for jaw crusher, the relationships to clarify crushing time as a function of rock properties became less meaningful. The underlying reason of less correlation coefficients (i.e. R^2 = 0.31 – 0.50) for jaw crusher could be derived from the quantity of feeding aggregates or the quantity of rock samples (i.e. five types of rocks).

During crushability tests, limited quantity of aggregates (500 ± 5 g) were fed to the crushers and the crushing action were completed between 5 – 14 seconds in jaw crusher. On the other hand, it was between 12 – 30 seconds in cone crusher. Due to the difference in elapsed time throughout the crushing action, UCS, BTS and SH could be an independent variable for the evaluation of T_c in cone crusher. Satisfying continuous feeding methods by means of a belt conveyor could be beneficial for achieving remarkable relationships between T_c and several rock properties for jaw crushers.

Table 6. Relationships between crushing time between rock properties.

Cone crusher		**Jaw crusher**	
$T_c = 0.12UCS + 5.76$	$R^2 = 0.79$	$T_c = 0.02UCS + 5.58$	$R^2 = 0.31$
$T_c = 0.96BTS + 7.15$	$R^2 = 0.74$	$T_c = 0.26BTS + 5.19$	$R^2 = 0.47$
$T_c = 0.24SH + 5.00$	$R^2 = 0.71$	$T_c = 0.067SH + 4.38$	$R^2 = 0.50$

***** The base unit for T_c and rock strength properties such as UCS and BTS is second and MPa, respectively. SH is unitless. It should be noted that recorded crushing times are only valid for the present crushers with their constituted setups.

It is clear that the performance of crushers will change with many factors such as rock strength, size of aggregates, experimental or industrial crushing setup, the quantity of feeding etc. This study could also be beneficial to reveal several effecting factors on rock crushability occurred in jaw and cone crushers to some extent. However, number of samples should be increased in order to achieve a compressive understanding about rock crushability occurred in different crusher types.

CONCLUSIONS

Crushability test results showed that the rock crushability is dependent upon rock strength, mineral hardness, crusher type as well as the experimental setup of the crushing process. Crushability indices could be described for specific crushing operations and they could be utilized as an independent variable to predict several rock properties as long as similar methodologies could be followed. Nevertheless, the number of rock samples should be increased and experimental variations should be explored in order to provide generalized relationships. Mechanical feeding methods should be attempted to investigate possible relations whether the degree of rock crushability is dependent upon the quantity of feed or not. It is also recommended that direct measurements of crushing energy consumption should be measured during crushability tests for further studies. Findings obtained from this study could be assessed in terms of higher achieving benefits of aggregate production at lower costs. However, experimental methodologies followed in this study should be attempted to a crushing – screening plant to observe difficulties and/or similarities of quantifying rock crushability.

REFERENCES

Bearman R.A., Briggs C.A. and Kojovic T. (1997). The application of rock mechanics parameters to the prediction of comminution behavior, Minerals. Eng. 10(3): 255 – 264.

BS 821-112 (1990) British Standard: Testing aggregates – Method for determination of aggregate impact value (AIV).

Comakli R. and Cayirli S. (2018) A correlative study on textural properties and crushability of rocks, Bull. Eng. Geol. Environ. 1– 17.

Dahl F., Bruland A., Jakobsen P.D., Nilsen B. and Grøv E. (2012). Classification of properties influencing the drillability of rocks, based on the NTNU/SINTEF test method. Tunnell. Undergr. Space Tech. 28: 150-158.

Gupta A. and Yan D. (2016) Mineral Processing Design and Operations, 2nd Edition, Elsevier.

Heikkilä, P. (1991). Improving the quality of crushed rock aggregate. Acta Polytech. Scand. 96: 169.

ISRM (1981) Suggested methods for rock characterization testing and monitoring. In: Brown, E.T. (Ed.) Pergamon Press, Oxford, pp. 211.

Kahraman S. and Toraman, O.Y. (2008) Predicting Los Angeles abrasion loss of rock aggregates from crushability index. Bull. Mater. Sci., 31(2): 173 – 177.

Kahraman S., Toraman O.Y. and Cayirli S. (2018) Predicting the strength and brittleness of rocks from a crushability index. Bull. Eng. Geol. Environ. 77(4): 1639 – 1645.

Köken E., Aydin H. and Özarslan A. (2018). Investigation of S_{20} brittleness index in terms of the crushability of rocks. Scientific Mining Journal, Special Issue, 73 – 83 (in Turkish).

Köken E. and Özarslan A. (2018) New testing methodology for the quantification of rock crushability: Compressive crushing value (CCV), Int. J. Minerals Metall. Mater. 25(11): 1227 – 1236.

Lee E and Evertsson C.M. (2011) A comparative study between cone crushers and theoretically optimal crushing sequences, Miner. Eng., 24: 188 – 194.

Matula M. (1981). Rock and soil description and classification for engineering geological mapping report by the IAEG Commission on Engineering Geological Mapping, Symp. on Eng. Geol. Prob. of Const. on Soluble Rocks, 24(1): 235 – 274.

Refahi A., Mohandesi J.A. and Rezai B. (2010) Discrete element modeling for predicting breakage behavior and fracture energy of a single particle in a jaw crusher, Int. J. Minerals. Proc. 94: 83 – 91.

Toraman O.Y., Kahraman, S. and Cayirli, S. (2010) Predicting the crushability of rocks from the impact strength index. Minerals. Eng. 23: 752 – 754.

Terva J., Kuokkala V.T., Valtonen K. and Siitonen P. (2018). Effects of compression and sliding on the wear and energy consumption in mineral crushing, Wear Vol: 398–399, 116–126

Zeng Y. and Forssberg E. (1992) Energy consumption in fine crushing and dry rod grinding, Min. Metall. Explor. 9(2): 69 – 72.

AN INTRODUCTION OF THE HORIZONTAL AGITATED BEAD MILL "PAMIR"

J. Roettle [1], U. Enderle [2,*]

[1]*Ecutec Barcelona S.L. Gran Via Corts Catalanes 641, 08010 Barcelona*
[2]*Netzsch Feinmahltechnik, Sedanstr. 70, 95100 Selb*
*(*Corresponding author: udo.enderle@netzsch.com)*

ABSTRACT

Processing of Industrial Minerals demands energy efficient technologies to minimize energy consumptions for both, size reduction and material transport. During the last years several efforts were made by Netzsch to improve the performance of its horizontal bead mill Pamir in collaboration with Hacettepe University for grinding Flyash and Cement by optimizing the material transport in the mill (Altun, 2013). The solutions found where transferred to the processing of limestone, an industrial mineral, often used in the paint and plastic industry as a filler. For these applications the most commonly used process is a combination of a ball mill with turbo classifiers. Due to the limitation of small grinding media sizes which can be used in such ball mills a series of test was done to compare the specific energy requirements with the agitated bead mill using bead sizes between 4+6 mm. This paper presents the problems faced and solutions provided to optimize the mill performance.

INTRODUCTION

Grinding of Limestone is commonly done in ball mills operating in closed loop with turbo classifiers. Such systems can efficiently grind to sizes P_{97} = 20µm but below they are losing efficiency as the use of smaller grinding medias would be required (Shi et al., 2009). Parallel to the development and introduction of agitated bead mills for the wet grinding of minerals, like for metalliferous minerals prior to flotation (Gao et al., 2002; Sepulveda et al., 1981), several approaches where done with vertical agitated bead mills for dry applications (Altun et al., 2014). This presentation shows the latest results from the new horizontal dry agitated bead mill when grinding Limestone below 75 µm down to 3 µm.

MATERIALS AND METHODS

Ball Mill Process (closed loop with Scirocco classifier)

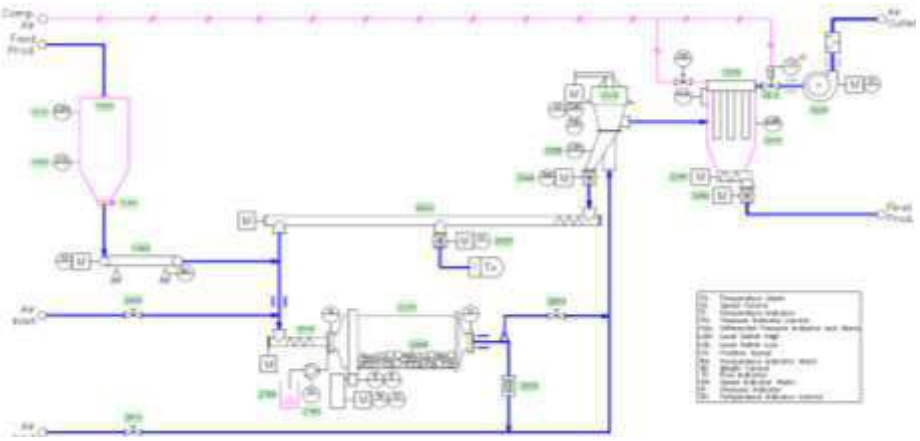


Figure 1. Closed circuited ball milling process

In the commonly used ball mill – classifier process Cylpebs sizing around 16 -25 mm are frequently used. Due to that media size grinding efficiency drops significantly below 20 µm.

It is well understood in the industry that for smaller product sizes, the use of smaller media is beneficial. In a dry agitated bead mill, typically as a rule of thumb, the media should not be smaller than 20 times the coarsest feed particle and not bigger than 100 times the coarsest product particle. Therefore the feed to a Pamir should be below 1 mm, preferably below 600µm.

Pamir Process (closed loop with Mistral classifier)

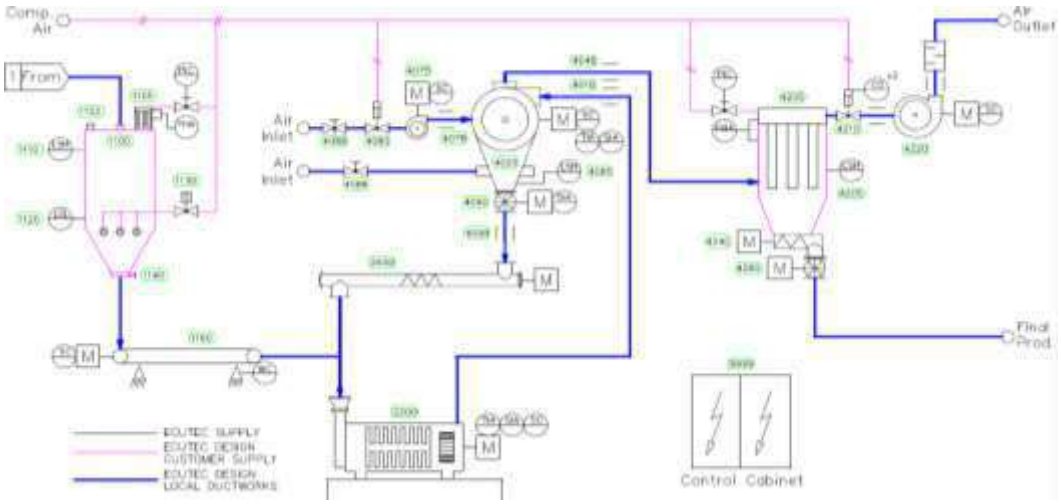


Figure 2. Process of Pamir mill with different type of classifier

Trials Procedure

The system used for these tests consists of a Pamir 30 and its periphery. The feed rate is adjusted with a screw feeder. The material feed hopper is on load cells for an accurate and continuous measurement of the actual feed rate. Grinding aid at 0.05 % was added to the feed material at the mill inlet. All air flow and required pressure is created by one fan, running on VFD with a PID loop to keep the air flow constant. The feed material had a F98 = 90 µm and a d50 = 30.7 µm

During the tests we calculated the grinding energy at 2 µm and 10 µm, which should give comparable results between all tests when the energy given to the material (kWh/t) is the same. To minimize the influence of media size and Kinetic energy of the media we run most of the trials at the same agitator speed of 400 rpm and with steel beads 4+6 mm (50:50). The media level was adjusted for the different configurations to maintain around 13 kW gross power consumption.

The options tested for the Pamir configuration are:

1. Rotor design: Cylindrical or Conical
2. Number of beaters: 9 to 12 agitators
3. Beads filling level: 50% to 80% filling level

Findings

Influence of Separation system

The conical separator rotor allows running with a 23% less pressure drop, and improves the grinding efficiency by 5%. The reduction of the pressure drop allowed to operate the mill at around 50 mbar at the discharge end only.

Media size

As mentioned a Mixture of 4mm and 6mm steel beads was used for all tests. The mixture showed an improved grinding efficiency by 5% against previous test with 6 mm beads only. However it increased the pressure drop through the mill slightly.

Media level

The media level was varied during the tests between 50% and 80 %, to maintain a constant power consumption of the mill. The results showed that a level around 55 % can be recommended as a good compromise between milling efficiency and pressure drop across the mill.

Number of beaters

The mill was tested with two configurations. At first with 9 agitators and then with an extended grinding chamber with 12 agitators. The spacing of the agitators was kept constant and the media charge was slightly increased. However, as the goal was to operate the mill around 13 kW, the media level decreased slightly down to 51%.

We noticed that the pressure drop across the mill operating at 750 kg/h throughput fell significantly from around 60 mbar down to 20 mbar.

Grinding efficiency

The media level was varied during the tests between 50% and 80 %, to maintain a constant power consumption of the mill. The results showed that a level around 55 % can be recommended as a good compromise between milling efficiency and pressure drop across the mill.

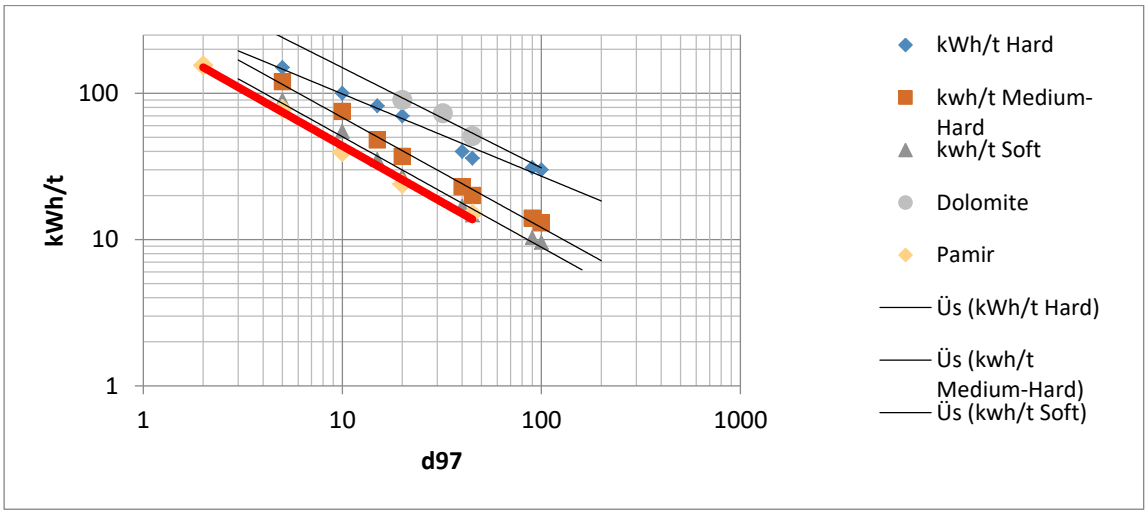
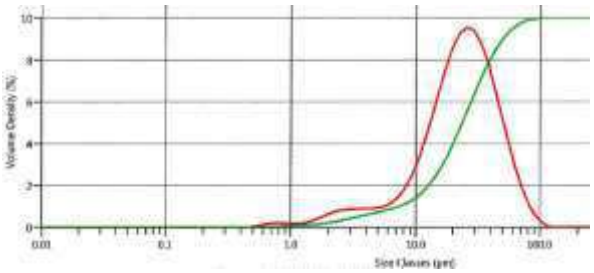


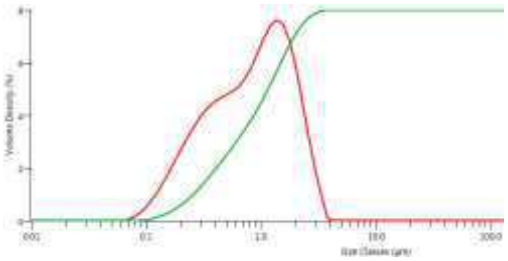
Figure 3. Comparison ball mill – Pamir specific Energy ($CaCO_3$)

The Pamir trials showed for a soft material about 25 % less specific energy requirement for the same grindsize, especially below 45 µm. Feed sizes tested were F_{100}< 800 µm, F_{100} < 111µm as well as F_{97} =45µm without any problems. Particle size distributions of the feed and product samples is shown in Figures 4 and 5.



Feed: < 111µm; d_{98} < 75µm; d_{50} < 24µm

Figure 4. Particle size distribution of the feed sample



Product 3 Micron: d_{98} < 2,9µm; d_{50} < 0,85µm

Figure 5. Particle size distribution of the product sample

Pilot Plant

As mentioned the tests were done on a Pamir 30 with 22 kW motor installed. For pilot plant or tests at different mine sites a containerized plant is available.

It consists of 7 x 20’ + 1x 40’ container which can be set up and connected to the local power station.

The mill for the system is a Pamir 500 (200 kW) which comes with a feeding system as well as a turbo-classifyer Scirocco 600 for a production of 2 to 10 t/h.

Figure 6. Layout of the pilot plant

CONCLUSIONS

With the horizontal agitated bead mill Pamir energy savings when grinding Limestone below 45 µm in the range of 25 % can be achieved.

Especially below 20 µm the saving will be even bigger. For a medium hard $CaCO_3$ in single pass operation a P_{50} = 10 µm could be achieved at 16 kWh/t with a feed size F_{50}=29 µm.

Tests with other materials are being done in the moment and with the available mill sizes from 22 kW up to 1.5 MW mineral and mining applications as well as the Cement industry can be served.

REFERENCES

Altun, O. (2013). Investigation of dry horizontal stirred milling applications for cement grinding circuits. Ph. D Thesis, Hacettepe University, Ankara, Turkey.

Altun, O., Benzer, H., Enderle, U. (2014). The effects of chamber diameter and stirrer design on dry horizontal stirred mill performance. Minerals Engineering (69), pp. 24-28 .

Gao, M., Young, M., Allum, P., 2002. IsaMill fine grinding technology and its industrial applications at Mt. Isa Mines. In: Proceedings of the 34th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors, Ottawa, Canada, pp. 171-188.

Sepulveda, J.L., 1981. A Detailed Study on Stirred Ball Mill Grinding. Ph.D. Thesis, Department of Metallurgy and Metallurgical Engineering, The University of Utah, The USA.

Shi, F., Morrison, R., Cervelin, A., Burns, F., Musa, F., 2009. Comparison of energy efficiency between ball mills and stirred mills in coarse grinding. Minerals Engineering 22 (7–8), 673-680.

AN INVESTIGATION OF THE EFFECT OF OPERATING AND DESIGN VARIABLES ON SCREENING EFFICIENCY IN WET FINE SCREENING

S. Mabote [1], A. M. Mainza [1,] *, P. A. Bepswa [1]

[1] *University of Cape Town, Centre for Minerals Research*
*(*Corresponding author: aubrey.mainza@uct.ac.za)*

ABSTRACT

Wet fine screening has shown substantial advantages over traditional hydrocyclone operation in terms of reduced circulating loads and more stringent product control, albeit at limited throughput in comparison. Recent advances in wet screening technology have led to renewed interest in the use of screens in fine classification duty as a possible replacement for hydrocyclone in closed milling circuits or as key devices in hybrid classification circuits. However, work done on fine screening below 150 µm is limited and no robust wet fine screen models exist for use in circuit simulation studies. This project is aimed at developing a model for use in predicting performance for screens in wet fine screening applications incorporating changes in feed conditions. This was achieved by generating screen data using a single deck Derrick screen operated at different aperture sizes, feed flow rates and solids concentration. Results indicate that in addition to a high carryover of fines, increased feed flow rate or increased feed solids concentration lead to finer cut products, lower water recoveries and reduced sharpness of separation. A wet fine screen model that incorporates changes in operating conditions was developed using the experimental data and the 2-parameter Whiten screen model as a basis. The model can predict the performance of the wet fine screen reasonably well and accommodates data that exhibits the fish hook phenomenon.

Keywords: Fine wet screening

INTRODUCTION

During the screening process particles either pass through the screen aperture or are retained on the screen surface. Ideally, all particles larger than the screen slots should be retained and recovered as the oversize product and all particles smaller than the screen slots should pass through to the undersize product. However it has been shown that due to factors such as feed flow rate, solids concentration, particle shape, fraction of near mesh particles in the feed, proportion of “small” and “small-to-large” particles, etc., a fraction of particles although smaller than the screen slot report to the oversize product stream (Gupta & Yan, 2006; Lawrence & Beddow, 1968; Standish et al., 1986; Soldinger, 2000; Tsakalakis, 2001; Trumic & Magdalinovic, 2011).

The complexity of the interactions between these factors has resulted in challenges when developing mathematical screen models. Most of the models found in literature do not explicitly show how the model parameters are affected by changes in feed conditions. Thus, for every change in feed and design factors, the model parameters must be refitted. In addition, several mathematical screen models (Miwa, 1960; Ferrara et al., 1987; Karra, 1979; Hatch and Mullar, 1979; Soldinger, 1999; Mohanty, 2003) were developed for dry screening of relatively coarse particles (>150 µm). Therefore, they do not accurately predict the screen performance in wet fine applications.

The Whiten (1972) is one of the commonly used models that describe the screening processes. This model was used as the basis for the modelling work done in this study as it provides a good description of the shape of the screen efficiency curve and has few model parameters. Together with the Ferrara and Preti (1975) model, the Whiten model is considered the most accurate mathematical model for screens compared to other models (Hilden, 2006; Wills & Napier-Munn, 2006) and is one of the models that are extensively used in modelling screening operations in mineral processing. The restriction of the Whiten model is that it requires experimental data to allow for determination of the efficiency parameters. Therefore, it cannot be used to predict the performance outside the experimental conditions. The model is not predictive unless the model parameters are specified.

The aim of this work was to develop a mathematical model to predict the performance of wet fine screens for changing feed conditions and aperture sizes. This was achieved by assessing the effect of feed flow rate, feed solids concentration and aperture size on the screening performance.

EXPERIMENTAL

The test conditions and variables that were considered for the tests are shown in Table 1.

Table 1. Variables investigated for the wet fine screening testwork using the Derrick screen

Variable	Condition
Screen aperture size, (μm)	45, 75, 106, 150
Feed Solids concentration (wt. %)	30, 40, 50, 60
Feed flow rate, dry (t/h)	9, 13, 19, 25, 30, 35

Description of the Screening Test Rig

The screen test rig that was used for test work is installed at Mintek. A schematic showing the setup is shown in Figure 1. The major components of the circuit were a 300 litre sump used for preparing the feed slurry, a pump for pumping the slurry from the sump, and a single deck Derrick screen shown in Figure 1. The recycle valves and the feed recycle line are used to control the feed flow rate. There is flow meter on the feed line to the screen located close to the feed distributor that indicates the flow rate of the slurry presented to the screen. The flow rate measurement from the flow meter is used as indicator for steady state operations. The screen rig has two separate discharge ends for the undersize and oversize material. On the schematic in Figure 1, the sampling points for the undersize, oversize and feed are labelled 1, 2, and 3, respectively.

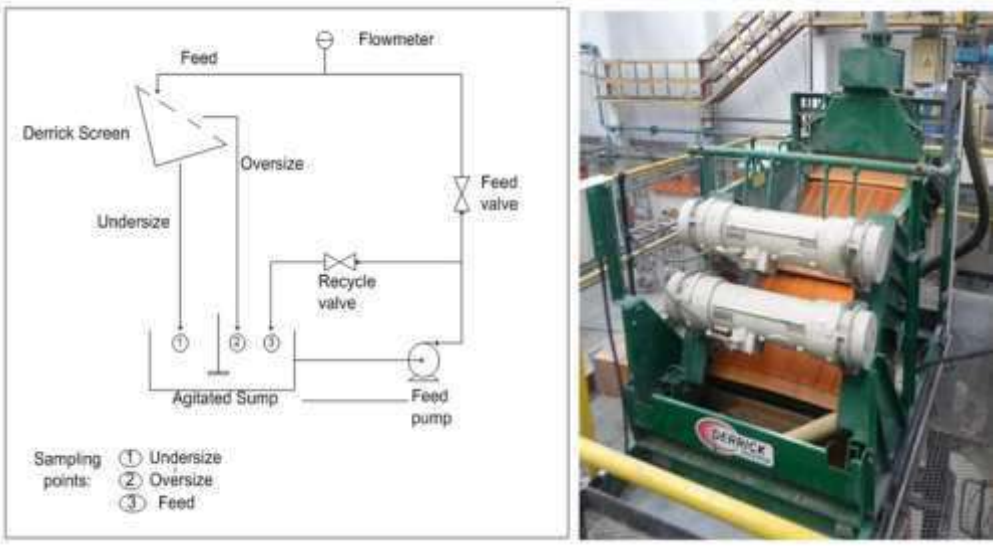


Figure 1. Schematic of the experimental set-up and picture of a single deck Derrick screen

Screening test procedure

Prior to conducting tests, the screen panels with the desired aperture size were installed on the screen. The feed was prepared by mixing a measured quantity of ore and water in the sump. The solids were kept in suspension using an agitator. After ensuring that the suspension was well mixed, the screen feed pump was started up and feed flow rate adjusted to the required level. The system was allowed to stabilise at the desired feed flow rate. Steady state was achieved when there were minimal fluctuations in the flow rate indicated by the flow meter. When the flow rate had stabilised at the required level a feed sample was cut from the recycle line to measure the specific gravity using the Marcy scale. If the specific gravity was significantly higher than the desired level more water was added or if it was lower some dry solids were added to the sump to bring suspension to the required solids concentration. The screen rig was set up to operate with both the undersize and oversize reporting to the feed sump.

During the test samples of the feed, oversize and undersize were cut after establishing that the system had reached steady state and the both the feed flow rate and feed solids concentration were at the required levels. For each sample, an A sample for processing and B sample for back-up were obtained and stalled in pre-weighed plastics. The time taken to cut the oversize and undersize samples were recorded to obtain the flow rate measurements. At the end of the test the samples collected were immediately weighed to obtain the wet masses. They were then filtered and dried in an oven overnight. The dry samples were weighed and the actual solids concentration for each sample was calculated from the wet and dry masses of the respective samples. The flow rate of the oversize and undersize streams for each test were calculated from the dry masses and the time taken to collect the respective samples. To obtain particle size measurements the sample was prepared by delumping the material using a 1 mm screen and then split using a 10-way rotary splitter to obtain sub samples of approximately 300 g. The 300 g sub samples were then packed and processes at the Centre for Minerals research laboratories. The particle size distributions were obtained using the Malvern MasterSizer 2000 particle size analyser available at the Centre for Minerals Research laboratories. Prior to obtaining the particle size measurements, the 300 g sub samples from the testwork were split further using the micro rotary splitter to obtain a 1.2 sub samples. The 1.2 g sub samples were then mixed with water and analysed using the Malvern particle analyser to obtain the particle size distributions of respective stream samples from various tests.

RESULTS AND DISCUSSION

Efficiency Curves

Efficiency curves and efficiency curve properties were used to assess the influence of the variables considered in the testwork on the screen performance. The information from feed and oversize product stream was used to generate the efficiency curves. The actual efficiency (E_{oa}) curves were generated using the oversize efficiency expression in Equation 1. Where M_f and M_o are the total mass flow rates of solids in the feed and oversize respectively and o and f are the weight fractions of size *i* particles in the feed and oversize respectively. The efficiency curve parameters were extracted from the Whiten model incorporating the fish hook effect (Equation 2). The three parameters namely; the corrected cut size (D_{50c}), sharpness of separation (α) and water split to the oversize (R_f) extracted from efficiency curves using Whiten model were used to assess the performance of the screen.

$$\mathrm{E_{oa}} = \left(\frac{oM_o}{fM_f}\right) \tag{1}$$

$$\mathrm{E} = \mathrm{C}\frac{(1+\beta\beta^{*}\mathrm{x})*(\mathrm{e}^{\alpha}-1)}{\mathrm{e}^{\alpha\beta^{*}\mathrm{x}}+\mathrm{e}^{\alpha}-2} \tag{2}$$

where β and β^{*} are parameters used to correct for the fish hook, $\mathrm{x} = \frac{d}{D_{50_c}}$ and $\mathrm{R}_f = 1 - C$.

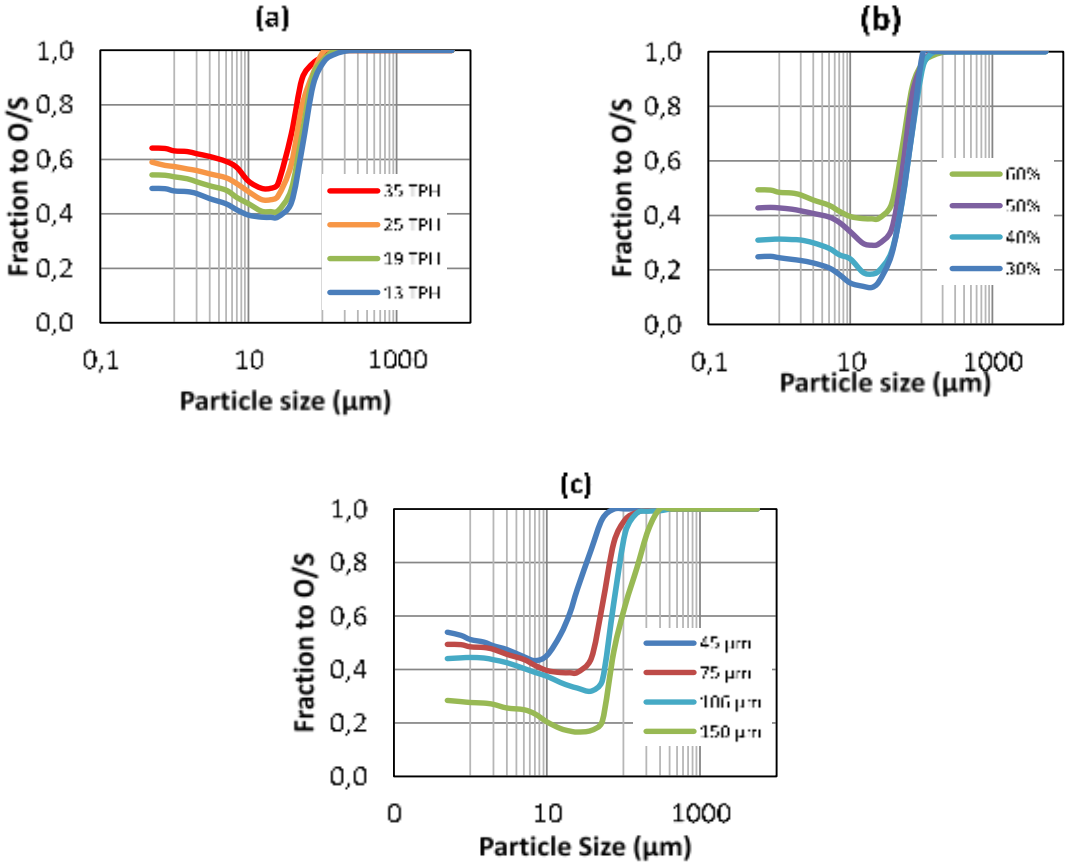


Figure 2. Effect of feed flow rate (a), feed solids concentration (b) and aperture size (c) on the efficiency curve

Efficiency curves were generated for each dataset and compared. Figure 2 shows efficiency curves obtained at different feed flow rates (a), feed solids concentration (c) and screen aperture sizes (c). The efficiency curve shifts to the left and upwards with an increase in feed flow rate. A similar trend was observed when the feed solids concentration is increased except that the shift to the left is not as pronounced as in the case for the feed flow rate. The efficiency curve shifts from the left to the right with an increase in aperture size and the by-pass fraction decreases. The shift observed in the efficiency curves with changes in feed flow rate, feed solids concentration, and aperture size indicate that the variables considered in the experimental work have an influence of the performance of the screen.

Effect of feed flow rate on the efficiency curve properties

Since the feed flow rate is one of the critical design and operating variables for screening applications an assessment was performed to evaluate its influence on the efficiency curve properties for different aperture sizes. Figure 3 shows the influence of feed flow rate on the sharpness of separation (α), corrected cut size (D50c) and water recovery to oversize (Rf) for the range of screen aperture sizes tested. For the same solids concentration, the sharpness of separation and the cut size decreased with increase in feed flow rate while the water recovery to the oversize stream increased. The changes in the efficiency curve properties show that the performance of the screen reduces with an increase in feed flow rate for all aperture sizes. The reduction in the performance can be attributed to a decrease in particle residence times on the screen surface experienced at higher flow rates. The particles are not given enough time to move through the bed and reach the screen surface where they can be presented to the apertures at different orientations to increase the chances of passage. The decrease in residence time also leads to an increased bed height which reduces the effective aperture size of the screen. This promotes high water recoveries to the oversize along with the fines by-pass fraction that is misplaced.

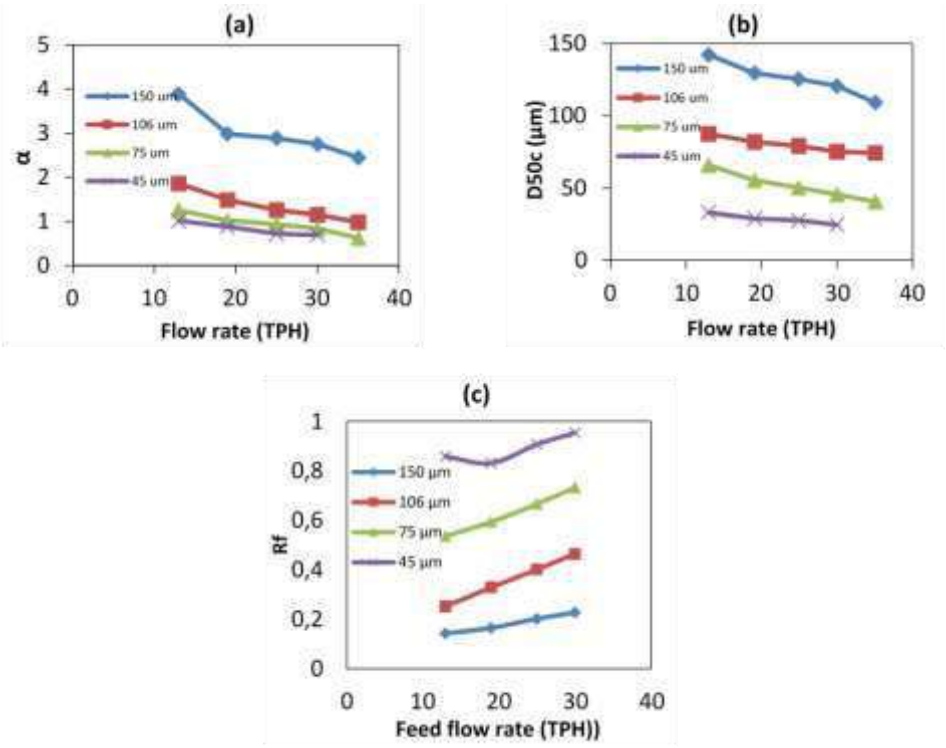


Figure 3. Effect of flow rate on sharpness of separation (a), corrected cut size (b) and water recovery to oversize (c).

Influence of solids concentration

Feed solids concentration is the easiest operating variable to manipulate during operation. Although this variable is easy to manipulate it is not practical to operate at very dilute levels due to downstream operation constraints and volumetric capacity limitations of the equipment in the circuit. Figure 4 shows the effect of solids concentration on the sharpness of separation (α), corrected cut size (D50c) and water recovery to oversize (R_f). It can be seen from the trends of the partition properties that at a constant feed flow rate the screen performance reduces with increase in feed solids concentration and increase in feed solids concentration. Both the sharpness of separation and the cut size decreased with increase in feed solids concentration while the water recovery to the oversize increased. As feed solids concentration is increased the resistance to flow on the screen also increases, the bed becomes closely packed and effective aperture size decreases. This results in reduced sharpness of separation and the cut size becomes much smaller than the aperture size. The closely packed bed also promotes high water recoveries to the oversize stream.

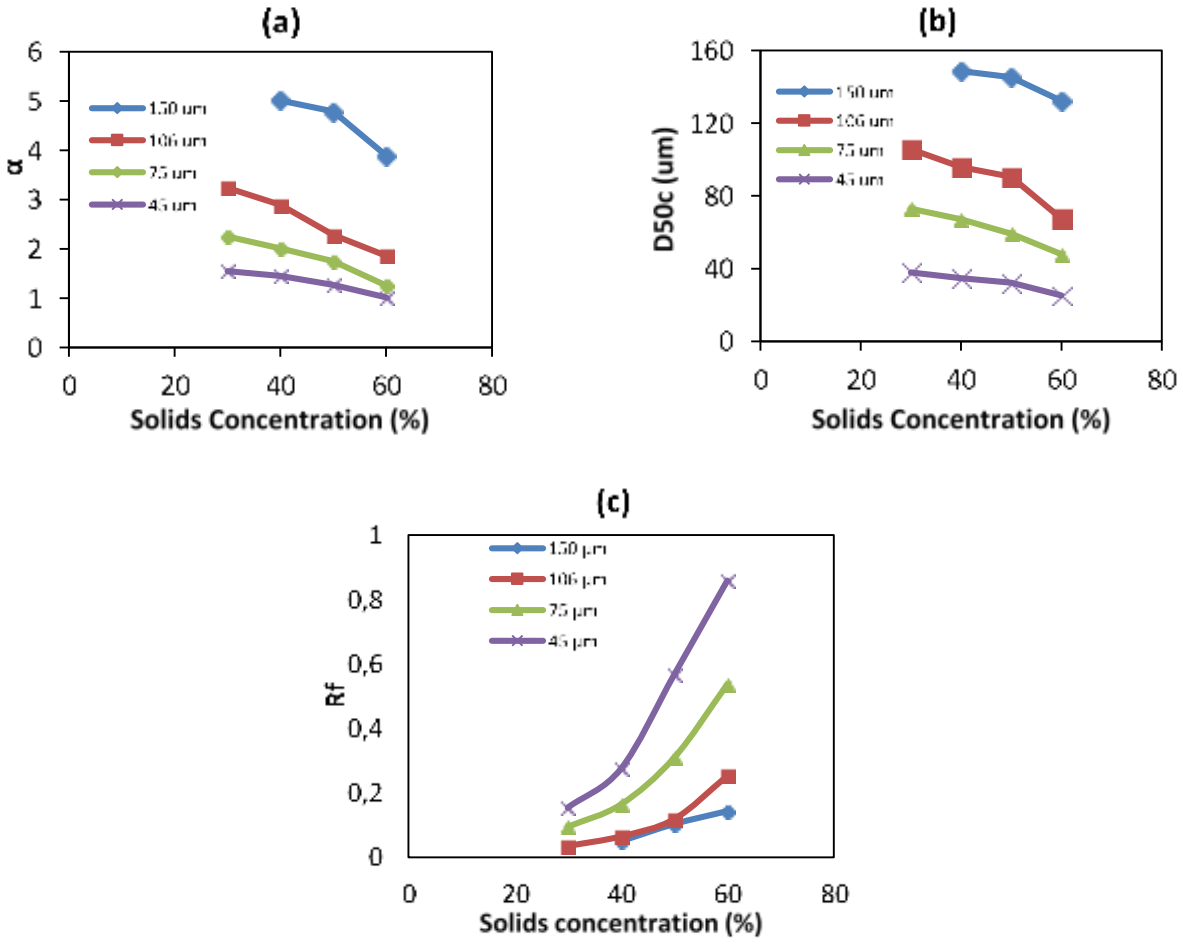


Figure 4. Effect of % solids on sharpness of separation (a), corrected cut size (b) and water recovery to oversize (c).

Influence of Aperture Size

The aperture size is one of the most important design variables for wet fine screens. Figure 5 shows the influence of aperture size on the sharpness of separation (α), corrected cut size (D50c) and

water recovery to oversize (R_f). It was observed that the sharpness of separation and the cut size increased with the increase in aperture size while the water recovery to the oversize decreased. The changes in all the three partition curve properties show that the screen performance improves as the aperture size increases. At fixed feed flow rates and solids concentrations, larger apertures provide low resistance to passage and promote thinner particle bed thicknesses. When the bed thickness is low the cut size obtained from the screen tends to be closer to the aperture size

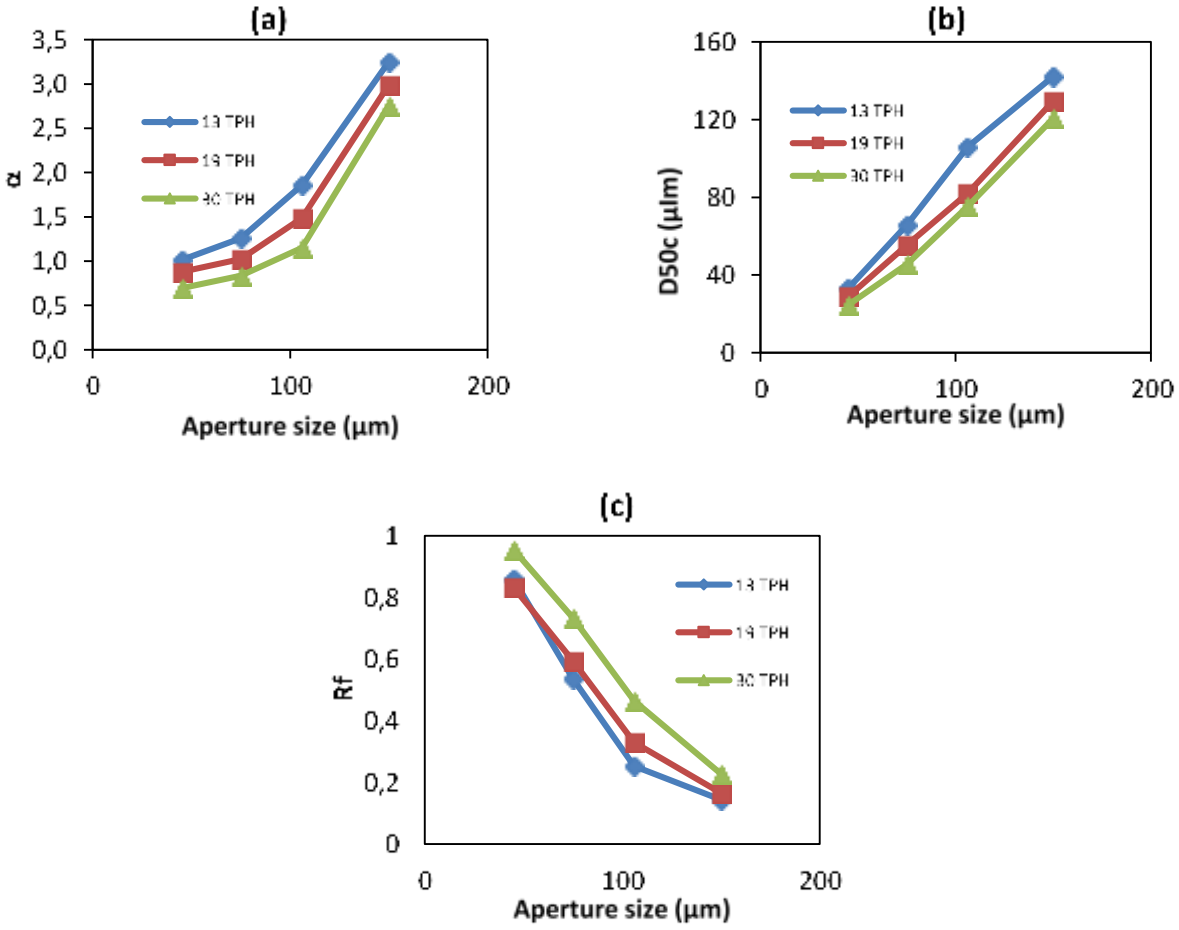


Figure 5. Effect of aperture size on sharpness of separation (a), corrected cut size (b) and water recovery to oversize (c).

Effect of Operating Conditions on the Beta (B) Parameter

The effect of feed flow rate, solids concentration and aperture size on β is shown in Figure 6 (a), (b) and (c) respectively. From Figure 6(a) no discernable change in the fish hook parameter was observed with increasing feed rate for the 45 µm aperture screen. However, the fish hook parameter had a high value for all tests performed at 45 µm indicating that it was very pronounced. The fish hook parameter increased with feed flow rate for tests performed using the 75, 106 and 150 µm apertures. The fish hook parameter value increased with feed solids concentration for all the aperture sizes evaluated as shown in Figure 6(b). For the same feed solids concentration, the fish hook parameter was more pronounced for the smallest aperture and diminished with an increase in aperture size. Figure 6(c) shows the trend for the β value against aperture size for different solids concentration. The fish hook parameter values decreased with increase in aperture size for the same flow rate indicating that the resistance to flow of the aperture plays a role in the existence of this phenomenon.

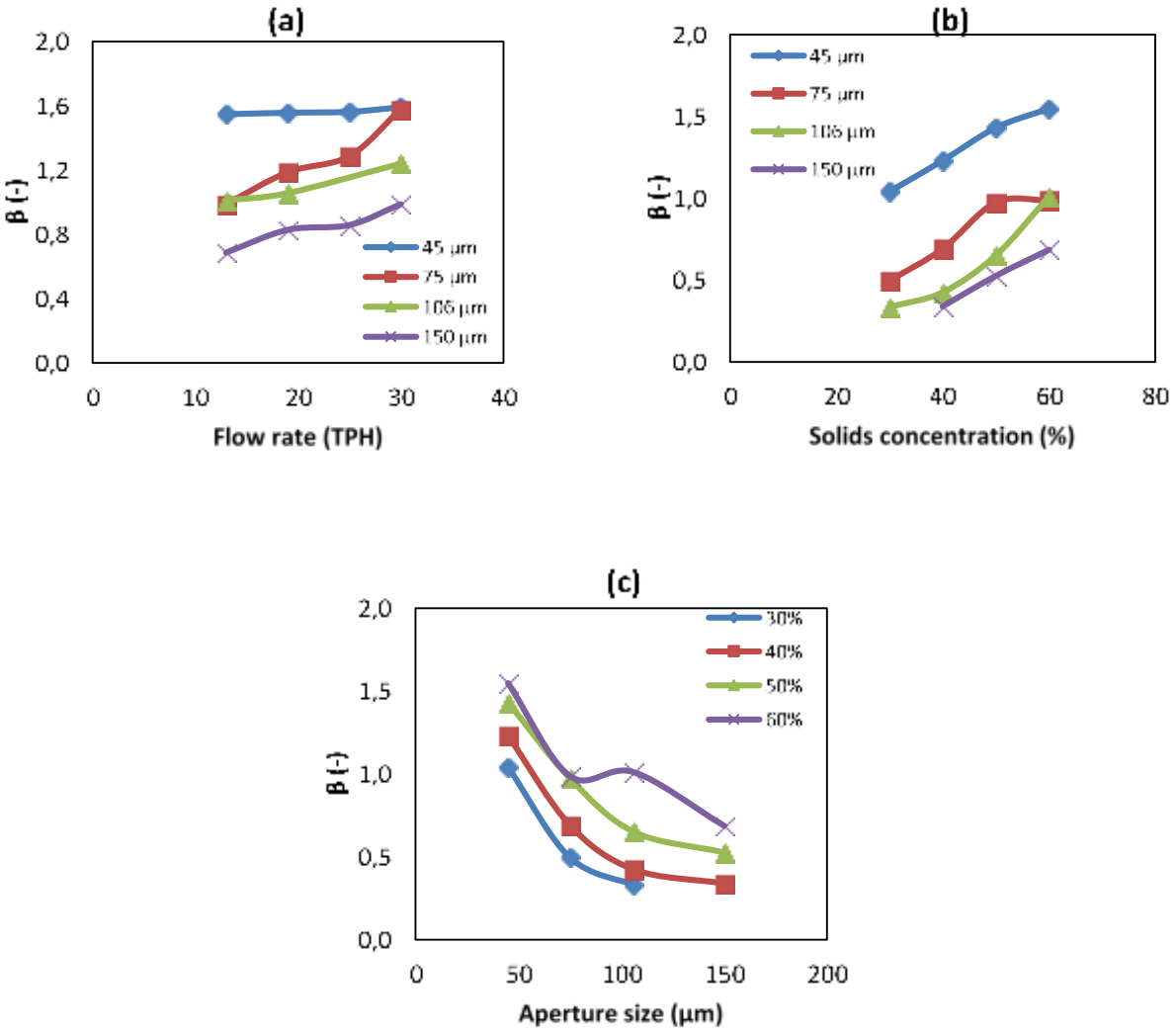


Figure 6. Influence of feed flow rate (a), solids concentration (b) and aperture size (c) on the fish hook parameter (β)

Application of dimensional analysis in screen modelling

The Whiten (1972) screen model shown in Equation 3 which incorporated the Gaudin (1939) probability function was used as a basis for modelling. In Equation 3, *E(x)* is the fraction of particles of size *x* in the feed that are recovered in the oversize product. f_o is the fraction screen open area and x_a the aperture size. The parameter *N* is the efficiency parameter representing the number of trials or presentations to the screen surface and σ is an empirical parameter used for fitting.

$$E(x) = \exp\left[-Nf_o\left(1-\frac{x}{x_a}\right)^{\sigma}\right] \quad (3)$$

Napier-Munn et al. (2005) describes a typical efficiency curve by a three-region curve shown in Figure 7. The size classes above the aperture size are described by Region 1. Region 2 represents the size classes below the aperture size in which the probability of passage of fine particles is directly dependent on the size of the particle. This region is the most important region for modelling purposes (Napier-Munn et al., 2005). Region 3 describes the ultra-fine particles that are carried over to the oversize

stream. The Whiten (1972) model shown in Equation 3 was developed to describe Region 2. In the modelling work done in this study, the N and σ parameters were replaced with equations developed using dimensionless terms incorporating the factors affecting screen performance obtained from the experimental data.

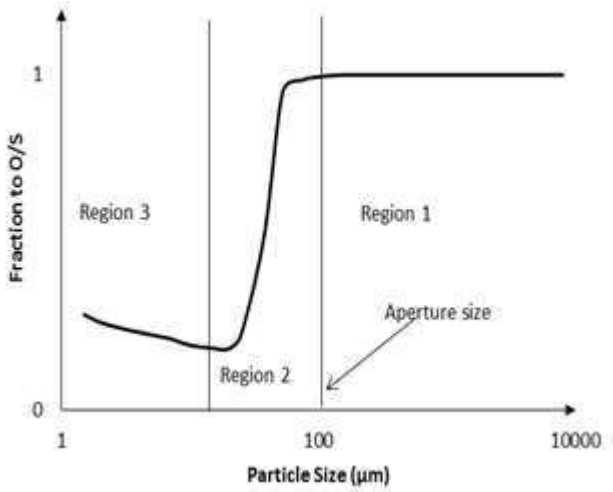


Figure 7. A typical efficiency curve for a vibrating screen (Napier-Munn et al., 2005)

Model Development

The equations used to replace the Whiten parameters *N* and *σ* were defined using the dimensional analysis approach by considering variables that affect the screening efficiency. The most important variables that apply to wet screening operations listed in literature (Fuerstenau & Han, 2003; Wills & Napier-Munn, 2006; Rogers & Brame, 1985; Tsakalakis, 2001) are the: mass flow rate of the feed (m_f), mass flow rate of undersize particles ($m_{u,f}$), pulp density (ρ_p), feed slurry viscosity (μ_s), particle size (x), aperture size (x_a), screen open area (A_o), gravitational acceleration (g), vibration angular frequency (ω) and amplitude (a). Most of the factors given here could be obtained from the experimental data collected during the testwork. After making several combinations for dimensionless terms, the π numbers that were eventually used to develop equations for the N and σ parameters are:

- $\pi_1 = \frac{m_u}{\rho_p g^{0.5} {x_a}^{2.5}}$
- $\pi_2 = \frac{x}{x_a}$
- $\pi_3 = \frac{A_o}{{x_a}^2}$
- $\pi_4 = \frac{\mu_{sl} x_a}{m_f}$

Using the Whiten model as a basis, dimensionless terms were used to develop equations that describe Regions 2 and 3 in Figure 7. In formulating the relationship between the parameter and the dimensionless groups, the graphs of fitted model parameter values against each dimensionless group were plotted and the curve fitting tool the curve fitting tool in EXCEL was used to obtain the function form that describes the data. The data followed a power function between for all conditions tested. It was therefore assumed that the equations that describe the relationship between the model parameters and operating conditions follow the power function. All the operating/design variables not explicitly given were accounted for in the fitting constants K_N and K_σ. Similar function forms of models were used by other authors (Narasimha et al., 2014; Nageswararao et al., 2004) when developing the models that describe the hydrocyclone performance. Equations 4 and 5 were found to be best to

substitute for N and σ, respectively. The K_N values ranged from 2.86 for smaller apertures to 0.70 for larger apertures while for K_σ were 0.02 for smaller apertures to 0.15 for larger apertures.

The N Equation

$$N = K_N \left(\frac{\mu_{sl} x_a}{m_f}\right)^{-0.78} \left(\frac{m_u}{\rho_p g^{0.5} {x_a}^{2.5}}\right)^{-1.25} \left(\frac{A_o}{{x_a}^2}\right)^{0.25} \quad (4)$$

The σ Equation

$$\sigma = K_\sigma \left(\frac{\mu_{sl} x_a}{m_f}\right)^{0.53} \left(\frac{m_u}{\rho_p g^{0.5} {x_a}^{2.5}}\right)^{0.91} \left(\frac{A_o}{{x_a}^2}\right)^{-0.16} \quad (5)$$

The Fish Hook Model

All the partition curves generated in this study had a pronounced fish hook. Nageswararao (2000) indicates that although the fish hook has been infrequently reported in literature, it has been observed in both screens and hydrocyclones when treating very fine material and ores with density differences. In this study, exaggerated fish hook was observed at smaller apertures, higher flow rates and solids concentrations. A model that does not account for this would have inaccuracies in predicting the screen performance. To describe the fish hook behaviour shown as region 3 in Figure 7, the equation was extended using the function delta (δ). The approach of using dimensionless terms was also adopted when extending the model to incorporate the fish hook effect using the same dimensionless groups. The expression used to account for the fish hook is given in Equation 6. The K_δ values ranged from 8.93 x 10^{-6} for smaller apertures to 3.23 x 10^{-5} for larger apertures.

$$\delta = K_\delta \left(\frac{m_u}{\rho_p g^{0.5} {x_a}^{2.5}}\right)^{0.35} \exp\left(-\left(\frac{\mu_{sl} x_a}{m_f}\right)^{-0.16} \left(\frac{x}{x_a}\right)^{1.13}\right) \quad (6)$$

The Modified Whiten Model

The two equations for Regions 2 and 3 were then combined to give Equation 7 that can be used to predict the performance for wet fine screens and incorporates the fish hook.

$$E_x = exp(-N\, f_o(1 - \frac{x}{x_a}))^\sigma + \delta \quad (7)$$

The modified screen model in Equation 7 was used to fit the data obtained for each aperture to assess the goodness of the fit. The model fits for tests done at 40 % solids concentration and 19 t/h for four different apertures are shown in Figure 8. At these operating conditions, the model (red lines) visually fits the data (data points) reasonably well. Similar trends were observed in other conditions.

Table 2. The statistical values corresponding to the model fits at 19 t/h and 40 % solids concentration

Aperture (µm)	N	σ	R^2	SSE
45	0.057	1.15	0.993	0.02
75	0.063	0.85	0.984	0.05

106	0.069	0.78	0.971	0.08
150	0.071	0.72	0.978	0.08

The statistical goodness of fit was assessed by comparing the sum of squares errors (SSE) and the coefficient of determination correlation coefficients (R^2). The R^2 and SSE values obtained for the model fits shown in Figure 8 are given in Table 2. For all the apertures, the R^2 values are above 0.95 and the SSE values are low which indicates that there is a good correlation between the data and the model. It is noted that the model fits better for smaller apertures compared to larger apertures.

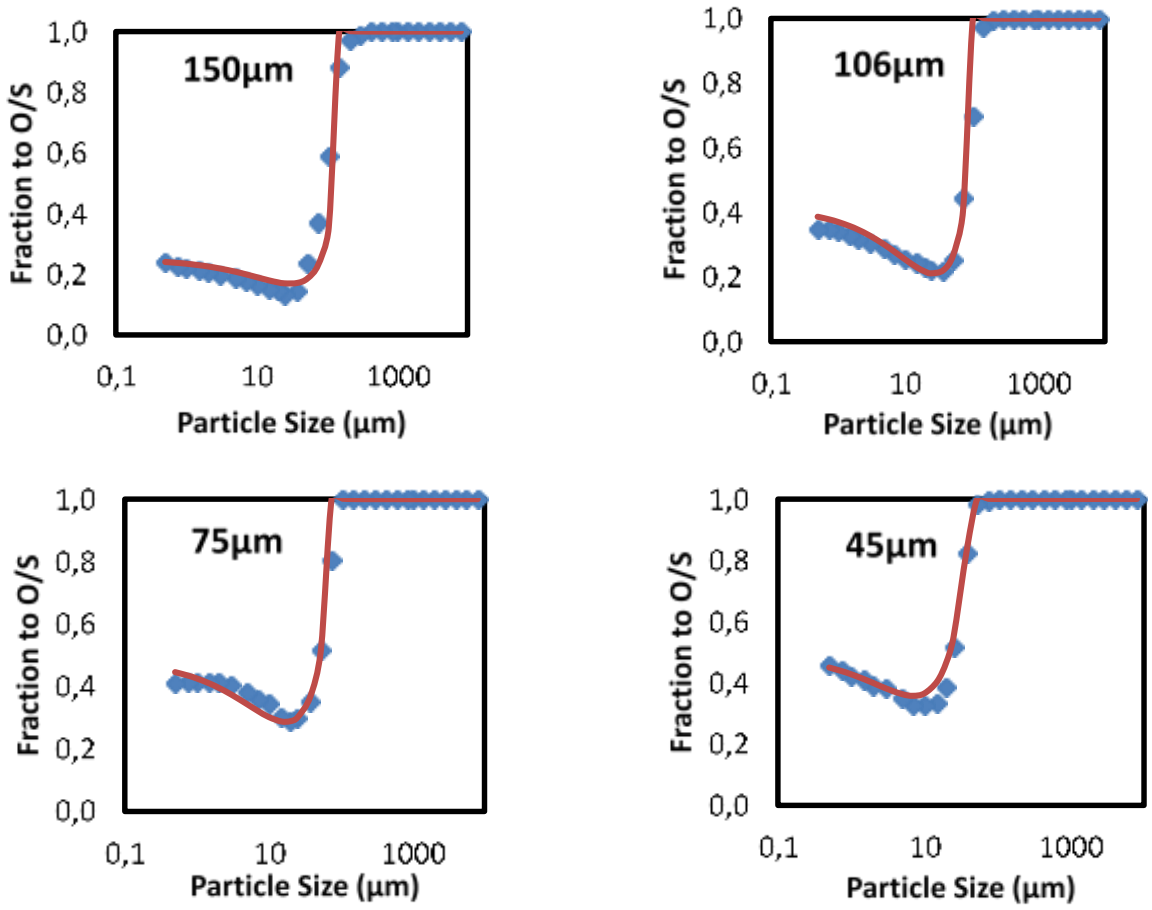


Figure 8. Model fits at 19 t/h and 40 % solids for different screen apertures

CONCLUSIONS

From the experimental work performed it was found that for the same solids concentration and aperture size, increasing the feed flow rate decreases the cut size and sharpness of separation and the percentage of water reporting to the screen oversize increased. Operating at higher feed solids concentrations resulted in smaller cut sizes, reduced sharpness of separation and increased water recovery to the oversize stream. The experimental results indicated that the increasing federate, solids concentration and operating at smaller aperture sizes lead to an increase in the amount of undersize material carried over to the oversize stream. The tests performed in this work showed that increase in feed flowrates, solids concentration and reduced aperture size also leads to an exaggerated fishhook in the partition curve.

A model that captures changes in operating and design conditions was developed using the experimental results. The dimensional analysis approach was used to develop sub-models for the parameters **N** and **σ** in the Whiten 2-parameter screen model. The parameter N is the efficiency parameter representing the number of trials or presentations to the screen surface and σ is an empirical parameter used for fitting. These parameters affect both the cut size and sharpness of separation which are used as indicators of screening performance. The model that describes the fish hook effect was also incorporated in the modified model. The wet fine screen model predicts the performance reasonably well and reduces the fitting process required in the original Whiten model.

REFERENCES

Fuerstenau, M. C., & Han, K. N., Principles of Mineral Processing. Littleton: SME, 2003.

Grozubinsky, V., Sultanovitch, E. & Lin, I.J., 1998. Efficiency of solid particle screening as a function of screen slot size, particle size, and duration of screening: The theoretical approach. International Journal of Mineral Processing, 52(4), pp.261–272.

Gupta, A., & Yan, D., Mineral Processing Design and Operation. Elsevier Science and Technology Books, 2006.

Hatch, C.C. & Mular, A.L., 1979. Simulation of the Brends Mines Ltd secondary crushing plant. Mining Engineering, 34, pp.1354–1362.

Hilden, M.M., 2006. A dimensional Analysis Approach to the Scale-up and Modelling of Industrial Screens. University of Queensland.

Lawrence, L., & Beddow, J., Powder Segregating during Die filling. Powder Technology, 1968, 253-259.

Lim, S. C., Ph.D. Thesis. University of Sydney, 1958.

Miwa, S., 1960. Proposal of a new index for expressing the performance of screens. Kagaku Kogaku, 24, pp.150–153.

Mohanty, M.K., 2003. Fine coal screening performance enhancement using the Pansep screen. International Journal of Mineral Processing, 69(1-4), pp.205–220.

Napier-Munn, T., Morrel, S., Morrison, R., & Kojovic, T., Mineral Comminution Circuits Their Operation and Optimisation. Queensland, Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, 2005.

Soldinger, M., Interrelation of stratification and passage in the screening process. Minerals Engineering , 1999, 497-516.

Soldinger, M., Influence of particle size and bed thickness on the screening process. Minerals Engineering, 2000, 297-312.

Standish, N., Bharadwaj, A., & Hariri-Akbari, G., A study of the Effect of Operating Variable on the Efficiency of a Vibrating Screen. Powder Technology, 1986, 161-172.

Rogers, R. S. G., Brame K. A., An Analysis of the High-Frequency Screening of Fine Slurries. Powder Technology, 1985, 297-304.

Trumic, M., & Magdalinovic, N., New model of screening kinetics. Minerals Engineering, 2011, 42-48.

Tsakalakis, K., Some basic factors affecting screen performance in horizontal vibrating screens. The European journal of Mineral Processing and Environmental Protection, 2001, 42-54.

Wills, B. A., & Napier-Munn, T., Mineral Processing Technology. Elsevier Science & Technology Books, 2006.

AN OVERVIEW ON HIGH-PRESSURE TECHNOLOGY AND ITS BENEFITS IN TAILINGS MANAGEMENT

M. Vieira [1], M. Goich [1,] *

[1] *Matec S.r.l, Italy*
*(*Corresponding author: goich@matecitalia.com)*

ABSTRACT

The first section of the paper presents and discusses the benefits of using a high-pressure filtration filter press for tailings management, after examining the typical alternative technologies currently being used for solid/liquid separation equipment.

The second section of this paper extends on MATEC high-pressure technology (HPT) by utilizing test work performed at a reputable coal mine, proving the technology, its performance and the benefits to the process.

A case study in a harsh 24/7 operating mining process, as well as feasibility study for lithium, are used to demonstrate the success of this technology, as an attractive alternative solution to current tailings dams' operation and tailing storage facilities (TSF). The paper proposes that the installation and use of specialized high-pressure tailings management systems can result in significant capital and operational cost savings. Similarly, the paper recommends the consideration of the removal and replacement of tailings dams to be considered long term at mine closure and how and why the mitigation of environmental footprint of process plant facility should be implemented in the industry road map.

The paper concludes with the suggestion that this approach will be beneficial for new and existing tailings management applications and shows the flexibility of integration of the technology in new and existing mining infrastructure regardless the sophistication and process environment implemented.

Keywords: Tailings, Slimes dams, Thickener, Filter Press, Dewatering, Separation, Risk Mitigation

INTRODUCTION

The storage of mine tailings by means of tailings dams pose both physical and geochemical risks that must be managed throughout the life of the facility, from design and construction, through to the closure of the mine and beyond.

Now with new rules and regulations coming into play in the operation and up keeping of tailings dams, it has become more and more of a necessity to find and implement alternative solutions to better manage tailings produced within the mining sector. A regulation that has come about due to the environmental concerns revolving around tailings dams and the challenges in safely managing such dams.

The risk associated with tailings dams has been well demonstrated by recent failures resulting in significant harm to people and the environment. These incidents are not confined to any continent nor site. Tailings dam failures have been recorded at sites owned and operated by well-known groups, even at their highest level of management standards.

This has led the industry to reconsider alternative solutions for tailings, including dewatering of tailings prior to deposition (e.g. thickened and filtered) as well as different filtration technologies.

High-pressure filtration technology has been introduced to what has been a dominant belt filter market and has now become the favorable technology since high-pressure filtration drives higher performance in terms of cake dryness, increased throughput, lower capital cost, and lower operational cost even for difficult materials such as ultra-fine and materials with the presence of clay. This paper aims to demonstrate that high-pressure technology is the solution for the obsolete tailings dams.

TYPICAL ALTERNATIVE TAILINGS MANAGEMENT TECHNOLOGIES CURRENTLY BEING USED

Belt Filter Presses

Belt filters, Figure 1 are "often selected due to the relatively low capital cost and small footprint, but this is not to say that the operational cost is also low. They rely on absorbent amounts of flocculation as the slurry is dewatered between two moving belts in tension, running under and over several rollers in an 'S' like pattern. An economic evolution should not ignore the significant operating costs. The wear of the belts is usually rapid, causing significant downtime in what should be a continuous operation *(Kaswalder, 2018)*." Therefore, not only should the cost of the belts be taken into consideration but also the time and manpower taken to replace them. It is important to acknowledge that the life span on these belts can be as short as a few days.

At best, the filtered cake produced by the belt filter is 'spadable' and is usually not suitable for dry stacking without further processing.

Figure 1. "Belt filter presses *(Kaswalder, 2018)"*

Hyperbaric Filters

Hyperbaric filters, Figure 2 "are a development of vacuum disc and vacuum drum filters. In this case, the filter is housed in a pressure vessel so that a higher pressure drop over the filter medium and eventually, filter cake, is possible. Theoretically, the continuous nature of hyperbaric filters could be considered an advantage, but their complexity equates to high capital costs and expensive maintenance. The relatively low pressure achievable with the hyperbaric filter and its limited process flexibility in comparison to the modern filter press means that it has a narrow band of economic applications *(Kaswalder, 2018)*."

The hyperbaric filter is prone to problematic dewatering in cases of ultra-fine material. In cases where ultra-fine material is present the production rate is dramatically decreased due to the blinding of the filter medium.

At best, the filter cake produced by the hyperbaric filter is ‘spadable’ and is usually not suitable for dry stacking without further processing.

Figure 2. “Hyperbaric filters (Kaswalder, 2018)”

Filter Press (High-Pressure Filtration)

Filter presses, Figure 3 are used in many parts of the tailings management processes. The implementation of high-pressure technology for tailings management processes was a huge turning point in the market.

Tailings dewatering applications require very large throughputs and with the use of high-pressure technology the size of the filter press can be optimized making the high-pressure filter press economical for large-scale filtration applications. In theory the higher the feed pressure, without sacrificing volumetric flow rate, the higher the volumetric throughput of dry stackable material to safely store tailings and reduce the risks, particularly over the long-term.

Filtered tailings facilities involve delivery, by truck or conveyor, of tailings that have been dewatered such that it is partially-saturated and acts like a soil rather than a fluid. Filtered tailings are typically dewatered to more than 80% solids content and often close to the optimum moisture content (the moisture content at which the maximum density can be achieved through compaction). The cake discharges from the filter press are highly stable and stackable. Typically, the cake does not rehydrate significantly when it rains. Overall, making the filter press the best dewatering technology available at the moment.

Typically, compact filtered tailings are used for backfill and construction in the mining industry, but recent studies have in some applications led to the blending of filtered tailings into the product and in others, the actual reclaiming of once lost product from within the tailings. It is through high-pressure technology that tailings can be dewatered to a consistent acceptable moisture content that allows for such blending into product streams, be it stockpile blending or straight onto product conveyor.

A dewatering plant using filter presses is compact (has a relatively small footprint) and is easily installed in different terrains, furthermore high-pressure technology complements the compact plant with low installed and consumed power. The water recovery is extremely high producing numbers of up to ninety-eight percent water recovery in some cases.

Figure 3. MATEC High-Pressure Technology (HPT) filter press

TESTING THE FILTER PRESS (HIGH-PRESSURE FILTRATION) ON COAL TAILINGS

Test work on tailings material, Coal Mine, South Africa

It is has been proven and shown in Figure 4, with extensive test campaigns within the coal sector at a reputable mine site in South Africa, that the higher the feed pressure, the lower the cycle time to achieve target moisture. This is done by specialized Matec filter press feed pumps capable of achieving 16 and 21 bar, along with specialized filter presses, able to withstand the increased feed pressure.

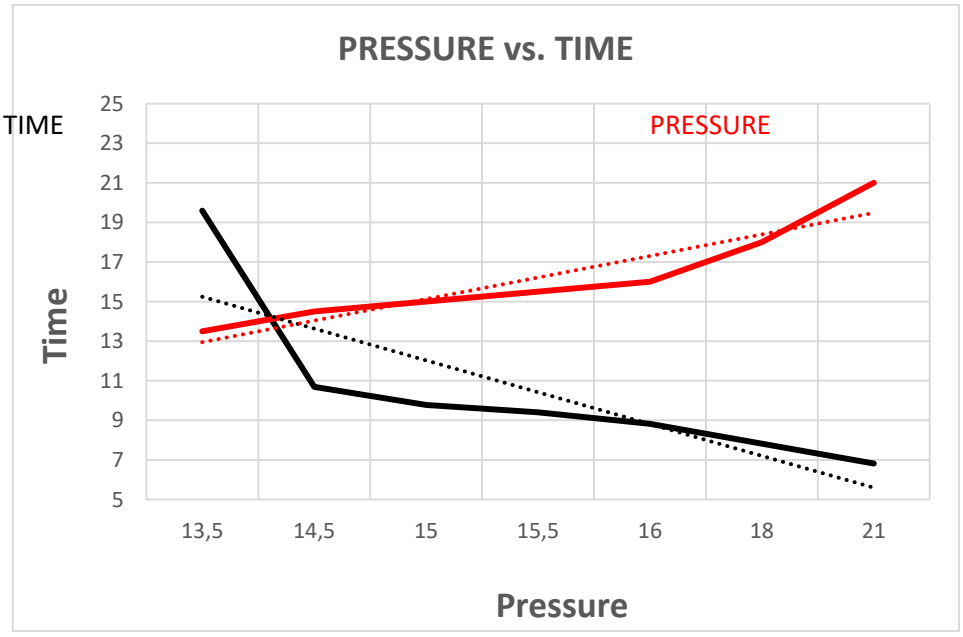


Figure 1: “Feed Pressure Vs Cycle Time (Vieira, 2017)”

Reducing cycle time has the dual benefit to reduce the size of the equipment required to achieve a target throughput and as such reducing both the capital cost for the equipment as well as the footprint and overall operational cost compared to our competitors lower feed pressure technologies.

The slurry solids content play a huge role in optimizing the filter press equipment. As can be seen in coal, the cycle time is reduced from 20 minutes to 9 minutes on average by increasing the slurry solids content from 28% to 46%, the optimum solids content. Thereafter the increase in solids has no

further effect on the cycle time as shown in Figure 5, thus further energy should not be exhausted on requiring a higher slurry solids content that exceeds, in this case, 46%.

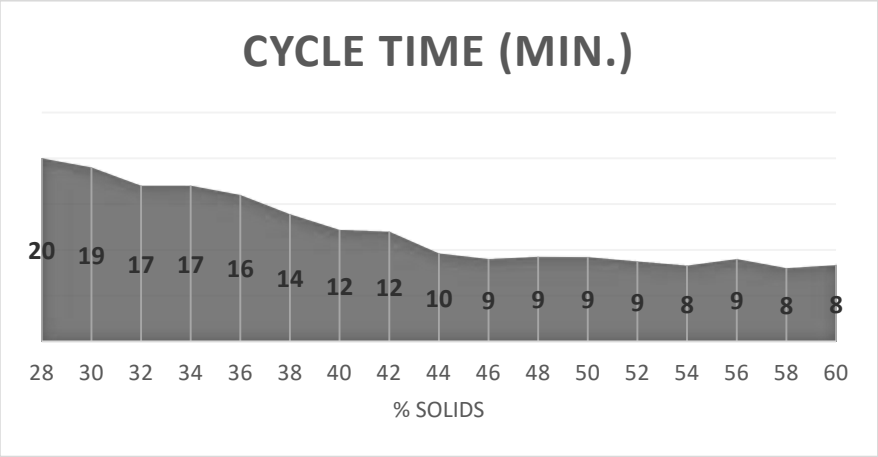


Figure 2: "% Solids Vs Cycle Time (Vieira, 2017)"

Results have also shown how particle size distribution (PSD) affects cycle time. Figure 6 is a simple linear graph showing an increase in fine material equals an increase in cycle time. In this case, the exact results are specific to each application.

Ultimately high-pressure technology (HPT) filter presses are providing better result especially in an application like process tailings where minimal total moisture is required. A simple test demonstrates the effects of pressure by filtering the same Coal tailings material, at a fixed cycle time and only increasing the feed pressure. The resulting exercise shows a decrease in residual moisture.

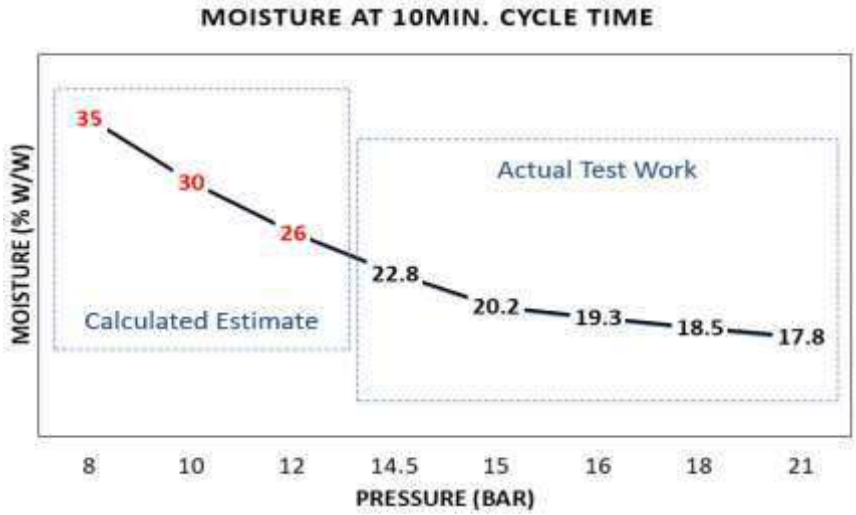


Figure 3. Feed Pressure Vs Moisture (Vieira, 2017)

FILTER PRESS (HIGH-PRESSURE FILTRATION) – CASE STUDY

Copper concentrate brief study

The Phoenix operation in Poland was faced with the difficulties in optimizing their copper concentrate circuit with a vacuum filter they had installed to reach the required throughput of 20 dry tonnes per hour. With vacuum filtration, they were only achieving a residual moisture 17% wt and on

top of this, capacity varied depending on the slurry conditions at the time. The varying slurry rendered the vacuum filter sub-optimal in this process as it could be noted at times it would not make target production, only producing 10 - 15 dry tonnes per hour.

The high-pressure technology of Matec was proven during a comprehensive test programme conducted in an independent laboratory using pressure filtration and vacuum filtration on the copper concentrate feed material in the aim to optimize the process. As shown in Figure 7, a comparison of the performance and filter cake percentage residual moistures achieved.

Figure 7. On the left: Cake with a residual moisture of 6.5 % wt by means of pressure filtration
On the right: Cake from vacuum filtration test with a residual moisture of 15-17 % wt

Matec was employed to install a high-pressure technology filter press, Figure 8 on site to further optimize the plant and increase production to a rate of 20 tonnes per hour with the vacuum filter being decommissioned thereafter.

Filter Plant Specifications:

- Filters installed: 1 x Terrae 1500/100PLT TT2 Fast
- Filtration area: 400 m²
- Cake volume per cycle: 5 m³
- Plate pack: Recess chamber
- Cake thickness: 25 mm
- Number of plates: 100 plates per filter
- Total installed power: 81 kW
- NO membrane squeeze installed
- NO core blow with air installed

Process Conditions:

- Cycle times: 30 minutes
- Feed pressure: 16 bar
- Solids SG: 2.8 t/m³
- Final cake moisture content: 5% w/w
- Feed suspended solids concentration: 47 % w/w

- Plant throughput: 23.4 t/hr (dry)

Figure 8. MATEC Filter Press Terrae 1500/100PLT TT2 Fast plant, Pheonix, Poland

TAILINGS DAM VS. FILTERED TAILINGS – CASE STUDY

Pilbara Minerals, Pilgangoora Lithium-Tantalum Project, Western Australia

Pilbara Minerals Limited operates the Pilgangoora lithium tantalum project in the Pilbara Region of Western Australia. The project has a current ore throughput of 2 million tonnes per annum (Mtpa), with Pilbara Minerals currently assessing the option to increase throughput to 5 Mtpa. The raw water demand for the project would increase from 1.76 GL/annum (55.8 L/s) to 3.07 GL/annum (97.3 L/s) under the proposed upgrade. Studies set forth to best optimize water usage and possible reclaiming at the most economical rate over a period of 18 years.

Our biggest theoretical find in this study is when we compare the movement of earth and the capital cost to start such tailings dam, furthermore to expand said tailings dam by increasing the height of the tailings dam wall verse the operational cost involved in moving tailings material that has been filtered for dry stacking.

As can been seen in Table 1 and Table 2, the significant cost has been nominated towards these two areas and when comparing these we can see that there is a significant saving in dry stacking the tailings material by means of filtering.

Table 1. Capital cost comparison between three tailings disposable means (Carneiro, 2018)

Major Cost Items		**Tailings Type**		
		Conventional Slurry	**Thickened Tailings**	**Filtered Tailings**
Capital	Tailings	High-rate thickener	High compression thickener	-
		Centrifugal pumps	Positive displacement pumps	
		Tailings pipeline	Tailings pipeline	

		Piping for spigot tees and droppers	Spigot offtakes	
	Other capital	Site preparation	Site preparation	Site preparation
		Starter embankment	Embankment	-
		Underdrainage and decant systems	Ponds for water management	Ponds/tanks for water management
		Make-up and return water pumps and pipeline	Make-up and return water pumps and pipeline	Filtration plant

Table 2. Operating cost comparison between three tailings disposable means (Carneiro, 2018)

Major Cost Items		**Tailings Type**		
		Conventional Slurry	**Thickened Tailings**	**Filtered Tailings**
Operating	Tailings processing	Pumping energy		Filtration energy
		Pump spares		Filtration plant's spare and wearing parts
		Thickener operation (energy)		-
		Flocculant		-
	Other operating	Increase TSF capacity (wall raises)		Transportation, placement, and compaction
		Pumping energy of make-up and return water		Pumping energy of make-up and return water
		Levy payable to the MRF		Levy payable to the MRF

Table 3 expands and shows a cost saving of 58.9% on earth/tailings moving over 18 years of mine life, which forms both part of Capital and Operation cost.

Table 3. Volume of earth/tailings moved over 18 years

Rendered model of the tailings dam wall	Typical model of a filtered tailing (filter press) plant

Tailings Dam	Filtered Tailings
Volume of Earth Moved over the 18 years of mine life	Volume of Tailings moved over 18 years of mine life
46 000 000 m^3	18 900 000 m^3

Furthermore, the area required for both scenarios has to be considered over the 18 years of life of mine and is recorded with a tailings dam using 1.94 km^2 and the filtered “dry” tailings stockpile using on 16% of that nominated area at 0.31 km^2 assuming the height of the tailings stockpile is the same as that of the tailings dam wall.

CONCLUSION

Matec high-pressure technology filter presses have been employed extensively within the mining industry and it can be said with confidence that high-pressure technology filter presses are the preferred technology for mining concentrate and process tailings.

Compared to alternative solutions, the cost saving on operational and maintenance costs is significant. A comparison between what can be considered a competitor and the Matec filter press shows not only that production rate is increased but that the process is further optimized with the resulting lower moister content in the filter cake.

And in tailings dams verse filtered tailings, considering that mining labor (Operational Costs) is generally a high figure that should not be ignored, it is safe to say that there are significant savings in operating a filtered tailings plant verse a tailings dam which ultimately outweighs the initial higher capital investment on a filtered tailings plant.

REFERENCES

M. Vieira, 2.50.1 Study of Tailings Management Technologies, Coal Mine, South Africa, October 2017

F. Kaswalder, D. Cavalli. A. Hawkey, A. Paglianti, Tailings dewatering by pressure filtration: process optimization and design criteria, Paste 2018

Carneiro, A & Fourie, AB 2018, 'A conceptual cost comparison of alternative tailings disposal strategies in Western Australia', in RJ Jewell & AB Fourie (eds), Proceedings of the 21st International Seminar on Paste and Thickened Tailings, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 439-454.

CLASSIFICATION, FLUIDISATION AND FLOW WITHIN ECCENTRIC HIGH PRESSURE CENTRIFUGAL COMMINUTION (eHPCC)

L. Roper [1,*], V. Borissenko [2]

[1] *JTG Consultants Pty Ltd*
*(*Corresponding author: linden.d.roper@gmail.com)*
[2] *JTG Projects LLC*

ABSTRACT

Eccentric High Pressure Centrifugal Comminution (eHPCC), proven at laboratory scale in years 2014 and 2015, is one-machine combining high-pressure-rolling-surfaces, high-intensity-attrition and classification. A ready-prototype of eHPCC, the subject of this paper, underwent numerous iterations of design-development, manufacture and commissioning during the years 2016 to 2018. This version is geometrically two-times larger than the proof-of-concept laboratory scale machine; its volumetric capacity eight-times greater. Primary workshop testing was conducted with bulk samples of magnetite-concentrate (same source used to study the laboratory scale eHPCC); hence a base-lined comparison. The results indicate importance of fluidization in the grinding-chamber for product classification, flow and efficiency. Various system-configurations were tested and interpreted against laboratory scale results and empirical calculations. It was shown that carefully designed fluidisation (of polymineralic rock) in the grinding-chamber has potential for advanced classification based on terminal velocity of the product particles. This opens the possibility for size and mineral composition classification happening at the same time, with the latter being strongly dependent on centrifugal forces and particle competency. Findings of the conducted test work open an extensive field for research targeting eHPCC application as advanced comminution and integrated-classification technology.

Keywords: comminution, grinding, centrifugal, classification, fluidisation

PREFACE

Eccentric-high-pressure-centrifugal-comminution (eHPCC), conceived in 2013, has potential to eliminate the in-efficiencies and complexity of conventional tumbling mill circuits (Roper and Daniel, 2016). eHPCC was introduced to the European Symposium on Comminution and Classification (ESCC), 2015, and International Mineral Processing Congress (IMPC), 2016 (papers referenced herein). Suffice to say, eHPCC comminutes ore upon itself (autogenously) in the high-pressure-zone formed between synchronous rotating eccentric components (with fixed vertical axes), whilst simultaneously performing size classification between the same components in the non-pressure-zone (of the same grinding-chamber). The generous gap between the components of the grinding-chamber permits the use of grinding media (conditions apply) and tolerance of tramp metal. The laboratory scale machine (eHPCC-1) had demonstrated capability of operating dry or wet and or with or without grinding media, to receive ore less than (f_{100}) 20 mm and comminute the ore to approximately 80% passing (p_{80}) 120 µm (applicable to grinding-chamber Seal Mark II) (Roper, 2015).

Energy efficiency of the laboratory scale proof-of-concept machine (eHPCC-1) had been compared to its equivalent full-scale conventional mill circuit and had shown to be 15% more efficient – taking into consideration benefits arising from eliminating embodied-free-energy associated with not having to use steel grinding media. This test-work had been done with the use of magnetite-concentrate (53%-Fe) f_{80} 9 mm dry and without grinding media (Roper and Daniel, 2016).

Ready-prototype of eHPCC, the subject of this paper, underwent numerous iterations of design-development, manufacture and commissioning during the years 2016 to 2018. This version is geometrically two-times larger (eHPCC-2) than the proof-of-concept laboratory scale machine (eHPCC-1), hence, its volumetric capacity eight-times greater. It is capable of receiving ore less than (f_{100}) 40 mm. Key-learnings during this period included understanding the pathway of energy flow into the particle-bed and mechanical design development of the machine respectively.

Primary workshop test-work of eHPCC-2 has been conducted, some of which is the subject of this paper. The intention was to base-line and analyse scale-up characteristics using the same ore type (same source used to study eHPCC-1). Key-learnings have been gained with respect to dynamics and effect of fluidisation, classification and particle flow. Design enhancements and comprehensive fields of future study have been identified.

INTRODUCTION

Figure 1 shows discrete-element-model (DEM) images of the geometry of the grinding-chamber whilst being charged. The reader is reminded – all components shown, including the charge, are synchronously-rotating about two fixed vertical axes offset relative to each other (Roper and Daniel, 2016).

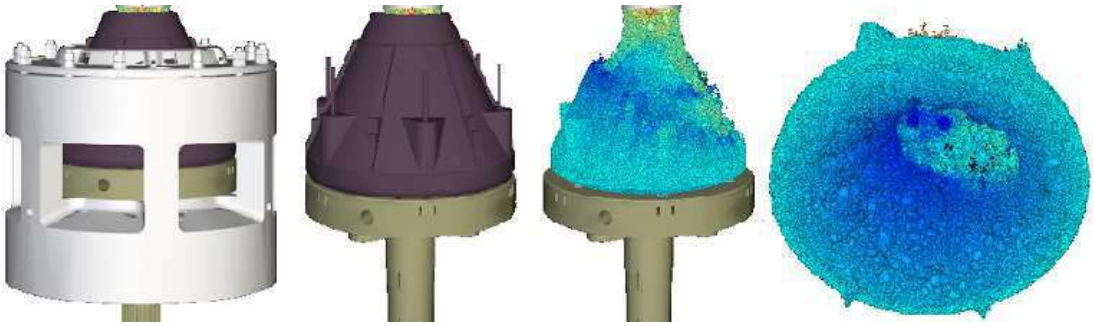


Figure 1. DEM snapshots of eHPCC grinding-chamber being charged

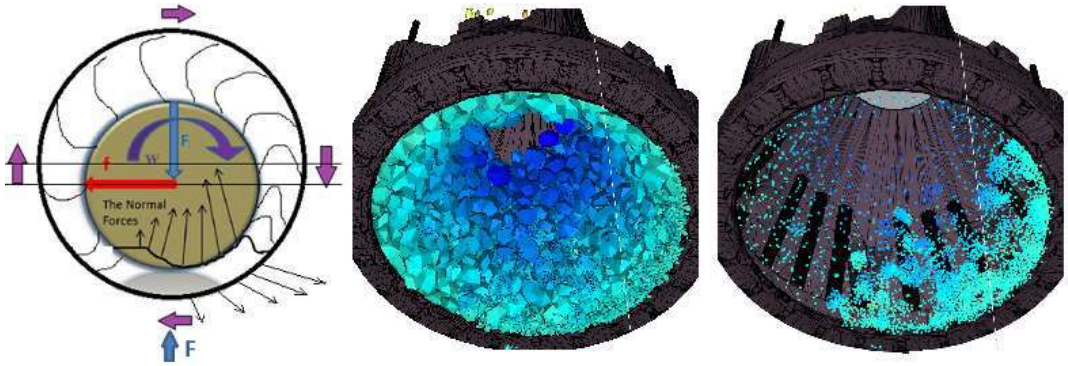


Figure 2. eHPCC schematic (left), particle-bed (middle) and fracture sites (right)

DEM modelling images in figure 2 (middle and right) show the result of rotating the particles and machine elements in sync 1/3 of a turn around their axes; the high-pressure-zone is on the right of the axes (Roper and Daniel, 2016).

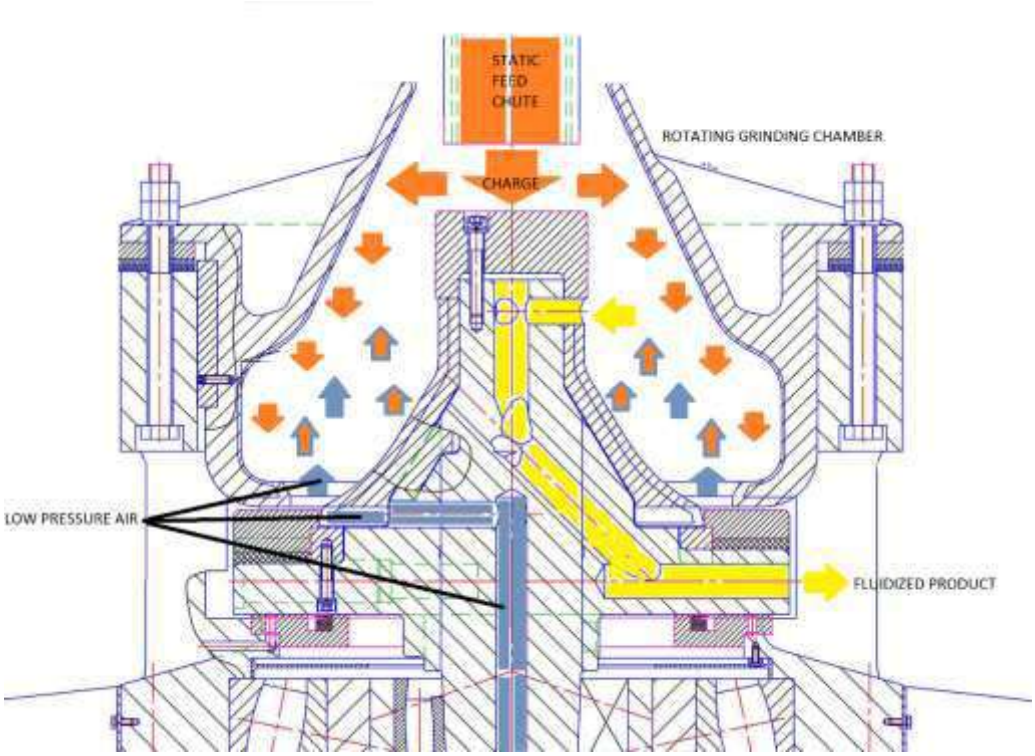


Figure 3. Sectional view of eHPCC showing feed, product and fluidizing air flow

eHPCC synergises high-pressure-rolling-surfaces with high-intensity-attrition in a continuous sinusoidal action. The fluid-flow dynamics within eHPCC, and its capability of selectively retaining oversize particles, enables discrete classification during comminution. This is enabled by fluidizing the particle-bed with air or water (Roper, 2015). This is shown in part by figure 3 here above. Product flow from inside of the grinding-chamber to the outside (yellow pathway) is initiated and governed by a combination of fluid-flow pressure-gradient (from inside to outside the grinding-chamber) and rotational speed of the grinding-chamber (impeller). Dry grinding (the case of this paper) uses a low-pressure air-blower that introduces air into the bottom of the grinding-chamber via the shaft in combination with a dust extraction system removing air and dust from the outer housing of eHPCC. Feed particles enter the top of the grinding-chamber by gravity via a static feed chute. The low-pressure air blown into the grinding-chamber (via the shaft) fluidises the particle-bed in the non-pressurised-zone of the grinding-chamber whilst comminution occurs in the high-pressure-zone. The fluidized contents of the grinding-chamber (air and particles) flow upward into the top of the grinding element (impeller) then accelerated outward into the (lower-pressure) outer-housing. Primary classification occurs inside the grinding-chamber by controlling blower-air flow-rate and centrifugal acceleration (rotational speed). Secondary classification occurs inside the outer housing of eHPCC by controlling dust-extraction flow rate whereby large particles separate and fall to the bottom and outside of the grinding-chamber. (Roper, 2015).

OBJECTIVE OF WORKSHOP TESTWORK

Primary workshop test-work with respect to the dynamics and effect of fluidisation, classification and particle flow were conducted and studied to: A) compare actual performance of eHPCC-2 against eHPCC-1 using same conditions (so much as possible); and then B) compare eHPCC-2 against empirical design expectations. The following characteristics were all duplicated: feed-ore (magnetite-concentrate; 53%-Fe f_{80} 9 mm), grinding-chamber shape, autogenous-comminution, nominal magnitude of centrifugal acceleration, grinding-chamber dynamic-seal type, and scaled magnitude of airflow and dust extraction. The same sampling procedures, data recording techniques, and laboratory practice were used as those used whilst studying eHPCC-1. All details are defined in the referenced paper (Roper, 2015).

WORKSHOP TESTWORK SETUP FACTS

Actual mechanical and geometric characteristics of eHPCC-1 and eHPCC-2 (for comparable test-work) are displayed side by side with three (3) eccentric offset (EO) variants of 30°, 60°and 120°.

Acronyms used are: Grinding-chamber volume (GCV); Eccentric-offset (EO); High-pressure-zone (HPZ); Non-pressure-zone (NPZ); and Fluidising-air-flow (FAF).

Table 1. Geometric and mechanical eccentric variants of eHPCC-1 and eHPCC-2

	30° EO		60° EO		120° EO	
Characteristics	eHPCC-1	eHPCC-2	eHPCC-1	eHPCC-2	eHPCC-1	eHPCC-2
GCV (litres)	2.5	20	2.5	20	2.5	20
EO of axes (mm)	0.7	1.3	3	6	7.5	15
Gap (rolls) HPZ (mm)	41	82	39	78	34	69
Gap (rolls) NPZ (mm)	42	85	44	88	49	99
FAF (normalised; l/s)	6	33	6	33	6	33

WORKSHOP TESTWORK RESULTS

Actual process results of eHPCC-1 and eHPCC-2 test-work are displayed side by side in the following tables for purpose of comparison. The rotational speed of the grinding-chambers are given in revolutions-per-minute (rpm), and are selected to ensure centrifugal acceleration in the grinding-chamber is nominally the same for both eHPCC-1 and eHPCC-2 (i.e. accounting for the geometric scale-up in accordance to the following relationship between radius and rotation speed).

$$r_1.\omega_1^2 = r_2.\omega_2^2$$

Table 2 compares the results of operating eHPCC-1 with eHPCC-2 at centrifugal setup A (151 rpm and 106 rpm respectively; 50 Hz on eHPCC-2).

Table 3 compares the results of operating eHPCC-1 with eHPCC-2 at centrifugal setup B (91 rpm and 74 rpm respectively; 35 Hz on eHPCC-2).

Each table shows variants of eccentric offset (EO): 30°, 60° and 120°. Blank cells represent no available data. Grinding-chamber dynamic seal type – Seal Mark I (not Seal Mark II) – was used for all test-work (one exception is marked #2). All tests were conducted whilst the machines were choke-fed (with exception of those marked #1). Nomenclature used in tables are: p_{80}; p_{50}; p_{20} meaning 80%, 50% and 20% of product size less than (μm) respectively.

Table 2. eHPCC-1 and eHPCC-2 centrifugal setup A (50 Hz) at 30° 60° and 120° EO

	30° EO		60° EO		120° EO	
Characteristics	eHPCC-1	eHPCC-2	eHPCC-1	eHPCC-2	eHPCC-1	eHPCC-2
Rotational speed (rpm)		106	151 [#2]	106 [#1]	151	106 [#1]
Power (kW; median)		34	9.9	34	9.3	28
Throughput (tph)		0.446	0.270	1.063	0.338	0.321
p_{80} (µm)		4,200	120	3,000	400	1,100
p_{50} (µm)		700	40	900	125	280
p_{20} (µm)		85	15	125	63	80

[#1] use of dribble-feeding (exception to all other tests)
[#2] use of grinding-chamber Seal Mark II (exception to all others tests)

Dribble feeding was used with the setup of eHPCC-2 EO 60° and 120° with intention of increasing the residence time inside the grinding-chamber (increased grind-time), lowering the fluidized-bed surface-level and targeting a more controlled product (later proved to be unsuccessful).

Table 3. eHPCC-1 and eHPCC-2 centrifugal setup B (35 Hz) at 30° 90° and 120° EO

	30° EO		*90° EO*		120° EO	
Characteristics	eHPCC-1	eHPCC-2	*eHPCC-1*	eHPCC-2	eHPCC-1	eHPCC-2
Rotational speed (rpm)		74	*81*		91	
Power (kW; median)		48	*6.4*		9.6	
Throughput (tph)		0.405	*0.315*		0.381	
p_{80} (µm)		1,300	*1100*		650	
p_{50} (µm)		300	*250*		120	
p_{20} (µm)		82	*40*		30	

Table 3 contains results for eHPCC-1 not previously published (indicated by the *italic* text font). These results were obtained during laboratory scale testing and when fluidization air flow was generous and not controlled.

The resultant product size was greater than expected and the throughputs lower than expected, from eHPCC-2, for all test conditions.

Figure 4 – Photographs of stratified particle-bed from inside eHPCC-2 concave liner

The left most photograph in figure 4 shows the typical stratification of particle-bed inside the concave liner after operating at 50 Hz and EO 120°. The three (3) photographs on the right of figure 4 show more competently structured agglomerate removed from the concave liner after eHPCC-2 was operated slower and with less eccentric 35 Hz and EO 30°.

Figure 5 here below, by contrast, presents the photographic representation of feed ore (magnetite-concentrate; 53%-Fe f_{80} 9 mm) and open-circuit product (of the same) from eHPCC-1. Figure 4 (above) evidently shows the desired product particles in the concave (after comminution) that have remained locked due to inadequate fluidization in that portion of the grinding-chamber.

Figure 5. Magnetite concentrate – eHPCC-1 – feed and open-circuit product

EMPIRICALLY CALCULATED RESULTS

Empirically calculated results were generated for purpose of determining a secondary-baseline comparison of workshop test-work. The empirically calculated results and test-work results of eHPCC-2 are displayed side by side in the following tables for purpose of comparison.

The empirical relationships and theory used to calculate the data will not be presented here. Suffice to say the empirical relationships were checked with previous results from eHPCC-1 laboratory scale results and then scaled-up respectively. The empirical relationships include Stokes Law for settling, a combination of Rittenger, Hicks and Bond postulates for Grindability Law (each within specified particle size thresholds), and point-load-index for calculating mechanical rock breakage loads. The results of these calculations have not been checked by third-party – their sole purpose being to provide a target range of results. The goal-seek function of Microsoft Office Excel was used to target the median absorbed power (kW) measured in the actual test-work whilst determine the likely throughput (tph) and product size p_{80} (µm) to achieve that absorbed power (kW).

Table 4 and 5 here below (similar to table 2 and 3) are for Centrifugal Setup A (106 rpm; 50 Hz) and Centrifugal Setup B (74 rpm; 35 Hz) respectively – showing empirically calculated results side by side against actual test-work results of eHPCC-2.

Table 4. eHPCC-1 and eHPCC-2 centrifugal setup A (50 Hz) at 30° 60° and 120° EO

	30° EO		60° EO		120° EO	
Characteristics	Empirical	Actual	Empirical	Actual	Empirical	Actual
Rotational speed (rpm)	106	106	106	106 [#1]	106	106 [#1]
Power (kW; median)	34	34	34	34	28	28
Throughput (tph)	0.5 – 1.4	0.446	1.4 – 1.6	1.063	1.4 – 2.8	0.321
p_{80} (µm)	164– 411	4,200	140– 164	3,000	73 – 164	1,100

[#1] use of dribble-feeding (exception to all other tests)

Table 5. eHPCC-1 and eHPCC-2 centrifugal setup B (35 Hz) at 30° EO

	30° EO	
Characteristics	Empirical	Actual
Rotational speed (rpm)	74	74
Power (kW; median)	48	48
Throughput (tph)	1.0	0.405
p_{80} (µm)	196– 200	1,300

DISCUSSION

The eHPCC-2 test-work results consistently show less than expected throughput (tph) and larger than expected product particle size whilst comparing against the eHPCC-1 results and the empirically calculated target results for eHPCC-2.

The workshop test-work experience (of technicians), and that demonstrated by studying the data in the above tables, shows the following phenomena:

1. feed ore short-circuits the grinding-chamber
2. perimeter of grinding-chamber is not fluidized (locked product)

It is evident that the fluidizing air successfully fluidizes the particle-bed inside the diametric-limits of air injection at the base of the grinding-chamber. The particle-bed outside these diametric-limits consolidate under the cyclic influence of centrifugal acceleration (non-pressure-zone) then compression (high-pressure-zone) – there is no effective fluidization. As a result, at higher rotational speeds the consolidated particle-bed hinders the flow of feed ore (down) at the perimeter of the grinding-chamber, and the fluidised portion of the product particle-bed flows upward to the exit and mingles with a portion of fresh feed (hence contaminated product). This is shown in the left-hand picture of figure 5 (titled Problem) – the red-zone being the settled particle-bed and the turquoise-zone being the zone of contamination.

Additionally, it is hypothesized the magnitude of eccentric off-set affects the degree of particle-bed consolidation in the perimeter of the grinding-chamber. It is hypothesized that greater nip-angle between the rolling surfaces (larger eccentric offsets) will propagate shear-zones (zones of disturbance) that will improve fluidization and flow.

The right-hand picture of figure 5 (titled Solution) shows the design enhancements that will be integrated to the next round of design development. The cap on the grinding element will be mushroomed to force and promote a physical separation zone between feed and product (in lieu of relying solely on settling velocity); and the fluidization air injection location and orientation will be changed from vertically-upward-flow at an bottom-inner-radius to vertically-downward-flow at the extreme perimeter of the grinding-chamber (from above), with intent of promoting flow and fluidization

in synergy with gravitational, centripetal and centrifugal accelerations acting on the various particle sizes and densities throughout the particle-bed inside the grinding-chamber.

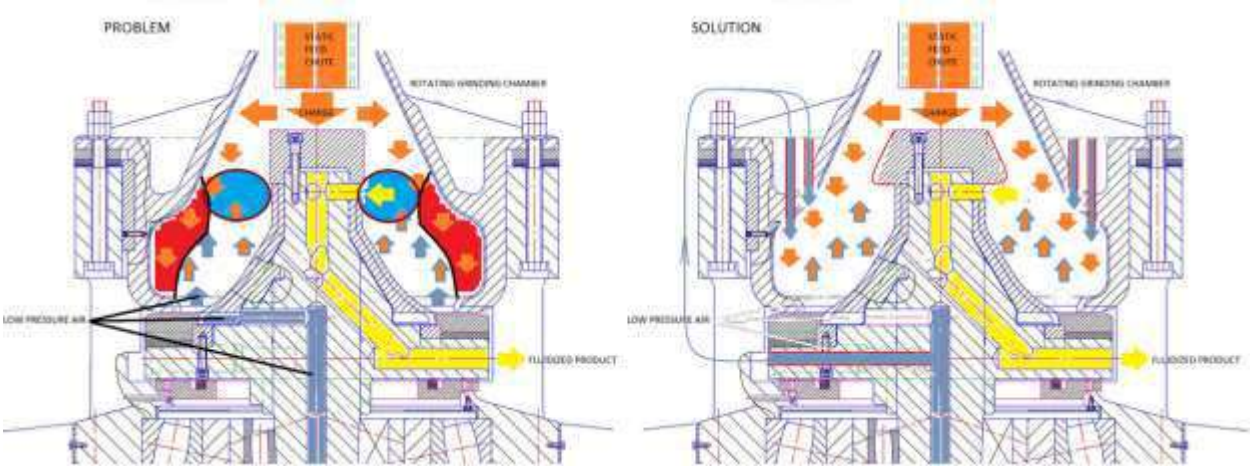


Figure 5. Sectional view of eHPCC showing problem and solution with respect to fluidization in the grinding-chamber for product classification, flow and removal.

These design-enhancements open a new potential realm of study and test-work devoted to polymineralic rock comminution coupled with integrated advanced primary and secondary classification within the same machine – that is based on terminal velocity of product particles. There is possibility for size and mineral composition classification happening at the same time, with the latter being strongly dependent on centrifugal forces and particle competency.

CONCLUSIONS

This paper presented novel eccentric-high-pressure-centrifugal-comminution (eHPCC), its scale-up design philosophy and actual capabilities with respect to fluidization in the grinding-chamber for product classification, flow and removal. Various system-configurations were tested and interpreted for each sample-type.

It was shown that fluidisation of polymineralic rock in the grinding-chamber allows for advanced classification and discharge flow-rate based on terminal velocity of the product particles. This opens the possibility for size and mineral composition classification happening at the same time, with the latter being strongly dependent on centrifugal forces and particle competency.

Findings of the conducted test work open an extensive field for research targeting eHPCC application as advanced comminution and integrated-classification technology.

ACKNOWLEDGMENTS

Mark Borissenko and Denis Soskov, field technicians, did the hard work – stripping and rebuilding the machine countless times during prototyping, then learning the operating characteristics of the machine for purpose of supervised controlled testing.

REFERENCES

Roper, L. (2015). A Performance Comparison of Laboratory-Scale eHPCC Against Conventional Comminution. In M. Evertsson (Chair), *14th European Symposium on Comminution and Classification (ESCC2015)*. Symposium conducted at Chalmers University of Technology, Gothenburg.

Roper, L. and Daniel M.J. (2016). Introducing eHPCC To International Mineral Processing Community. Proceedings of the XXVIII International Mineral Processing Congress (IMPC 2016), ISBN: 978-1-926872-29-2, September 11-15, 2016, Québec City, Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.

COLLECTORLESS FLOTATION APPROACH TO A LOW GRADE GOLD ORE

S. Oluklulu [1,] *, H.S. Gökçen [1], V. Bozkurt [1], Y. Ucbaş [1]

[1] *Eskişehir Osmangazi University, Department of Mining Engineering*
*(*Corresponding author: soluklulu@ogu.edu.tr)*

ABSTRACT

In this study, flotation behavior of low grade dry ground gold ore was investigated comparatively without (collectorless) and with collector. The effects of pH and frother dosages were studied in collectorless flotation. Lime was used to adjust pH and AF70 was employed as a frother. Flotation tests with collector, potassium amyl xanthate (PAX), were performed at optimum conditions determined in collectorless flotation. Based on the results of those rougher flotation tests, open circuit flotation tests were carried out with and without (collectorless) collector. Final concentrate containing 112.39 g/t Au 12.11% Cu 13.72% Fe and 12.27% S were obtained with recoveries of 53.79% 38.64%, 1.78% and 5.71%, respectively in the case of collectorless flotation while obtaining a final concentrate having 85.80 g/t Au, 9.59% Cu, 35.16% Fe and 36.45% S with recoveries of 59.14%, 46.12%, 6.81% and 25.54% flotation with collector. It was also possible to obtain alternative final concentrate containing 221.57 g/t Au, 21.08 % Cu, 19.41% Fe and 21.32% S with recoveries of 43.89%, 31.55%, 0.99% and 4.22%, respectively by lowering the frother dosage in collectorless flotation.

Keywords: Low grade gold ore, gold flotation, collectorless flotation

INTRODUCTION

Flotation is used for gold processing in the world for many years with success (Fuerstenau et al., 2007). However, it's rather difficult subject to generalize due to the complex mineralogy of gold ores (Klimpel, 1999). Therefore, selecting proper parameters for gold flotation are strongly depended on ore mineralogy. According to Allan and Woodcock (2001) occurrence of gold can be categorized in five classes.

- Visible native gold particles; such as native gold, various forms of gold, silver and copper alloys,
- Relatively rare gold minerals; gold tellurides and gold-carbon associations etc.,
- Gold in iron sulfides (pyrite, pyrrhotite and arsenopyrite etc.),
- Gold in base metal sulfides; such as copper, zinc, lead, also bismuth and antimony is common,
- Gold - gang mineral associations; quartz, mica and iron oxides etc.

Native gold, disseminated in quartz veins, most commonly found with chalcopyrite, pyrite, arsenopyrite, galena and sphalerite, which are also referred as gold carriers (Chryssoulis and McMullen, 2016). Gold particles may occur in these minerals by many forms due to the difference in genetic types of gold deposits. Grain sizes may vary from large nuggets to sub-microscopic particles, which can be locked in the lattice of host mineral. These types of ores are the subject of this study.

There are numerous references (Aksoy and Yarar, 1989; Dunne, 2005; Gul et al., 2012; Chryssoulis and McMullen, 2016) reporting that naturally occurring gold surfaces are usually hydrophobic and almost readily found to be floated with a little or no collector addition at natural or near natural pH. As a result, most of the problems in gold flotation, are related to gold bearing minerals

rather than flotation of native gold and its alloys. Therefore, choice of proper flotation scheme according to ore mineralogy strongly dependent to chemistry (reagent type, pulp pH etc.) of the pulp (Adams, 2016).

As for gold-copper ores, xanthates are the most common collectors. Dithiophosphates, thionocarbomates, mercaptans and dialkyl sulfides are also employed as secondary collectors, in combination with xanthates (Klimpel, 1997). According to Bulatovic (2010), flotation of gold-copper ores containing pyrite, recovery of gold is strongly related to pyrite recovery. Pyrite is once reacted with collectors, it's rather difficult to depress and separate it from gold and chalcopyrite (Zheng and Manton, 2010). In industrial applications lime is widely used to control pH and to depress pyrite in cleaner stages, however using excessive amounts of lime also decreases the gold recovery.

In this study, flotation behavior of low grade gold ore containing certain amount of sulfides (mainly chalcopyrite and pyrite) were investigated comparatively without (collectorless) and with collector.

MATERIAL AND METHOD

Ore used in this study, were sampled from deposit and shipped to Eskisehir Osmangazi University Department of Mining Engineering Laboratory. Samples were previously dry ground to P_{80} size of 100 µm. They were split into 1000 g test charges for bench scale flotation tests. Samples were kept in freezer when not being handled.

All the head samples and flotation test products were analyzed at Bureau Veritas Commodities Canada Ltd., Vancouver, BC, Canada by ICP-ES/ICP-MS and by fire assay for gold. The average head assay results for gold and other major elements are summarized in Table 1.

Table 1. Head sample assays of gold and major elements

Au	g/t	1.4
Ag	g/t	1.1
Cu	%	0.2
Fe	%	5.2
S	%	1.4

Mineralogical analysis performed on polished and thin sections of drill core samples revealed that sulfide mineralization is dominated by pyrite and chalchopyrite. Chalcopyrite liberation is high at greater than 90%. Non-liberated chalchopyrite occurs as interstitial grains to subhedral to euhedral pyrite grain boundaries. Trace amounts of sphalerite and sometimes galena is also present at some sections. The native gold particles are associated with chalcopyrite. They either occur, at chalcopyrite-pyrite contacts or proxies for chalcopyrite in pyrite. Gold grains are in the 30 µm and finer size range. As for gang minerals, quartz and mica are the most abundant minerals with moderate amounts of feldspar, carbonates and pyrite. There are also minor amounts of clay and Mg silicates are present.

Bench scale flotation tests were conducted in a 1.5-litre standard laboratory Denver cell, operated at an impeller speed of 1000 rpm and air rate of 5 l/min. Tap water was used to make up approximately 35% solids by weight. The slurry pH was adjusted by using lime. Aerofroth 70 (AF70, Cytec Industries Inc., MIBC equivalent) as frother. The pulp was agitated for a period of 9 min., so that any differences in pH between each test would be stabilized. Frother was added and conditioned for 1 min. before the air entered the pulp. Scraping of the froth was performed every 30 s. Concentrates were collected over a 180 s. at roughing stages. In the case of flotation tests with collector, potassium amyl xanthate (PAX) was utilized. Conditioning time was 3 min. after the pH adjustment. Finally, open circuit

flotation tests with two cleaning stages were performed with and without collector at determined conditions. At cleaning stages, froth collection times were 120 and 90 s. at 1st and 2nd cleaning stages, respectively.

RESULTS AND DISCUSSIONS

At rougher stage, collectorless flotation conditions were optimized for pH and frother dosage. Three levels of pH (natural pH of ore, pH 8, pH 9) and frother dosages (12, 24 and 48 g/t) were tested. The effects of frother dosage is given for different levels of pH in Figure 1.

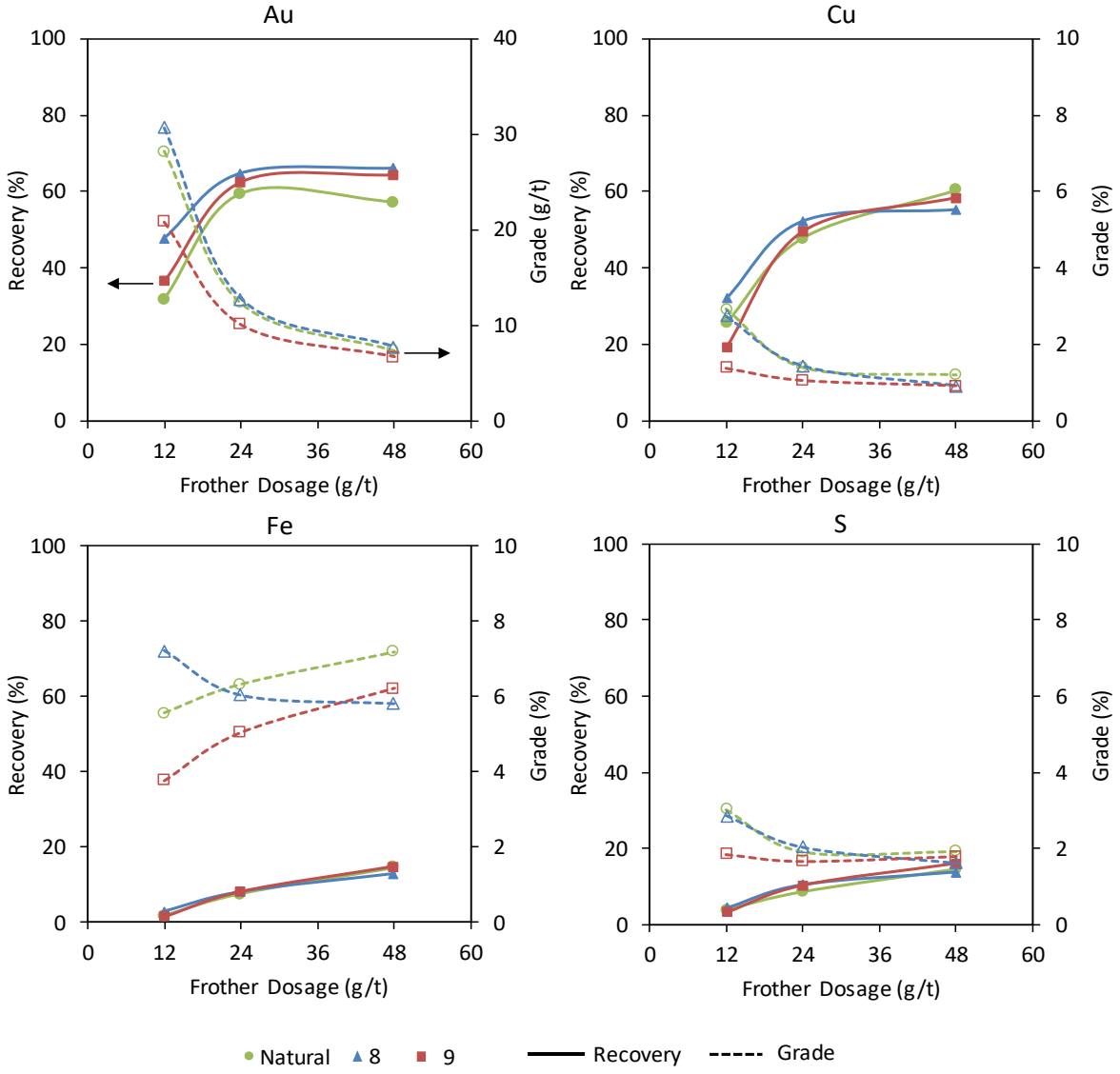


Figure 1. Effects of frother dosage at different levels of pH

It can be seen that recoveries increase with increasing frother dosages at all pH levels while corresponding grades relatively decreasing. In general, Au recoveries up to 65% were obtained. For all pH levels and frother dosages, Fe and S recoveries are below %15 while having 60% recoveries for Cu. Hence, it could be depicted that collectorless flotation is successful and selective against pyrite at certain level.

Regardless of the frother dosage, higher Au recoveries and grades were acquired at pH 8 compare to the natural pH of the ore and pH 9. Au grade is the highest at frother dosage of 12 g/t at pH 8. This scenario is similar for Cu grade as well except that it is slightly better at natural ore pH. As for Fe and S, studied pH levels don't create a significant impact on recoveries. However, at natural and pH 8, Fe and S grades are higher parallel to the Cu grades indicating selective chalcopyrite beneficiation at frother dosage of 12 g/t.

In collectorless flotation tests, pH 8 was determined to be the optimum pH value based on Au, Cu, Fe and S recoveries and grades. A new batch of tests were carried out using potassium amyl xanthate (PAX) as a collector. Two levels of collector (15, 30 g/t) and frother (12, 24 g/t) dosages were tested.

Flotation tests with a collector (PAX) were carried out in an effort to increase recoveries and grades obtained in the collectorless flotation tests. In Figure 2, effects of collector dosage at different frother dosages are presented comparatively with collectorless flotation tests. As it can be seen, collector addition increases recoveries at about 10-20% for both Au and Cu, while slightly decreasing Au grades without altering Cu grades. In the case of Fe and S, collector addition was resulted in an increased recoveries and grades significantly. This might suggest that pyrite also floated in presence of collector, even more compare to the native gold, chalcopyrite, and gold bearing chalcopyrite. Furthermore, increasing collector dosage from 15 g/t to 30 g/t did not affect the recoveries and grades

for all metals.

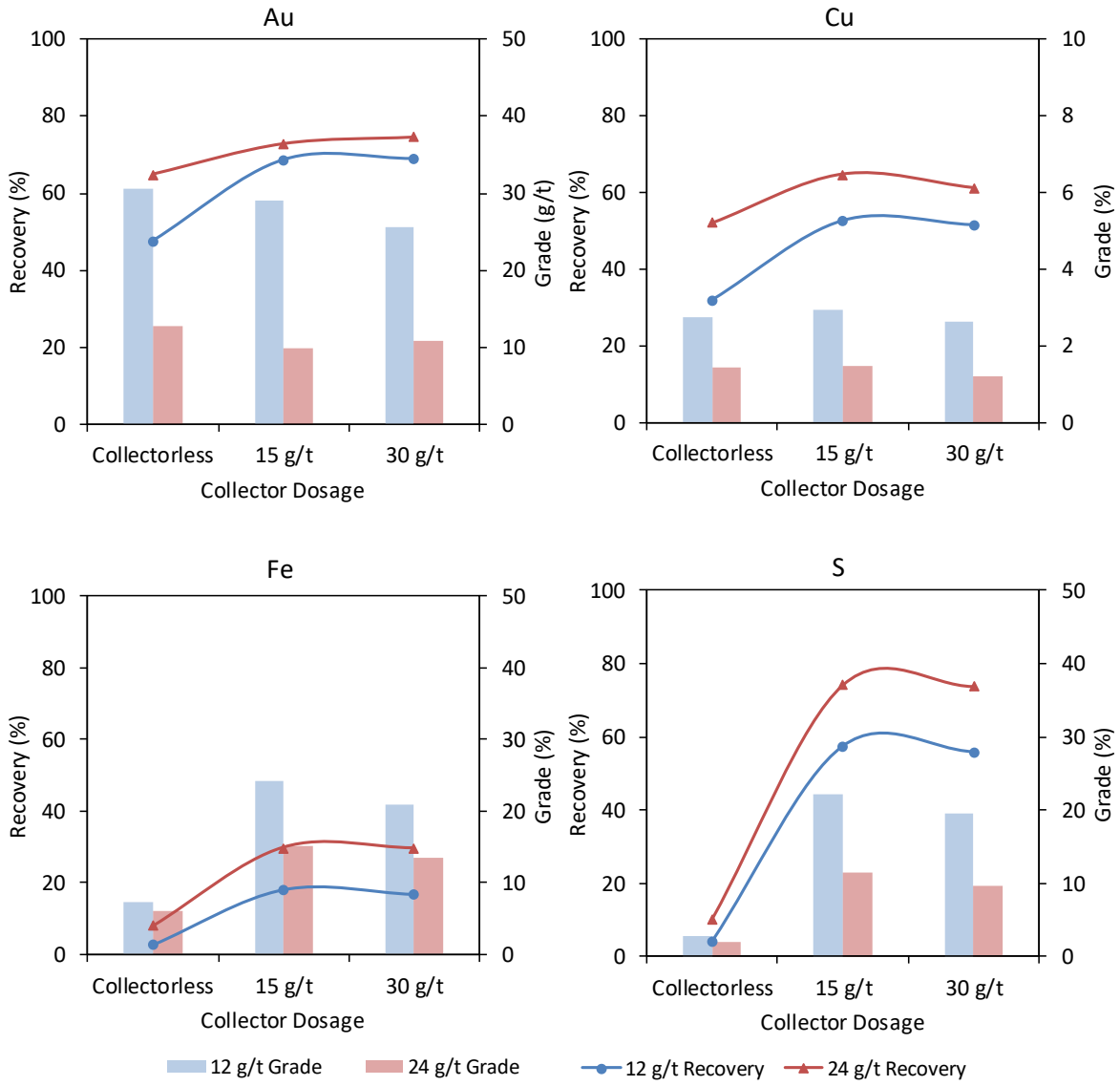


Figure 2. The effect of collector dosage at 12 and 24 g/t frother dosages

Open circuit flotation tests with two cleaner stages were performed with and without collector (Table 2). At cleaning stages, pH is increased to 10 by using lime for depressing pyrite.

Table 2. Open circuit test conditions

Test	Stage	pH	PAX (g/t)	AF70 (g/t)	Flotation Time
Collectorless (Low Frother Dosage)	Rougher	8	-	12	180
	1st Cleaner	10	-	-	120
	2nd Cleaner	10	-	-	90
With Collector	Rougher	8	15	12	180
	1st Cleaner	10	-	-	120
	2nd Cleaner	10	-	-	90
Collectorless (High Frother Dosage)	Rougher	8	-	24	180
	1st Cleaner	10	-	-	120
	2nd Cleaner	10	-	-	90

Results of open circuits flotation tests are represented in Table 3 and Figure 3

Figure 3.Results of open circuit flotation tests. As seen, overall metal recoveries are higher about 15% with collector while having similar Au and Cu grades indicating that overall sulfide flotation is enhanced. This shows loss in selectivity as evident by quiet higher Fe recovery and grade obtained with collector. After two cleaning stages, in collectorless flotation, final concentrate having 221.57 g/t Au and 21.08 % Cu was obtained with 43.89% and 31.55% recoveries respectively while having 85.80 g/t Au and 9.59 % Cu with 59.14% and 46.12% recoveries respectively, with collector. Fe recovery and grade were considerably higher with collector implying that significant amount of pyrite is recovered.

Table 3. Results of open circuit flotation tests

Conditions	Stage	Assays (Au in g/t, Cu, Fe and S %)				Distributions (%)			
		Au	Cu	Fe	S	Au	Cu	Fe	S
Collectorless 12 g/t Frother	Rougher	28.09	2.94	8.00	3.80	50.51	39.88	3.71	6.82
	1st Cleaner	128.96	12.91	14.63	13.88	47.31	35.78	1.39	5.09
	2nd Cleaner	221.57	21.08	19.41	21.32	43.89	31.55	0.99	4.22
With Collector 12 g/t Frother	Rougher	29.46	3.35	26.25	25.07	68.51	54.37	17.15	59.26
	1st Cleaner	49.73	5.56	39.43	41.25	66.45	51.82	14.81	56.03
	2nd Cleaner	85.80	9.59	35.16	36.45	59.14	46.12	6.81	25.54
Collectorless 24 g/t Frother	Rougher	10.45	1.35	6.14	2.36	63.44	54.45	10.11	13.94
	1st Cleaner	51.00	5.83	9.29	6.49	56.82	43.31	2.81	7.03
	2nd Cleaner	112.39	12.11	13.72	12.27	53.79	38.64	1.78	5.71

In an effort to increase recoveries, frother dosage was increased to 24 g/t in collectorless flotation. As can be seen from the Table 3 and Figure 3, this lead to about 10% higher Au and Cu recoveries while having lower grades. However, the obtained Au and Cu grades and recoveries are competitive to the values obtained with collector. Selectivity in terms of pyrite rejection were quiet high as well. A final concentrate containing 112.39 g/t Au and 12.11 % Cu was obtained with 53.79% and 38.64% recoveries respectively.

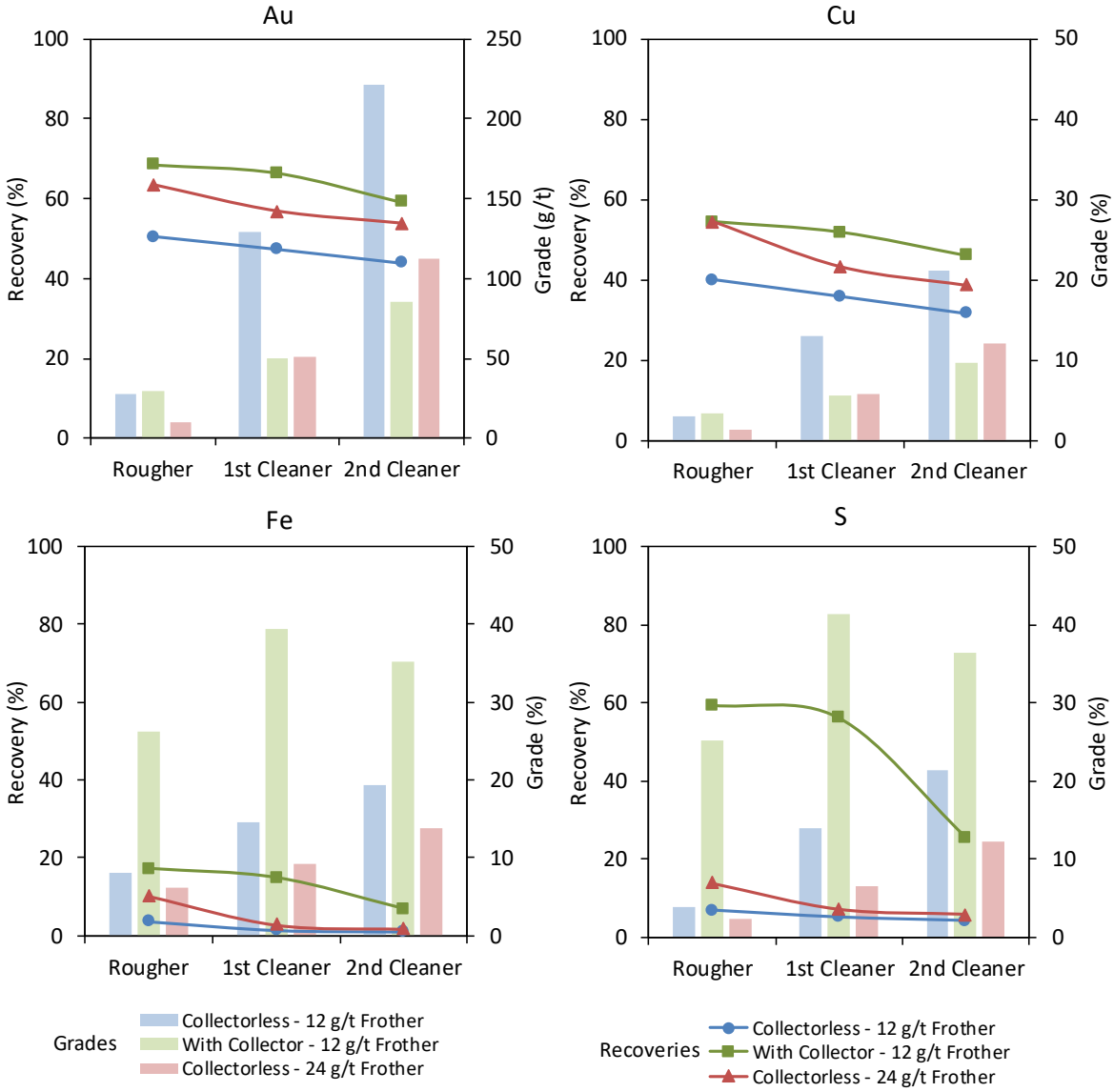


Figure 3.Results of open circuit flotation tests

CONCLUSIONS

Final concentrate containing 112.39 g/t Au, 12.11 % Cu, 13.72% Fe and 12.27% S was obtained with 53.79%, 38.64%, 1.78% and 5.71% recoveries, respectively in open circuit collectorless flotation tests with two cleaning stages. In flotation tests with collector, final concentrate having 85.80 g/t Au, 9.59 % Cu, 35.16% Fe and 36.45% S was obtained with 59.14%, 46.12%, 6.81% and 25.54% recoveries, respectively. Fe recovery and grade were considerably lower in collectorless flotation implying improved

flotation selectivity. It was also possible to obtain even cleaner final concentrate containing 221.57 g/t Au, 21.08 % Cu, 19.41% Fe and 21.32% S with 43.89%, 31.55%, 0.99% and 4.22% recoveries, respectively with lower frother dosage in collectorless flotation.

Collectorless flotation could certainly be an option for ores with suitable mineralogy for the differential flotation of gold. It also inhibits pyrite flotation without necessitating usage of high amount of lime which could also depress gold in certain extent. Bearing in mind that this study was performed with dry ground samples, comparison of the effect of grinding conditions (dry vs wet) prior to flotation is a subject of ongoing research.

REFERENCES

Adams, M. D. (2016). Gold Ore Processing: Elsevier Science.

Aksoy, B., and Yarar, B. (1989). Natural hydrophobicity of native gold flakes and their flotation under different conditions. Processing of complex ores, (Vol. pp. 19-27).

Allan, G. C., and Woodcock, J. T. (2001). A review of the flotation of native gold and electrum. *Minerals Engineering, 14*(9), 931-962. doi:Doi 10.1016/S0892-6875(01)00103-0

Bulatovic, S. M. (2010). Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice: Volume 2: Flotation of Gold, PGM and Oxide Minerals (Vol. 2): Elsevier.

Chryssoulis, S. L., and McMullen, J. (2016). Mineralogical Investigation of Gold Ores. In M. D. Adams (Ed.), Gold Ore Processing (Second Edition) (pp. 57-93): Elsevier.

Dunne, R. (2005). Flotation of gold and gold-bearing ores. *Developments in Mineral Processing, 15*, 309-344.

Fuerstenau, M. C., Jameson, G. J., and Yoon, R. H. (2007). Froth Flotation: A Century of Innovation: Society for Mining Metallurgy and Exploration.

Gul, A., Kangal, O., Sirkeci, A. A., and Onal, G. (2012). Beneficiation of the gold bearing ore by gravity and flotation. *International Journal of Minerals Metallurgy and Materials, 19*(2), 106-110. doi:10.1007/s12613-012-0523-4

Klimpel, R. R. (1997). An Approach to the Flotation of Complex Gold Ores Containing Some Free Gold and/or Some Gold Associated with Easily Floatable Sulphide Minerals. World Gold, (Vol. 97, pp. 109-113).

Klimpel, R. R. (1999). Industrial experiences in the evaluation of various flotation reagent schemes for the recovery of gold. *Minerals & metallurgical processing, 16*(1), 1-11. doi:https://doi.org/10.1007/BF03402850

Zheng, X., and Manton, P. (2010). A potential application of collectorless flotation in a copper/gold operation. *Minerals Engineering, 23*(11-13), 895-902. doi:10.1016/j.mineng.2010.02.004

DÜZ ZİNCİRLİ KSANTATLARIN TOPLAYICI DERİŞİMİ VE HAVA AKIŞ HIZINA (HAH) BAĞLI OLARAK GALEN FLOTASYONUNA ETKİSİNİN İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF THE EFFECT OF STRAIGHT-CHAIN XANTHATES ON GALENA FLOTATION DEPENDING ON COLLECTOR CONCENTRATION AND AIR FLOW RATE (AFR)

G. Ergen [1], S. Özün [1,2,]*, W. Liu [2]

[1]*Süleyman Demirel Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
[2]*The University of Utah, Department of Metallurgical Engineering*
*(*Sorumlu yazar: savasozun@sdu.edu.tr)*

ÖZET

Ksantatların toplayıcılık kuvveti, dolayısıyla flotasyon verimine olan etkisi artan hidro-karbon (C-H) zincir uzunluğuna bağlı olarak artmaktadır. Toplayıcı derişimi ve hava akış hızı da flotasyon verimini etkileyen önemli değişkenlerin başında yer almaktadır. Bu çalışma kapsamında farklı zincir uzunluklarına sahip ksantat türü toplayıcıların (potasyum etil ksantat; potassium ethyl xanthate: PEX ve potasyum amil ksantat; potassium amyl xanthate; PAX) galen flotasyon verimine olan etkileri toplayıcı derişimine ve hava akış hızına bağlı olarak asidik-bazik pH değerlerinde incelenmiştir. Sonuçlar; her iki ksantat türü için de flotasyon verimlerinin ortam pH değerine bağlı olarak değişiklik gösterdiğini, en yüksek flotasyon verimlerinin bazik pH koşullarında elde edildiğini göstermiştir. Sonuçlar ayrıca artan toplayıcı miktarı ile galen flotasyon veriminin arttığını ve uzun hidro-karbon zincirine sahip olan PAX varlığında flotasyon verimlerinin daha yüksek olduğunu göstermiştir. Farklı HAH değerlerinde gerçekleştirilen flotasyon deneylerinde ise yeterince hidrofobik yüzey özelliklerine sahip olmayan galen mineral tanelerinin yüksek HAH değerlerinde hava kabarcıklarından kolaylıkla koparak pülpe karıştığı görülmüştür. Yeterli hidrofobik yüzey özelliklerine sahip galen mineralleri ile gerçekleştirilen flotasyon testlerinde ise yüksek HAH değerlerinde yüksek flotasyon verimleri elde edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Galen, flotasyon verimi, ksantat zincir uzunluğu, toplayıcı miktarı, hava akış hızı

ABSTRACT

The collecting power, thus the effect of xanthate on flotation recovery increases with increasing hydro-carbon (C-H) chain length. The collector concentration and air flow rate are also important variables affecting flotation efficiency. In this study, the effects of xanthate with different chain lengths (potassium ethyl xanthate: PEX and potassium amyl xanthate; PAX) on galenA flotation recovery were investigated at acidic-alkaline pH values depending on the collector concentration and AFR. The results showed that for both xanthates, the flotation recoveries varied depending on the pH of the environment, and the highest flotation recoveries were obtained at alkaline pH conditions. The results also showed that the increase in flotation recovery of galena increased with increasing collector concentration, and the higher flotation recoveries were obtained in the presence of PAX having longer hydro-carbon chain. In the case of different AFRs, it was observed galena mineral particles which did not have enough hydrophobic surface properties were easily detached from air bubbles when higher AFRs were applied. Furthermore, the flotation recoveries with higher AFRs increased when the galena particles had the sufficient hydrophobic surface properties.

Keywords: Galena, flotatin recovery, chain length of xanthate, collector concentration, air flow rate

GİRİŞ

Serüzit ($PbCO_3$) ve anglezit ($PbSO_4$) ile birlikte en yaygın kurşun mineralleri arasında yer alan galen (PbS) en yüksek kurşun içeriğine sahip mineraldir. Doğada çoğunlukla sfalerit (ZnS), kalkopirit ($CUFeS_2$), pirit (FeS_2) ve gümüş ile birlikte bulunması nedeniyle yüksek tenörlü galen konsantresi elde edilebilmesi için zenginleştirme işlemleri çoğunlukla seçimli flotasyon uygulamaları ile yapılmaktadır (Craig ve Vaughan, 1994; del Villar vd., 2010).

Flotasyonla zenginleştirme işlemleri cevherin birden çok sülfürlü mineral içermesi durumunda; cevherdeki tüm sülfürlü minerallerin toplu konsantre (bulk konsantre) olarak ya da ayrı ayrı konsantreler halinde alınması olmak üzere iki farklı şekilde yapılabilmektedir. Ksantatların toplayıcılık kabiliyetlerinin uzayan hidro-karbon zinciri ile arttığı dikkate alındığında (Gaudin, 1957), toplu konsantre eldesi amaçlandı ise toplayıcılık kabiliyeti yüksek olan uzun hidro-karbon zincirli ksantat türevleri (PAX vb.) tercih edilmektedir. Uzun hidro-karbon zincirli ksantatların kullanımı ile ayrıca ince boyuta öğütülmüş sülfürlü minerallerin topaklanmaları ve ince boyutta öğütülmüş mineral tanelerine hidrofobik özellik kazandırılması kolaylaşmakta, dolayısıyla flotasyon verim artışı sağlanabilmektedir (Trahar ve Warren, 1976; Trahar, 1981; Hamilton ve Woods, 1986). İkinci durumda; her bir sülfürlü mineral için ayrı ayrı konsantrelerin eldesi amaçlandı ise zenginleştirme işlemlerinde toplayıcılık kabiliyetleri daha düşük olan kısa hidro-karbon zincirli ksantatların (PEX vb.) kullanımı tercih edilmektedir (Gaudin, 1957). Her iki durumda da ksantatların sulu çözeltilerdeki çözünürlüklerinin artan hidro-karbon zincir uzunluğu ile azalması sebebi ile, flotasyonla zenginleştirme işlemlerinde zincir uzunluğu 2-5 karbon atomu ile sınırlandırılmaktadır (Wang, 2016).

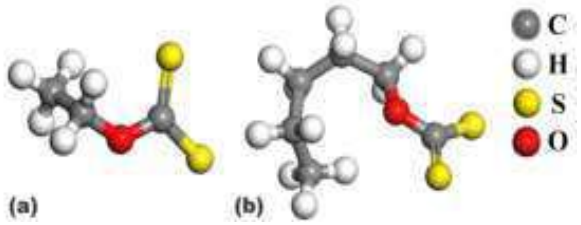
Hidro-karbon zincir uzunluğu dışında sülfürlü minerallerin flotasyonla zenginleştirilmesini etkileyen önemli değişkenler arasında ortam pH'ı, toplayıcı miktarı ve hava akış hızı (HAH) gelmektedir. Toplayıcı derişiminin yetersiz olması durumunda mineral yüzeyleri yeterince hidrofobik özellik kazanamamakta, çok fazla olması durumunda ise mineral yüzeyine çok tabakalı toplayıcı adsorpsiyonu gerçekleşmekte ya da miseller oluşmaktadır. Böylece flotasyon verimi olumsuz olarak etkilenmektedir. HAH ise hidrofobik özellik kazandırılmış mineral tanelerinin öncelikle köpük bölgesine daha sonra da flotasyon ünitesi dışına taşınmasında rol oynayan hava kabarcıklarının flotasyon başarısına olan etkileri belirleyen değişkenlerden birisidir. HAH pülp içesindeki hava kabarcıklarının miktarını belirlerken, artan HAH ile birlikte hava kabarcık miktarı artmaktadır. Böylece hidrofobik yüzey özellikleri kazandırılmış mineral taneleri ile hava kabarcıklarının karşılaşma olasılıkları da artmaktadır (Ozun ve Ergen, 2019). Bu bağlamda bu çalışma kapsamında sülfürlü minerallerin flotasyonla zenginleştirilmesi işlemlerinde yaygın olarak kullanılan düz ve farklı zincir uzunluklarına sahip PEX ve PAX 'in galen flotasyon verimine olan etkileri 1-50 ppm toplayıcı derişimlerinde ortam pH'ına bağlı olarak asidik-bazik pH değerleri arasında incelenmiştir. Çalışma kapsamında ayrıca HAH'nın (2.5-10 lt/saat) flotasyon verimine etkisi de düşük ve yüksek toplayıcı derişimlerinde ortam pH değerine bağlı olarak belirlenmiştir.

MALZEME VE YÖNTEM

Deneysel çalışmalarda kullanılan galen mineral numunesi Dursunbey, Balıkesir bölgesinde faaliyet göstermekte olan Aksu Madencilik firmasından temin edilmiştir. Yaş eleme yöntemi ile dar tane boyutunda sınıflandırılan numune mineral tanelerinin yüzeylerinin temizlenmesi amacıyla sırasıyla seyreltik HCl çözeltisi ve distile su ile yıkanmıştır. Tane boyutunun flotasyon başarısına etkisinin giderilmesi amacıyla mikroflotasyon testlerinde -106+75 mikron boyutlu fraksiyon kullanılmıştır. X-ışını floresans spektrometresi (X-ray flourescence; XRF) ve X-ışını difraksiyonu (X-ray diffraction; XRD) sonuçlarına göre numune %73'ün üzerinde Pb ve >%3 sfalerit, pirit ve kalkopirit içermektedir.

Mikroflotasyon testlerinde kullanılan ksantat numuneleri (potasyum etil ksantat; PEX, potasyum amyl ksantat; PAX) ECS Kimya'dan temin edilmiştir. Toplayıcıların moleküler yapı ve orbitalleri HF/6-31G (D) seviyesinde geometri optimizasyonu kullanılarak Gausssian 09 (Frisch vd., 2009) programı ile

gerçekleştirilmiştir (Şekil 1). Analizler öncesinde her bir toplayıcının distile su'da çözünmesi ile hazırlanan 250 ppm stok çözeltiler, distile su ilavesi ile 1-50 ppm/lt'ye seyreltilmiş ve pH düzenlemeleri seyreltik HCl ve NaOH çözeltileri kullanılarak gerçekleştirilmiştir.

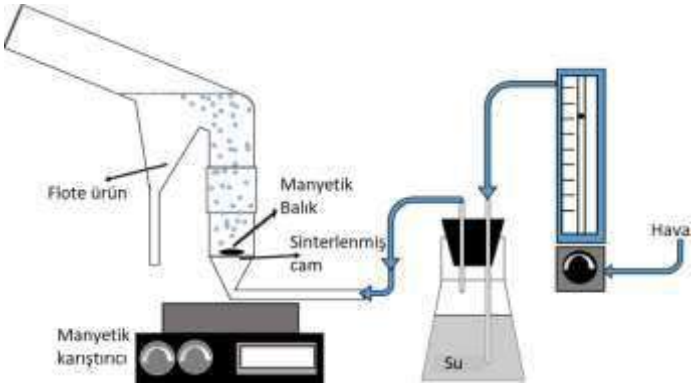


Şekil 1. Düz-zincirli (a) potasyum etil, (b) potasyum amil ksantatın yapısı

Zeta Potantsiyel Ölçümleri ve Mikroflotasyon Testleri

Zeta potansiyel ölçümleri lazer doppler hızölçer ile 5 nm-10 mikron boyutlarındaki tanelerin zeta potansiyellerini belirleyebilen Malvern Zetasizer Nano-Z cihazı kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Ölçümlerde -10 mikron tane boyutuna sahip temsili 10 mg galen numunesi 100 ml distile su içerisinde pH düzenlemelerinden sonra 5 dakika manyetik karıştırıcıda karıştırılmış, süre bitiminde Zetasizer numune hücresine aktarılarak zeta potansiyel ölçümüne tabi tutulmuştur. 3 ölçümün aritmetik ortalaması zeta potansiyel değeri olarak kabul edilmiştir.

Mikroflotasyon testleri ise Süleyman Demirel Üniversitesi, Mineral ve Kömür Hazırlama Teknolojisi Laboratuvarında çalışma kapsamında kurulumu gerçekleştirilen Hallimond Tüp test düzeneği (Şekil 2) kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Testlerde 1 gr galen numunesi 100 ml'lik beherde 5 dakika belirlenen pH ve flotasyon reaktifi koşullarında şartlandırma işlemine tabi tutulmuş, şartlandırma sonrasında Hallimond tüp'e aktarılan pülpün mikroflotasyon testleri belirlenen karıştırma hızı, HAH ve köpük toplama süresinde gerçekleştirilmiştir. Flotasyon verimleri flote edilen ve pülpte kalan numunenin ayrı ayrı kurutulup tartılması ile hesaplanmıştır.



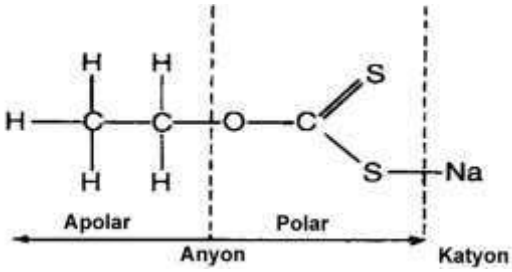
Şekil 2. Hallimond test ünitesinin şematik görüntüsü

DENEYSEL SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Toplayıcı Derişiminin Flotasyon Verimine Etkisi

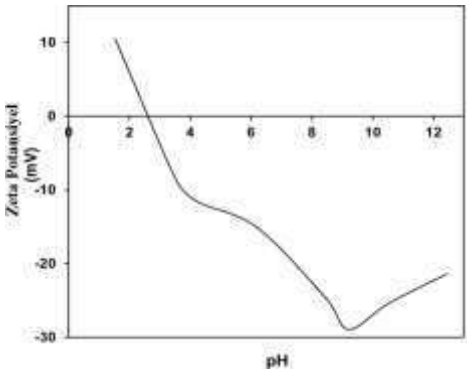
Sülfürlü minerallerin flotasyonla zenginleştirilmesinde standart toplayıcılar olarak kullanılan ksantatların toplayıcılık kabiliyetleri apolar (hidro-karbon; C-H) zincir uzunlukları, ortam pH değeri vb. değişkenlere bağlı olarak farklılıklar göstermektedir. Ksantatın apolar kuyruğundaki karbon sayısı 1 – 6 aralığında değiştiği dikkate alınırsa, ksantatlar toplayıcılık özelliği zayıftan güçlüye doğru; CH_3 (metil), C_2H_5 (etil) (Şekil 3), C_3H_7 (propil), C_4H_9 (bütil), C_5H_{11} (amil) ve C_6H_{13} (hekzil) ksantatlar şeklinde sıralanmaktadır. Böylece, apolar zincir (C-H) uzunluğunun artması ile birlikte toplayıcılık özellikleri

artmakta ancak cevherin birden çok sülfürlü mineral içermesi durumunda seçimlilik özellikleri azalmaktadır. Buna bağlı olarak daha uzun hidro-karbon (apolar) zincirleri olan ksantatlar kısa zincirli olanlara kıyasla yüzeye adsorbe olduklarında mineral yüzeyinin hidrofobiklik derecesini daha fazla arttırmaktadırlar (Gaudin, 1957). Bu bağlamda çalışmanın bu aşamasında farklı hidro-karbon zincir uzunluklarına sahip iki farklı ksantat türünün (PEX ve PAX) galen mineralinin flotasyon verimine olan etkileri 1-50 ppm toplayıcı derişimlerinde pH'a bağlı olarak incelenmiştir. Ksantatlar varlığında gerçekleştirilen mikroflotasyon testleri öncesinde galen numunesinin toplayıcısız ortamda flotasyon davranışları distile su içerisinde pH'a dayalı olarak yapılmış ve %10'un daha düşük flotasyon verimleri elde edilmiştir.



Şekil 3. Tipik bir ksantat toplayıcının yapısı (etil ksantat) (Wills, 2006; Haxhiaj vd., 2016)

Deneysel koşulları Çizelge 1'de verilen mikroflotasyon testleri öncesinde galenin pH'a dayalı zeta potansiyel değişimleri belirlenmiş ve sonuçlar grafiksel olarak Şekil 4'de sunulmuştur. Elde edilen sonuçlara göre galen minerali pH 2.5-3 aralığında isoelektrik (pH_{iep}) noktaya sahipken belirtilen pH değerlerinden daha asidik koşullarda pozitif (+), daha bazik koşullarda ise negatif (-) yönde artan zeta potansiyel değişimleri göstermekte ve yüksek bazik pH değerlerinde en düşük zeta potansiyel değerlerine (≈-30 mV) ulaşmaktadır.



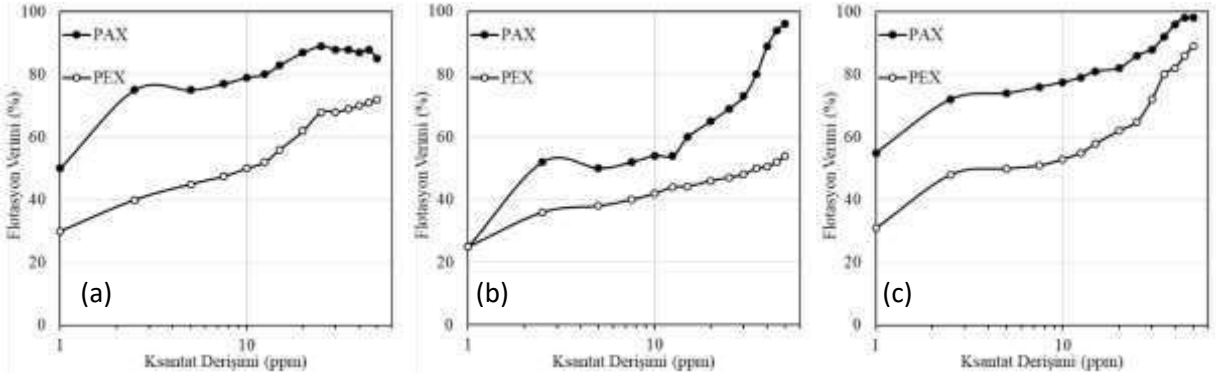
Şekil 4. Galen'nin pH'a dayalı zeta potansiyel değişimi

Çizelge 1. Mikroflotasyon testlerinde kullanılan deneysel koşullar

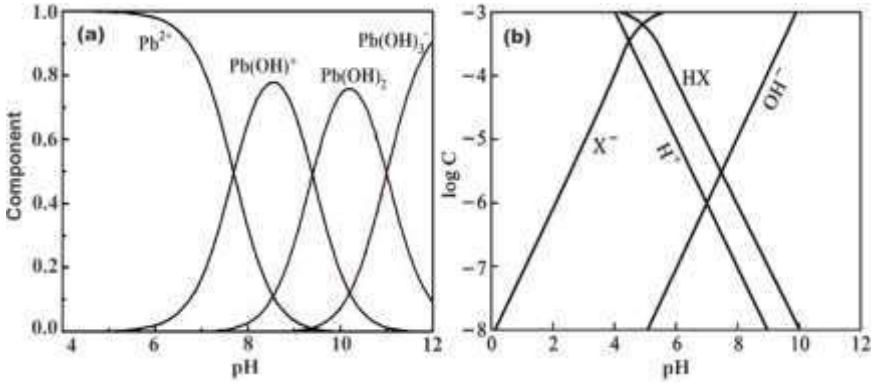
Tane boyutu	-106 +75 mikron
Mineral miktarı	1 gr
Karıştırma hızı	400 d/dk
Koşullandırma süresi	5 dk
pH	2 – 9.5
Hava akış hızı	4 lt/saat
Flotasyon süresi	2 dk
Toplayıcı derişimi	1 – 50 ppm

Şekil 5'de verilen 3 farklı pH aralığı için elde edilen galenin flotasyon verimleri incelendiğinde her iki toplayıcı için de flotasyon verimlerinin artan toplayıcı miktarı ile arttığı görülmektedir. Ayrıca daha uzun hidro-karbon zincir uzunluğuna sahip PAX varlığında her bir pH aralığı için flotasyon verimleri PEX varlığında elde edilen flotasyon verimlerinden yüksek çıktığı görülmüştür. Şekil 6'de verilen tür değişim diyagramları ve Şekil 4'de verilen zeta potansiyel değerleri dikkate alındığında pH 2-2.5 aralığında elde edilen yüksek flotasyon verimlerinin zıt yüklü Pb^{2+} ve ksantat monomerleri (X^-) arasında gerçekleşen elektrostatik etkileşim neticesinde elde edildiği sonucu çıkmaktadır. Azalan Pb^{2+} derişimi ile pH 6-6.5 aralığında her iki toplayıcı için de flotasyon verimlerinin bir miktar azaldığı görülmektedir. pH 9-9.5'da ise; ksantatın çözeltide çoğunlukla negatif yüklü monomer (X^-) olarak bulunduğu ve aynı pH değerlerinde galenin yine yüksek negatif şiddetli zeta potansiyel değerlerine (≈-30 mV) sahip olduğu dikkate alındığında; belirtilen pH değerlerinde yüksek flotasyon verimlerinin elde edilmesi, ksantat

monomerlerinin galen mineral yüzeyine ($Pb(OH)^+$) kimyasal olarak adsorplandığını sonucunu ortaya çıkarmaktadır (Kartio vd., 1999; McFadzean vd., 2012).



Şekil 5. Galen'in PEX ve PAX varlığında (a) pH 2-2.5, (b) pH 6-6.5 ve (c) pH 9-9.5'da toplayıcı derişimine dayalı flotasyon verim değişimi



Şekil 6. (a) Pb^{2+} (Qin vd, 2015) ve (b) Ksantatın (Yongxin ve Changgen, 1983; Somasundaran ve Wang, 2006) pH'a dayalı tür değişim diyagramı

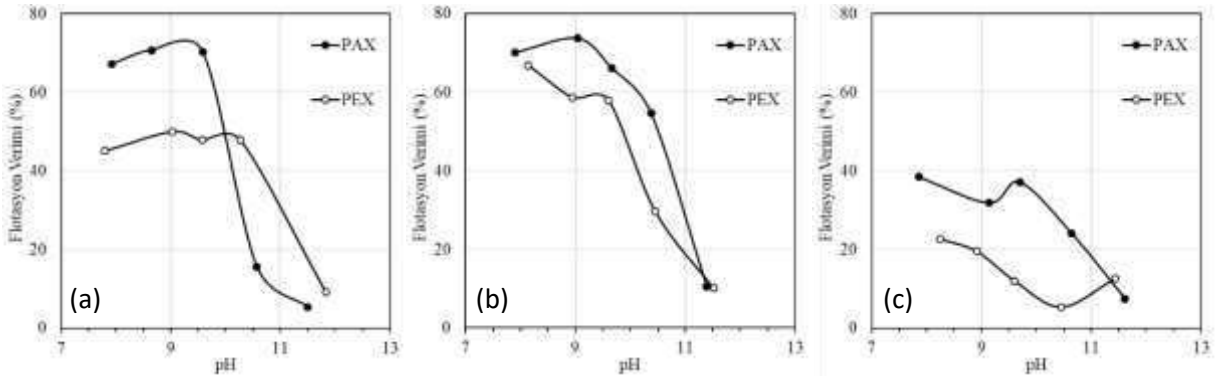
Hava Akış Hızının (HAH) Flotasyon Verimine Etkisi

Flotasyon işlemlerinde hidrofobik yüzey özellik kazandırılmış mineral tanelerinin flotasyon hücresi dışına taşınmasında başlıca sorumlu olan hava kabarcık sayısı flotasyon verimini etkileyen en önemli değişkenlerden birisidir. Pülp içerisine beslenen hava kabarcık miktarındaki artış, hidrofobik mineral tanelerinin hava kabarcıkları ile karşılaşma/çarpışma olasılığının artmasına neden olmaktadır. Bu artış pülpe beslenen HAH'nın artışı ile doğru orantılı olarak artmaktadır. Bu nedenle çalışmanın bu bölümünde galenin flotasyonla endüstriyel olarak zenginleştirilmesi ve ksantatların flotasyon uygulamalarında kullanımı için uygun koşullar dikkate alınarak HAH'nın galen flotasyon verimine olan etkilerinin belirlenebilmesi için 4 lt/saat – 10 lt/saat hava akış hızlarında >nötr pH değerlerinde flotasyon testleri gerçekleştirilmiştir. HAH'ın galen flotasyon verimine etkisinin belirlenebilmesi için toplayıcı miktarı 2.5 ppm olarak belirlenmiştir. Sonuçlar grafiksel olarak sırasıyla 4 lt/saat, 7 lt/saat ve 10 lt/saat HAH hızları için Şekil 7 (a-c)'de grafiksel olarak verilmiştir.

Şekil 7'de verilen sonuçlar incelendiğinde 4 lt/saat (Şekil 7-a) HAH için 2.5 ppm toplayıcı derişiminde en yüksek flotasyon verimlerinin her iki toplayıcı için de pH 9-10 aralığında olduğu görülmektedir. 4 lt/saat HAH'da PEX varlığında flotasyon verimi yaklaşık %50'ye çıkarken, bu değer PAX için %70'in üzerine çıkmıştır. HAH'nın 7 lt/saat'e çıkarılması ile birlikte flotasyon hücresine beslenen hava kabarcık sayısı, dolayısıyla flotasyon verimleri de artmıştır. Ancak hidrofobik mineral taneleri ile hava

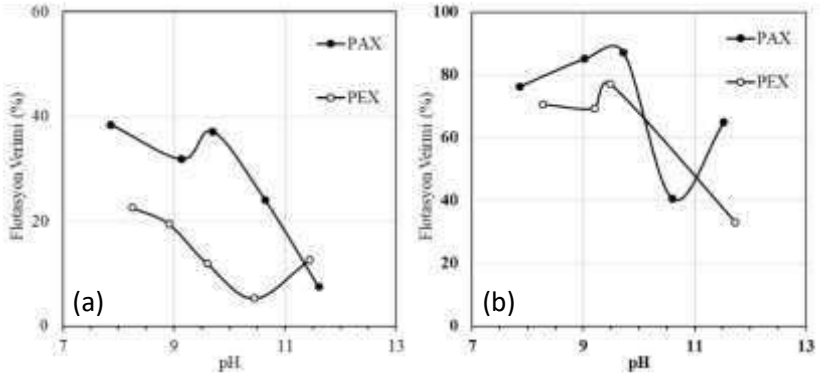
kabarcıklarının karşılaşma/çarpışma olasılığının artırılması, dolayısıyla flotasyon veriminin artırılması amacıyla HAH 10 lt/saat'e çıkarıldığında beklenenin aksine her iki toplayıcı için de flotasyon verimleri en düşük değerlerine (<%40) inmiştir. Sonuçlar ayrıca uzun hidro-karbon zincirine sahip olan PAX varlığında gerçekleştirilen mikroflotasyon testlerinde galen tanelerinin hava kabarcıklarına daha kuvvetli tutunduğunu ve sonuç olarak PEX varlığında gerçekleştirilen mikroflotasyon testlerinden daha yüksek flotasyon verimlerine neden olduğunu göstermektedir. Elde edilen bu sonuçların Gürsoy ve Öteyaka, 2015 tarafından gerçekleştirilen deneysel çalışmalardaki sonuçlarla uyumlu olduğu belirlenmiştir.

HAH aynı zamanda hava kabarcık boyutunu ve hava kabarcıklarının çarpışarak birleşebilmesini de etkileyen değişkenlerden birisidir. Cole (2010) ve Alkhalidi ve Amano (2014) tarafından gerçekleştirilen çalışmalarda; yüksek HAH hızlarında oluşan hava kabarcık boyutlarının benzer koşullar için düşük HAH hızlarında oluşan hava kabarcık boyutlarından çok daha büyük olduğu belirlenmiştir. Ayrıca büyük hava kabarcıklarının akışkan içerindeki yükselme hızlarının daha yüksek olduğu ve yüksek sürtünme kuvveti oluşturdukları da belirtilmiştir (Wang vd., 2010; Hassanzadeh vd., 2016; Sutherland, 1948; Schubert ve Bischofberger, 1979). Belirtilen bilimsel veriler dikkate alındığında; yüksek HAH'da oluşan büyük hava kabarcıklarının pülp içerisinde hızla yükselmesi, yeterli hidrofobik yüzey özelliğine sahip olmayan mineral tanelerinin (2.5 ppm toplayıcı derişimi kullanımı ile) hava kabarcıklarından kolaylık kopmasına ve düşük flotasyon verimlerinin elde edilmesine neden olduğu düşünülmektedir. Bunlara ek olarak; hava kabarcıklarının yüksek HAH nedeniyle birleşerek daha büyük hava kabarcıklarını oluşturmaları ve/veya yükselirken oluşturdukları sarmal şeklindeki hareket mekanizmaları flotasyon verimini etkileyen diğer değişkenler arasında gösterilebilir (Hassanzadeh vd., 2016; Cheng ve Holtham, 1995; Ata, 2011).



Şekil 7. Galen'in 2.5 ppm toplayıcı varlığında (a) 4 lt/dk, (b) 7 lt/dk ve (c) 10 lt/dk hava akış hızında pH'a dayalı flotasyon verim değişimi

Belirtilen sebepler dikkate alınarak çalışmanın bu bölümünde galen tanelerine öncelikli olarak yeterli hidrofobik yüzey özellikleri kazandırılması amacıyla 25 ppm toplayıcı (PEX ve PAX) derişimlerinde şartlandırma işlemine tabi tutulmuştur. Sonrasında 10 lt/saat HAH'da mikroflotasyon testlerine tabi tutulmuştur. 2.5 ppm ve 25 ppm toplayıcı varlığında 10 lt/saat HAH'nda elde edilen sonuçlar karşılaştırma kolaylığı açısından Şekil 8'de birlikte verilmiştir. Sonuçlar incelendiğinde galen tanelerinin yeterince hidrofobik olması durumunda hava kabarcıklarına daha kuvvetli tutunduğu ve yüksek HAH'ndan etkilenmediği belirlenmiştir. Böylece benzer koşullarda (10 lt/saat HAH) yetersiz hidrofobik galen mineralleri ile elde edilen düşük flotasyon verimlerinin (<%40), minerallerin hidrofobik yüzey özelliklerinin artırılması ile birlikte yaklaşık %80' e çıktığı görülmüştür.



Şekil 8. Galen'in 10 lt/dk hava akış hızı ve (a) 2.5 ppm, (b) 25 ppm toplayıcı derişiminde pH'a dayalı flotasyon verim değişimi

SONUÇLAR

Bu çalışma kapsamında gerçekleştirilen mikroflotasyon testleri ve elde edilen sonuçlar değerlendirildiğinde;

- Her iki ksantat kullanımında da galenin en yüksek flotasyon verimleri pH 8.5-9.5 aralığında elde edilmiştir. Toplayıcı miktarının artması ile birlikte her iki ksantat için de flotasyon verimleri de artmıştır.
- Ksantatın hidro-karbon zincir uzunluğu arttıkça galenin flotasyon verimine olan etkisi de artmış, PEX ile karşılaştırıldığında PAX varlığında benzer daha yüksek flotasyon verimleri elde edilmiştir.
- HAH'nın flotasyon verimine önemli bir etkisinin olduğu, artan HAH ile birlikte hidrofobik galen taneleri ile hava kabarcıklarının karşılaşma olasılığının arttığı, sonuç olarak flotasyon verimlerinin arttığı görülmüştür.
- Mineral tanelerinin yeterince hidrofobik yüzey özelliklerine sahip olmamaları durumunda yüksek HAH'dan olumsuz etkilendikleri, hava kabarcıklarından kolaylıkla koparak flotasyon verimlerinin düşmesine neden oldukları belirlenmiştir.

TEŞEKKÜR

Çalışmanın #4713-YL1-16 No'lu proje kapsamında finansal olarak desteklenmesini sağlayan SDÜ BAP Koordinatörlüğü'ne ve galen numunesi teminini sağlayan AKSU Holding Balıkesir Flotasyonla Zenginleştirme Tesis Müdürlüğü'ne teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Alkhalidi, A.A.T., Amano, R.S. (2014) Factors affecting fine bubble creation and bubble size for activated sludge. Water Environ. J., 29, 105−113.

Ata, S. (2011) The role of frother on the detachment of particles from bubbles. Miner. Eng., 24, 476−478.

Cheng, T.-W., Holtham, P.N. (1995) The particle detachment process in flotation. Miner. Eng., 8, 883−891.

Cole, K.E. (2010) Bubble size, coalescence and particle motion in flowing foams, Ph.D. Thesis, Imperial College, London.

Craig, J.R.; Vaughan, D.J. (1994) Ore Microscopy and Ore Petrography (2nd ed., pp 259−326). New York, USA: A Wiley-Interscience Publication, John Wiley & Sons, Inc.

del Villar, R., Desbiens, A., Maldonado, M., Bouchard, J. (2010) Advanced Control and Supervision of Mineral Processing Plants. New York, USA: Springer London Dordrecht Heidelberg.

Frisch, M.J., Trucks, G.W., Schlegel, H.B., Scuseria, G.E., Robb, M.A., Cheeseman, J.R., Scalmani, G., Barone, V., Mennucci, B., Petersson, G.A., Nakatsuji, H., Caricato, M., Li, X., Hratchian, H.P. ., Izmaylov, A.F., Bloino, J., Zheng, G., Sonnenberg, J.L., Hada, M., Ehara, M., Toyota, K., Fukuda, R., Hasegawa, J., Ishida, M., Nakajima, T., Honda, Y., Kitao, O., Nakai, H., Vreven, T., Montgomery, J.A., Peralta, J.E., Ogliaro, F., Bearpark, M., Heyd, J.J., Brothers, E., Kudin, K.N., Staroverov, V.N., Kobayashi, R., Normand, J., Raghavachari, K., Rendell, A., Burant, J.C., Iyengar, S.S., Tomasi, J., Cossi, M., Rega, N., Millam, J.M., Klene, M., Knox, J.E., Cross, J.B., Bakken, V., Adamo, C., Jaramillo, J., Gomperts, R., Stratmann, R.E., Yazyev, O., Austin, A.J., Cammi, R., Pomelli, C., Ochterski, J.W., Martin, R.L., Morokuma, K., Zakrzewski, V.G., Voth, G.A., Salvador, P., Dannenberg, J.J., Dapprich, S., Daniels, A.D., Farkas, Ö., Foresman, J.B., Ortiz, J.V., Cioslowski, J., Fox, D.J. (2009) Gaussian 09; Wallingford CT: Gaussian, Inc.

Gaudin, A.M. (1957) Flotation (2nd ed.). New York, USA: McGraw-Hill Book Company.

Hamilton, I.C., Woods, R. (1986) Surfactant properties of alkyl xanthates. Int. J. Miner. Process., 17, 113−120.

Hassanzadeh, A., Hassas, B.V., Kouachi, S., Brabcova, Z., Çelik, M.S. (2016) Effect of bubble size and velocity on collision efficiency in chalcopyrite flotation. Colloids Surf., A, 498, 258−267.

Haxhiaj, A., Fan, M., Haxhiaj, B. (2016) The Management of Lead Concentrate Acquisition in “Trepca”, International Journal of Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 1(1), 1-7.

Kartio, I., Laajalehto, K., Suoninen, E. (1999) Characterization of the ethyl xanthate adsorption layer on galena by synchroton radiation excited photoelectron spectroscopy. Colloids Surf., A, 154, 97−101.

McFadzean, B., Castelyn, D.G., O’Connor, C.T. (2012) The effect of mixed thiol collectors on the flotation of galena. Miner. Eng., 36−38, 211−218.

Ozun, S., Ergen, G. (2019). Determination of Optimum Parameters for Flotation of Galena: Effect of Chain Length and Chain Structure of Xanthates on Flotation Recovery, ACS Omega, 4, 1516−1524.

Qin, W., Wang, X., Ma, L., Jiao, F., Liu, R., Yang, C., Gao, K. (2015) Electrochemical characteristics and collectorless flotation behavior of galena: with and without the presence of pyrite. Miner. Eng., 74, 99−104.

Schubert, H., Bischofberger, C. (1979) On the optimization of hydrodynamics in flotation processes (Vol. 2, pp. 1261−1287). Proceedings of 13th International Mineral Processing Congress: Warszawa, Poland.

Somasundaran, P., Wang, D. (2006) Solution chemistry: minerals and reagents. In Developments in Mineral Processing 17, Amsterdam, Holland: Elsevier Science

Sutherland, K.L. (1948) Physical chemistry of flotation: XI. Kinetics of the flotation process. J. Phys. Chem., 52, 394−425.

Trahar, W.J. (1981) A rational interpretation of the role of particle size in flotation. Int. J. Miner. Process., 8, 289−327.

Trahar, W.J., Warren, L.J. (1976) The floatability of very fine particles - a review. Int. J. Miner. Process., 3, 103−131.

Wang, D. (2016) Flotation Reagents: Applied Surface Chemistry on Minerals Flotation and Energy Resources Beneficiation, Singapore: Springer.

Wang, L.K., Shammas, N.K., Selke, W.A., Aulenbach, D.B. (2010) Gas dissolution, release, and bubble formation in flotation systems. In Flotation Technology, Handbook of Environmental Engineering 12, Wang, L., Shammas, N., Selke, W., Aulenbach, D. (Eds.), Totowa, New Jersey, USA: Humana Press.

Wills, B.A., Napier-Munn, T. (2006) Mineral Processing Technology, 7th Edition, (Chapter 12, 267-352), Amsterdam, Boston: Elsevier.

Yongxin, L., Changgen, L. (1983) Selective flotation of scheelite from calcium minerals with sodium oleate as a collector and phosphates as modifiers. I. selective flotation of scheelite. Int. J. Miner. Process., 10, 205−218.

EFFECT OF GRINDING CONDITIONS ON LEAD-ZINC FLOTATION

I. Tokcan [1,*], V. Bozkurt [1]

[1]*Eskişehir Osmangazi University, Faculty of Engineering, Department of Mining Engineering, Division of Mineral Processing, Eskişehir, Turkey*
*(*Corresponding author: ikilickaplan@ogu.edu.tr)*

ABSTRACT

Grinding should not only be considered as a stage of comminution, but also it is the stage at which chemical reactions occur on the minerals' surfaces. Different grinding conditions, dry and wet, lead to different pulp chemistries. This becomes especially important in the flotation of sulphide minerals in terms of recovery and selectivity. There are limited studies investigating the effect of dry and wet grinding prior to flotation of sulphide minerals. In this study, effects of wet and dry grinding on the flotation of complex sulphide galena-sphalerite ore were investigated comparatively. Results were evaluated based upon recovery and grade. Preliminary results showed that dry grinding has advantages over wet grinding. Possible reasons behind this were discussed.

Keywords: Flotation, dry grinding, wet grinding

INTRODUCTION

The primary purpose of the grinding process is to prepare the ore for subsequent beneficiation. This preparation takes two forms as physical and chemical. In the case of sulphide minerals flotation, chemical preparation of the pulp becomes especially important. In the grinding of sulphide minerals, wet grinding is preferred over dry grinding mostly because of the less energy consumption and wet downstream processing requirements. However, it might be worth to investigate dry grinding option prior to flotation primarily due to the scarcity of water resources and possible advantageous over wet grinding. There are studies which overcome some of the obstacles in dry grinding. It may be possible that metallurgical advantage can be achieved in flotation following dry grinding if the mill is operated at the right condition with right parameters (Sachweh and Gerl, 2008).

Dry and wet grinding effect on flotation of complex sulphide mineral was studied by Feng and Aldrich (2000) through SEM (scanning electron microscopy) and AFM (atomic force microscopy). They claimed that dry ground samples have relatively rough surfaces with a high concentration of microstructural defects, while wet ground samples have smoother and cleaner surfaces. Thus, dry grinding may lead to accelerate the dissolution of the particles after milling, as well as, the reagent adsorption onto the particle surface.

Pulp potential is another parameter which is affected by grinding environment, it is strongly related to flotation efficiency. Seke (2005) observed the pulp potential has significantly affected by grinding environment (wet or dry), as well as, minerals surface properties afterwards. This study pointed out that sphalerite recovery is higher whereas recovery of galena is lower after dry grinding. Palm et al. (2010) have also studied with lead-zinc ore which had been milled either wet or dry before flotation. The findings give higher sphalerite recovery and grade compare to wet milling like to Seke's results.

In this study, effects of wet and dry grinding on the flotation of complex sulphide galena-sphalerite ore were investigated comparatively.

MATERIAL AND METHOD

A bulk sample of a complex sulphide galena-sphalerite ore was used in this study. Part of this sample was utilized in wet milling (WM) while part of it had previously dry milled (DM, P_{80} = 50 µm). Dry milled (DM) samples was directly used in flotation tests after riffling in 850 g bags and kept frozen to avoid surface oxidation. Bulk sample utilized in wet milling were initially crushed below 3 mm then ground at 60% solids in stainless steel rod mill (Ø 200x250 mm), with 12.9 kg of stainless steel rods. This sample was ground for 52 minutes at the predetermined conditions to achieve the target P_{80} size of 50 µm. The chemical analysis of the samples was determined by Bureau Veritas Mineral Laboratories Acme Analitik Lab. Hiz. Ltd. Şti., which is shown in Table 1.

Table 1. Chemical analysis of the sample

Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	S
%	%	%	g/t	%	%
1.07	2.74	23.22	24	0.08	2.65

The particle size distributions of the ground ore were determined using Malvern Mastersizer Hydro 2000-MU instrument (Figure 1). As can be seen, the particle size distributions of the samples prepared for the flotation feeds are quite similar.

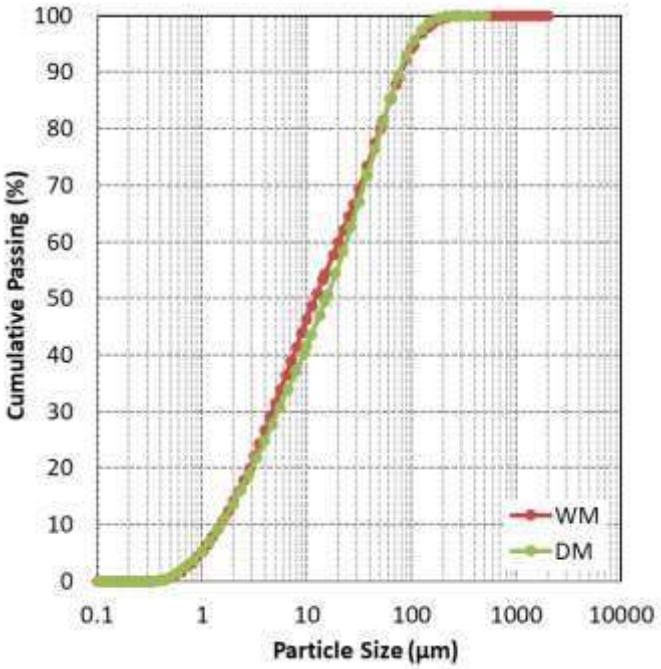


Figure 1. Size distribution of WM and DM samples

Flotation machine, Denver D12 type, 2.5 lt flotation cell and tap water were used for the batch flotation tests. All flotation tests were carried out at about 35% solids. The impeller speed was set at 1300 rpm at the air flow rate was 6 $dm^3\ min^{-1}$. Aerophine (3418-A) and Aerofroth (AF-70) from Solvay Chemicals were used as collector and frother, respectively. Sodium metabisulfide ($Na_2S_2O_5$) and sodium cyanide (NaCN) were used as sphalerite and pyrite depressant. Eventually, sodium isopropyl xanthate (SIPX) and copper sulphate ($CuSO_4$) was used as a sphalerite collector and activator in sphalerite flotation sequentially. Reagent solutions were prepared daily. Reagents were made up as 1% (v/v) stock solutions with distilled water. Lime was added to the pulp in solid form. The concentrates were collected

by manually scraping the froth at 12 minutes for galena flotation and 10 minutes for sphalerite flotation every 15 seconds using scraper blades. The pulp pH was controlled during flotation and adjusted if needed. Flotation pH and pulp potentials were monitored throughout the flotation experiments by using Hach HQD Portable Meter. The effects of pH and collector dosages were tested in flotation tests.

RESULTS

Galena Flotation

pH Effect

The pH of the pulp was varied between natural (the ore pH of 6.7), 8 and 8.6. The reagent dosages of the tests were determined by former tests and presented in Table 2. The feed is processed by selective flotation in which galena is floated first, while depressing sphalerite and pyrite.

Table 2. Test conditions of pH effect

	Reagents	Conditioning (min.)
Depressants	$Na_2S_2O_5$ (1000 g/t)	52
	NaCN (200 g/t)	
Collector	3418-A (30 g/t)	5
Frother	AF-70 (40 g/t)	1
pH	Natural, 8 and 8.6	

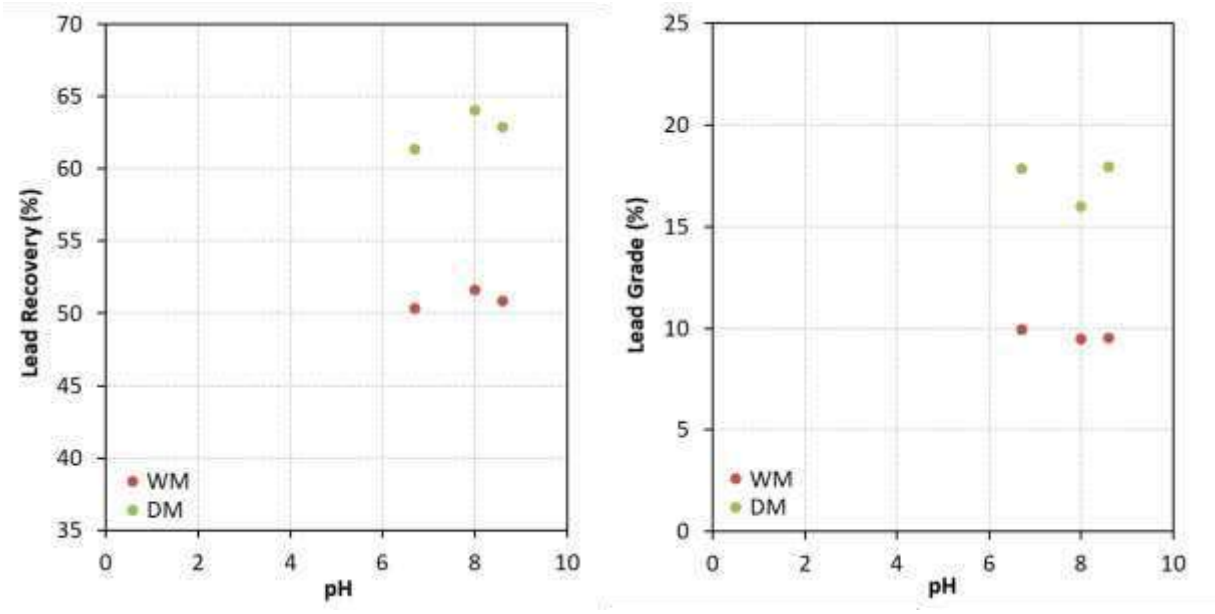


Figure 2. Results of galena flotation

Results of galena flotation tests are given in Figure 2. Even though the effect of pH on lead recoveries and grades seems to be not significant, there is a slight increase in lead recovery at pH 8 for dry milled sample (DM). Same trend in recovery values can also be seen for wet milling (WM). Parallel to these results lead grade of samples follows the same trend observed in recoveries which is shown in Figure 2.

Due to the flotation nature, it is not possible to recover minerals at %100 efficiency. Especially in galena-sphalerite selective flotation, a considerable amount of sphalerite might report to the galena flotation causing a loss of zinc recovery. To investigate the selectivity in galena flotation, zinc and iron recoveries in galena concentrate versus pH values are plotted in Figure 3. Zinc recoveries at all pH values are close to each other for WM sample. On the other hand, zinc recovery values increase at elevated pHs for DM sample. Increase in zinc recoveries in dry milled samples were also observed by other researchers as well (Feng and Aldrich, 2000; Seke, 2005; Palm et. al., 2010; Koleini et. al., 2012). Effects of pH on iron recovery values are similar for DM and WM samples.

Since these tests performed in lead rougher flotation, the pH value that highest recovery obtained was chosen. Therefore, with the highest recovery values pH 8 was chosen. Natural pH gave the lowest lead recovery while the highest zinc loss occurring at pH 8.6. This result is also parallel with the findings of Matabishi et al. (2000) who established that galena shows good floatability at pH 8.

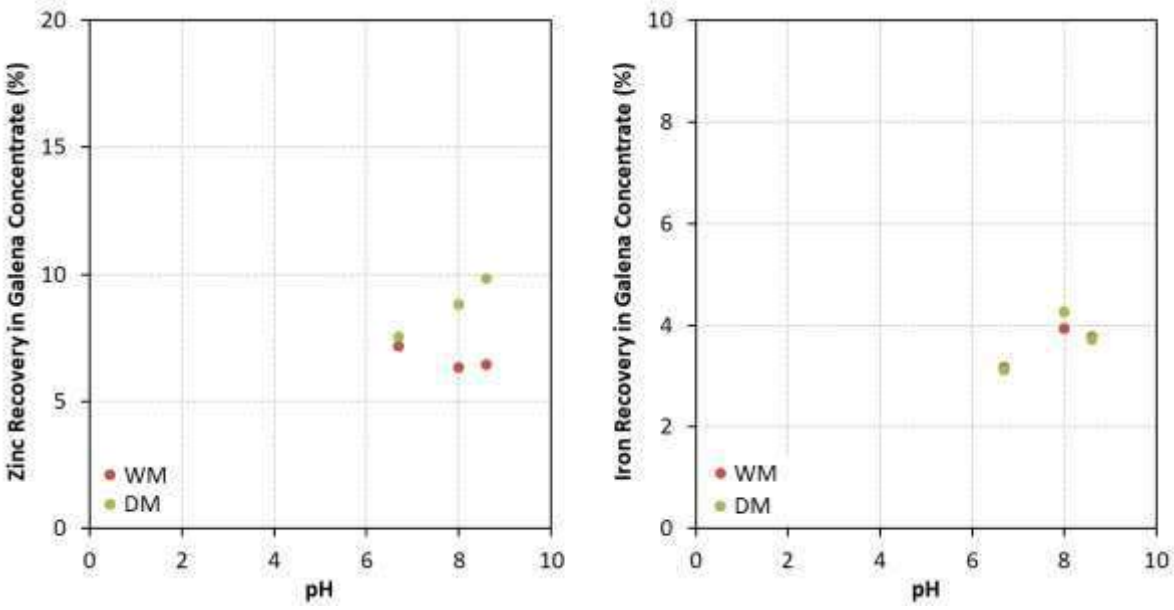


Figure 3. Selectivity in galena flotation

The results presented in this section showed that lead recovery and grade values are distinctly higher for dry milling. The discrepancy between samples is attributed to the difference in grinding environment. In order to investigate the effect of grinding environment, the optimum conditions of samples should be attained individually. Therefore, the effect of reagent dosages determined.

Dosage Effect

Flotation tests were carried out with varying collector dosages. Tests conditions are detailed in Table 3. The effect of increasing collector dosage on galena flotation can be seen in Figure 4. Lead recovery values partially escalate with increasing collector dosages for WM and DM samples. Lead grades are maximum at 30 g/ for both samples and follows the similar trend observed in lead recoveries. DM sample has higher recovery and grade values than WM sample.

Table 3. Test conditions of dosage effect

	Reagents	Conditioning (min.)
Depressants	$Na_2S_2O_5$ (1000 g/t), NaCN (200 g/t)	52
Collector	3418-A (30,45,60 g/t)	5
Frother	AF-70 (40 g/t)	1
pH	8	

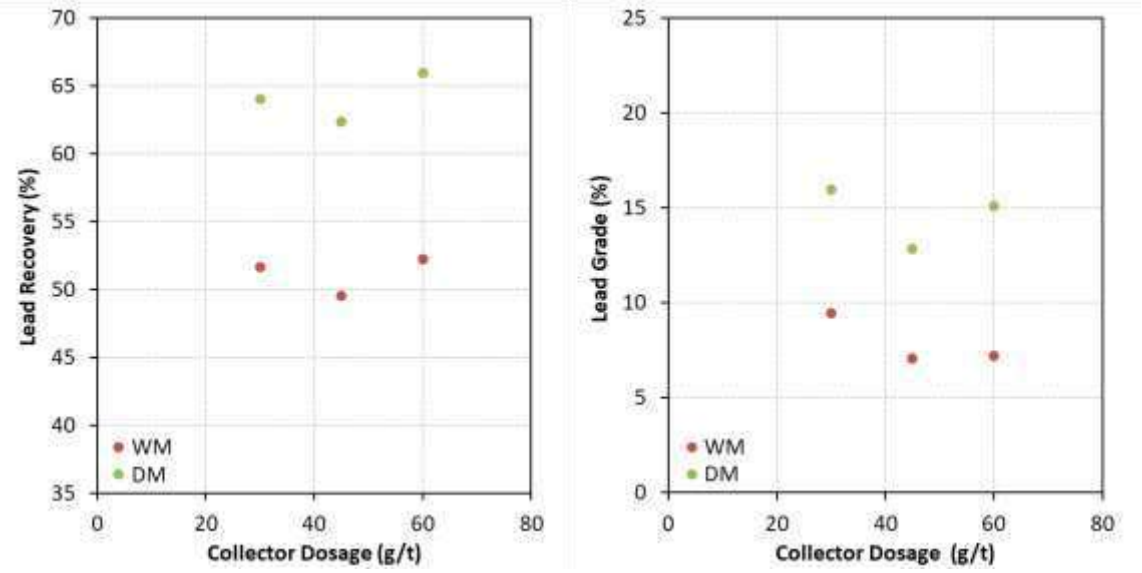


Figure 4. Effect of collector dosage on galena flotation

Zinc losses into galena concentrate dramatically increase with increasing collector dosages especially for DM sample compare to the WM sample (Figure 5). This is also parallel with the zinc recoveries observed in pH effect. Dry grinding resulted in significantly higher zinc recoveries with increasing collector dosages especially for DM sample. Iron recovery values at 30 g/t are similar for both samples, the difference between the recoveries increases with increasing dosages. At higher dosages, iron recoveries are higher for WM samples (Figure 5).

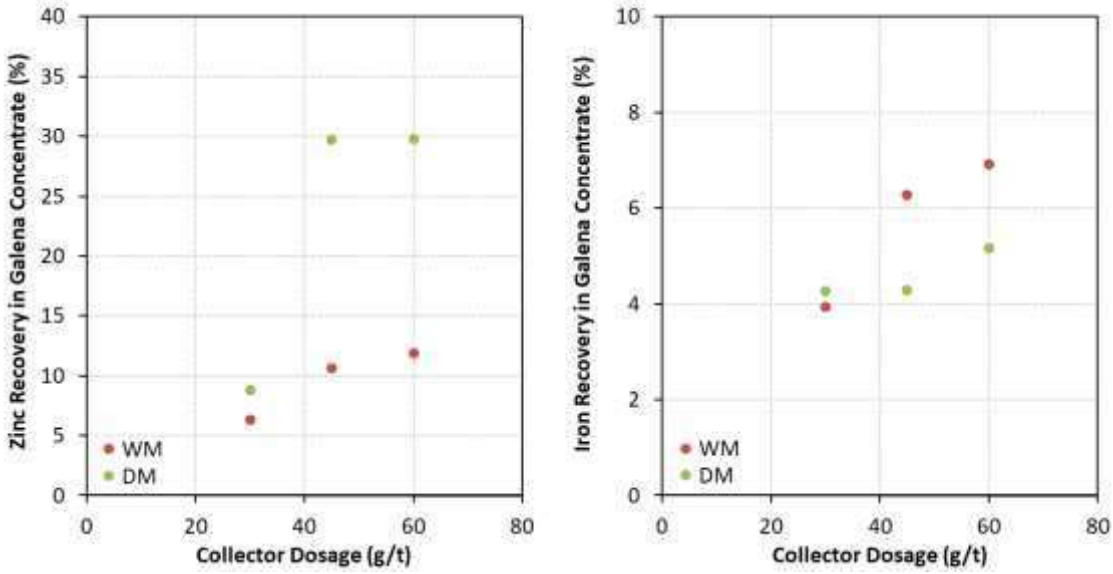


Figure 5. Effect of collector dosage on galena flotation selectivity

Lower collector dosages gave good results for DM sample in terms of zinc and iron selectivity. However, the results for WM sample were not satisfactory in terms of lead recoveries and grades. Therefore, depressant dosages were increased to obtain better flotation performance for WM sample at the same collector dosages. Further flotation tests were performed at increased depressant dosages, test conditions can be seen in Table 4.

Table 4. Test conditions of increased depressant dosages

	Reagents	Conditioning (min.)
Depressants	$Na_2S_2O_5$ (1500 g/t), NaCN (250 g/t)	52
Collector	3418-A (30,45,60 g/t)	5
Frother	AF-70 (40 g/t)	1
pH	8	

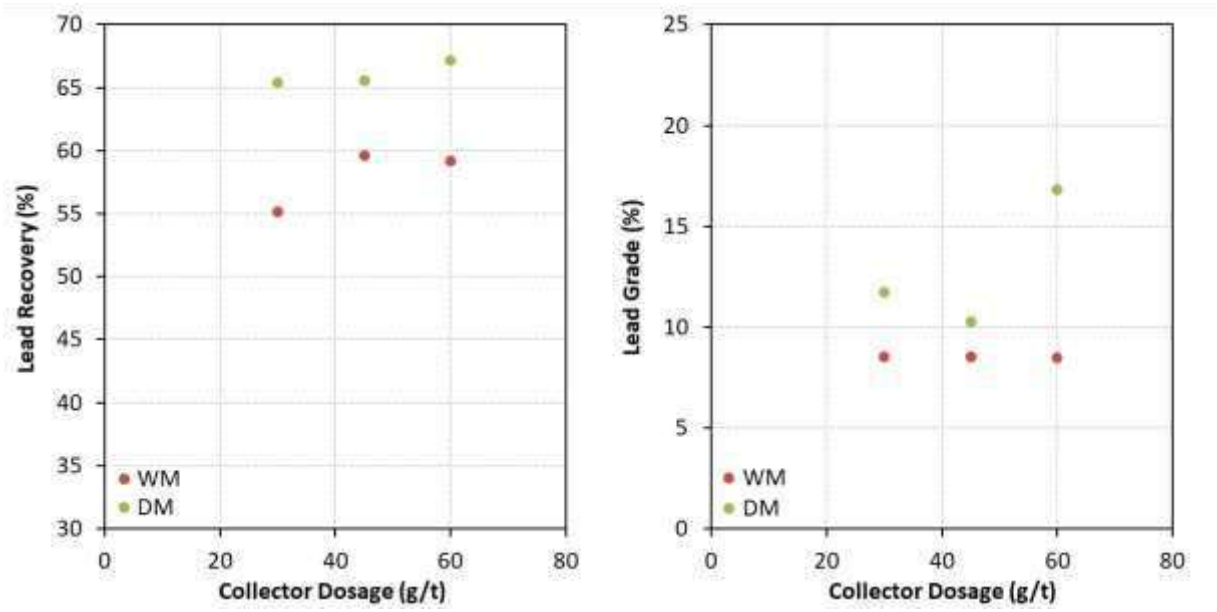


Figure 6. Effect of collector dosage on galena flotation at increased depressant dosages

Lead recovery values increase with collector dosage increment for both samples. Moreover, the lead grade values of WM sample were not affected from collector dosage changes whereas lead grade of DM sample reaches to maximum value at 60 g/t (Figure 6).

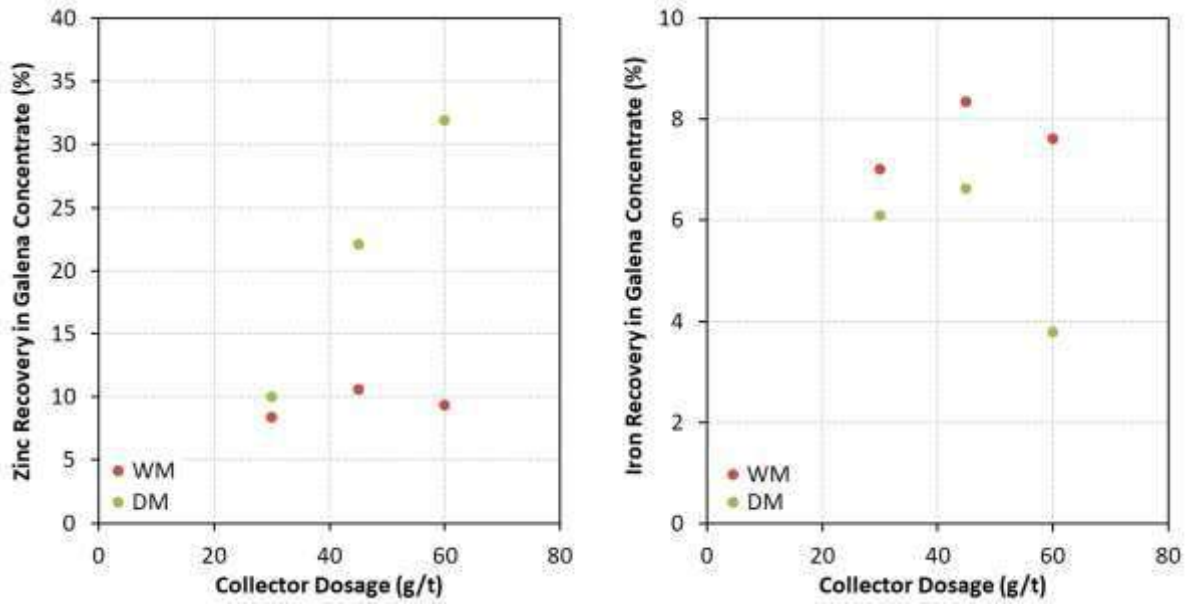


Figure 7. Effect of collector dosage on galena flotation selectivity at increased depressant dosages

DM sample has higher recovery and grade values than WM sample as observed in Figure 4. But similar to former tests which were performed at lower depressant dosages, zinc recovery into galena concentrate of DM sample significantly increases with increasing collector dosages (Figure 7). Iron recoveries are higher for WM sample but significantly decrease at 60 g/t for both samples especially for DM sample.

Consequently, due to the higher lead recovery and grade values and relatively lower zinc loss at 60 g/t collector dosage, higher depressant dosages ($Na_2S_2O_5$-1500 g/t, NaCN-250 g/t) and 60 g/t collector dosage (3418-A) was selected as optimum condition for WM sample. On the other hand, increasing depressant dosage does not affect flotation performance of DM sample positively. The zinc losses do not decrease despite the increment in depressant dosage. Low depressant ($Na_2S_2O_5$-1000 g/t, NaCN-200 g/t) and 30 g/t collector dosage is designated as optimum condition for DM sample.

Sphalerite Flotation

pH and Dosage Effect

After the determination of optimum conditions for DM and WM samples in galena flotation, pH and collector dosages were tested in sphalerite flotation. The sphalerite was floated further with sodium isopropyl xanthate (SIPX) after activation with copper sulphate ($CuSO_4$).test conditions are summarized in Table 5.

Table 5. Test conditions of sphalerite flotation

	Reagents	Conditioning (min)
Activator	$CuSO_4$ (1250 g/t)	30
Collector	SIPX (60, 90 g/t)	1
Frother	AF-70 (40 g/t)	1
pH	11, 11.5	

Flotation results are presented in Figures 8 and 9. At SIPX 60 g/t, as seen in Figures a and b, zinc recovery values are higher for WM sample than DM sample while zinc grades remaining similar. This is due to the zinc loss occurred in galena flotation for DM sample.

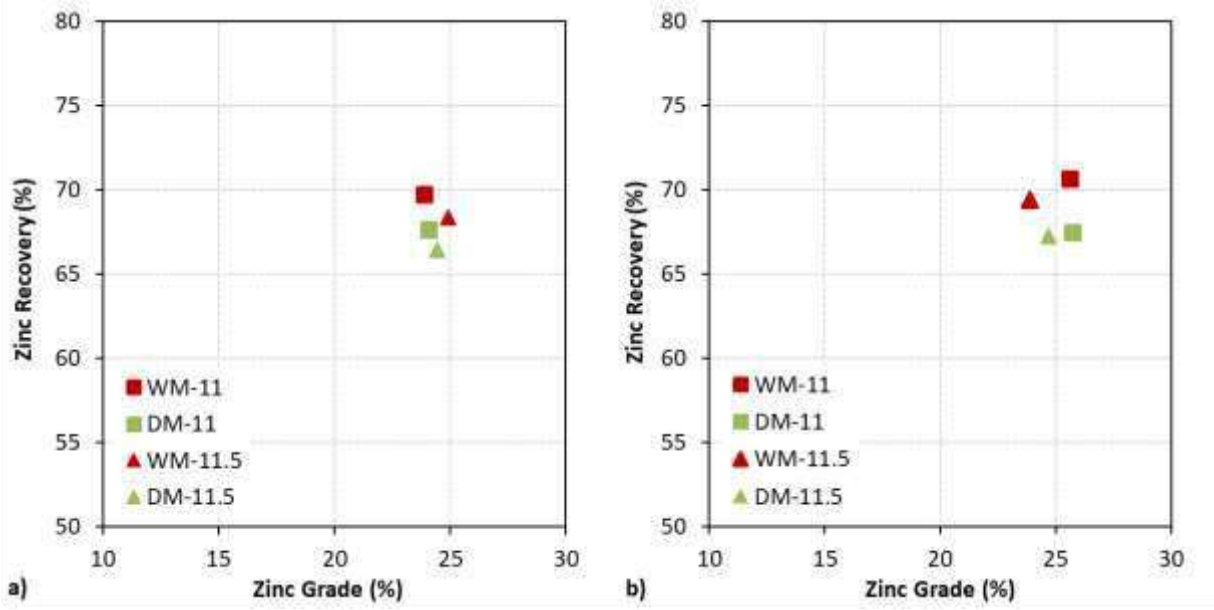


Figure 8. Zinc recovery and grade relationship at a) SIPX:60 g/t and b) SIPX:90 g/t

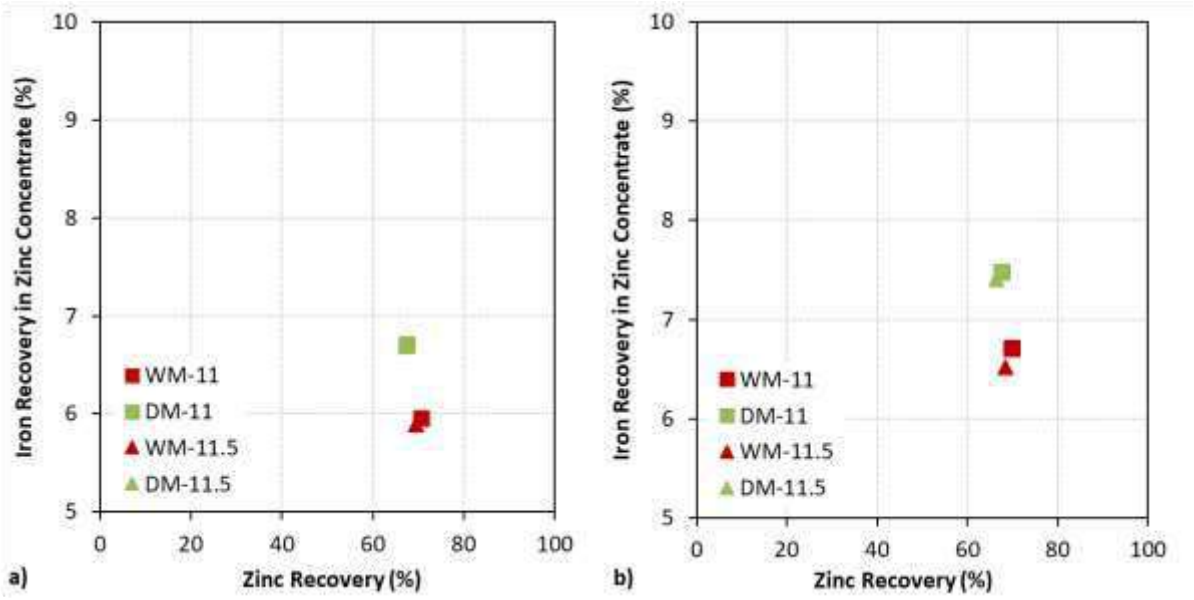


Figure 9. Iron recovery in zinc concentrate versus zinc recovery at a) SIPX:60 g/t and b) SIPX:90g/t

The selectivity between zinc and iron does not change for different pH values whereas it varies for different conditions (Figure 9). Iron recovery values increase with SIPX dosage enhancement and recoveries are higher for dry milling. As a result of sphalerite flotation tests, it is observed that there are no noteworthy differences between tested conditions on flotation performance. Therefore, condition with lower pH and collector dosage conditions is selected as optimum.

Pulp Potential Effect

Sulfide minerals' grinding is essential for effective flotation. Grinding processes may also have a detrimental effect on flotation. It is well known that water has a major influence on the galvanic interactions which may occur during the grinding process. These interactions take place within the pulp between different mineral surfaces, and also among grinding media and mineral surface affect flotation

efficiency of valuable mineral. Sulfide minerals usually behave like cathodes and the steel grinding media like anodes which release iron ions into the pulp. Released iron from steel media may detrimentally affect the minerals recovery, like chalcopyrite, sphalerite or galena (Peng et al, 2003; Peng and Grano, 2010). Thus, the grinding environment and media may play a significant role in the sulphide flotation recovery and selectivity.

Pulp potential values are moving towards to more negative reducing (cathodic) values in most of the sulphide systems due to removal of dissolved oxygen, since the grinding is usually performed in iron mills (Woodcock and Jones, 1970 a, b; Graham and Heathcote, 1982; Grano et al., 1994). The negative effect of reducing environment in the mill on flotation pulp has been investigated in many studies (Forssberg et al., 1993; Leppinen et al., 1998; Martin et al., 1991; Yuan et al., 1996a, b). The reducing potential has a risk that it may get down to a level where thiol collectors (as xanthate) can adsorb onto sulphide minerals and inhibit their floatation.

The difference between the flotation results of complex sulfide galena-sphalerite ore obtained after wet and dry grinding conditions could be attributed to the electrochemical potential of the pulp. Therefore, pulp potential values were measured in flotation pulp after dry and wet grinding. WM sample was fed to the flotation cell after 52 minutes of grinding in rod mill while DM sample directly fed to the cell. Then pulp potential values were monitored as a function of time. The results are presented in Figure 10. Overall it can be seen that pulp potential response of WM sample is significantly lower I.e. much more reducing condition than DM sample. This results in the flow of electrons from the grinding media to the mineral and the presence of water cause to the formation of hydroxides that might coat the mineral surface thus rendering it hydrophilic or less amenable to coverage by the collector. Since this effect is minimized for DM sample, more oxidized conditions obtained with DM sample might be resulted in oxidation of galena and sphalerite followed by the metal xanthate formation on the minerals. As a result, enhanced flotation of galena and sphalerite were observed in DM sample compare to the WM sample.

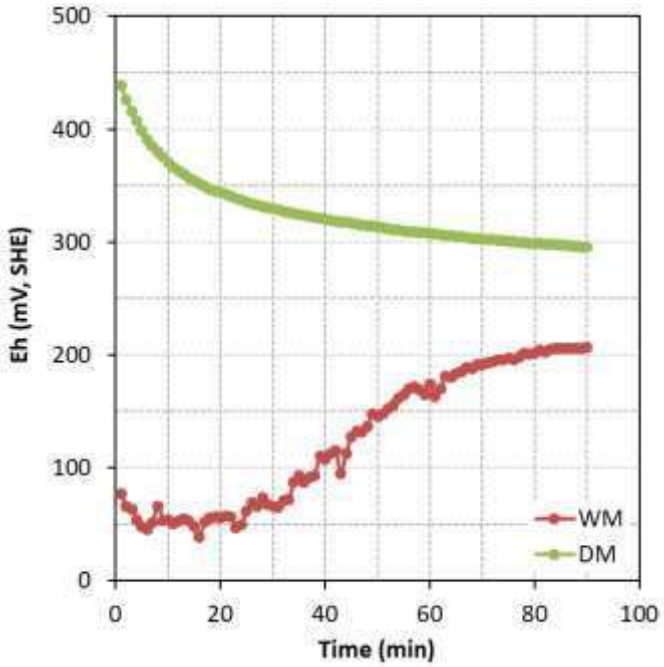


Figure 10. Pulp potential and time relationship

Similar results were obtained by Seke (2005) that grinding environment affected pulp potential and subsequently the minerals surface properties. Dry grinding cause more positive pulp potentials over

wet milling and the sphalerite recovery increased after dry grinding. Palm et. al. (2010) observed similar trend in sphalerite flotation. It is pointed out that dry grinding eliminated/minimized the negative effect of wet grinding hence galvanic interaction and resulted in better galena-and sphalerite flotation. Improved sphalerite and chalcopyrite flotation under more positive pulp potentials were also observed in the case of Cu-Zn sulfide ore by Koleini et. al.(2012).

CONCLUSIONS

As a result of the flotation tests carried out followed by dry and wet grinding, it is observed that the flotation performance of the galena-sphalerite ore is better for dry grinding relative to the wet grinding Electrochemical analysis of the pulp showed that wet grinding decreases the flotation performance of the ore. The oxidizing conditions in dry milling increase the flotation performance however; by accelerating the undesired reactivity of the sphalerite the selectivity decreases. The flotation agents used in this particular study did not result in an adequate performance of the selective sphalerite depression, which is the subject of ongoing research. To conclude, the change in the grinding conditions of identical samples has a significant effect on the pulp chemistry and flotation performance.

REFERENCES

Bushell, L.A. & Veitch, M.L. (1975). The influence of chemical environment during milling on the flotation of zinc from complex sulphide ores. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 76 Special Issue, Recent Advances in Minerals Dressing, 143.

Crosbie, R., Robertson, C., Smit, I. and Ser, V. (2005). The benefits of inter-particle comminution on flotation. In Proceedings Centenary of Flotation Symposium, 823-828 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).

Feng, D. & Aldrich, C. (2000). A comparison of the flotation of ore from the Merensky Reef after wet and dry grinding. International Journal of Mineral Processing, 60 (2), 115-129.

Forssberg, E. & Subrahmanyam, T.V. (1993). Grinding, pulp chemistry and particle floatability. Proceedings of the XVIII International Mineral Processing Congress, Sydney, Vol. 1. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, 1–6.

Gaudin, A. M. (1926). An investigation of crushing phenomena, Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, LXXIII:253 – 316.

Graham, R. & Heathcote, C.R. (1982). The effect of the oxidation state of the pulp on the selective flotation of chalcopyrite from Black Mountain ore, Proceedings 12th CMMI Congress By Glen, H.W.(Ed.), The South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, 867-877.

Grano S.R., Wong, P., Skinner, W., Johnson, N.W. and Ralston, J. (1994). The effect of autogenous and ball mill grinding on the chemical environment and flotation of the copper ore of Mount Isa Mines Limited, In III Latin American Congress on Froth Flotation (University of Concepcion Publ.), Concepcion, Chile, 351-388.

Holt, C. B. (1981). The shape of particles produced by comminution. A review, Powder Technology, 28(1):59 –63.

Koleini, S.M.J., Abdollahy, M. and Soltani, F. (2012). Wet and dry grinding methods effect on the flotation of Taknar Cu-Zn sulphide ore using a mixed collector, XXVI International Mineral Processing Congress (IMPC) 2012 Proceedings, New Delhi, India, 5113-5119.

Leppinen, J.O., Hintikka, V.V. and Kalapudas, R.P. (1998). Effect of electrochemical control on selective flotation of copper and zinc from complex ores, Minerals Engineering, 11(1), 39-51.

Martin, C.J., McIvor, R.E., Finch, J.A. and Rao, S.R. (1991). Review of the effect of grinding media on flotation of sulfide minerals. Miner. Eng. 4 (2), 121–132.

Matabishi, M.K., Jones, R.H. and Akdogan, G. (2000). Effect of Electrochemical Environment in Collectorless Flotation of Some Sulphide Mineral.Mineral Processing on the Verge of the 21st Century, Proceedings of the 8th International Mineral Processing Symposium, Özbayoğlu, G., Hoşten, Ç., Atalay, M.Ü., Hıçyılmaz, C. and Arol, A.İ. (Eds.), 16-18 October, Antalya/Turkey, 211-214.

Palm, N. A., Shackleton, N. J., Malysiak, V. and O'Connor, C. T. (2010). The effect of using different comminution procedures on the flotation of sphalerite, Minerals Engineering, 23, 1053-1057.

Peng, Y., Grano, S., Fornasiero, D. and Ralston, J. (2003). Control of grinding conditions in the flotation of galena and its separation from pyrite, International Journal of Mineral Processing, 70, 67-82.

Peng, Y. & Grano, S., (2010), Inferring the distribution of iron oxidation species on mineral surfaces during grinding of base metal sulphides, Electrochimica Acta, 55, 5470–5477.

Sachweh, J. & Gerl, S. (2008). Tower Mill-new approaches to improve dry milling operations, in Proceedings of the 24th International Minerals Processing Congress, 427-435 (China Scientific Book Service Co. Ltd: Beijing).

Seke, M. D. (2005). The optimization of the selective flotation of galena and sphalerite at Rosh Pinah Mine, Doctoral thesis, University of Pretoria, Pretoria, South Africa.

Woodcock, J.T. & Jones, M.H. (1970a). Oxygen concentrations, redox potentials, xanthate residuals, and other parameters in flotation plant pulps, In: Mineral Processing and Extractive Metallurgy: Proceedings Ninth Commonwealth Mining and Metallurgical Congress (Ed. M.J Jones), London, Vol. 3. The Institution of Mining and Metallurgy, London, 439-468.

Woodcock, J.T. & Jones, M.H. (1970b). Chemical environment in Australian lead–zinc flotation plant pulps: I. pH, redox potentials, and oxygen concentrations. Proceedings Australasian Institute Mining Metallurgy, 235, 45-60.

Yuan, X.M., Pålsson, B.I. and Forssberg, K.S.E. (1996a). Flotation of a complex sulfide ore, I. Cu/Zn selectivity control by adjusting pulp potential with different gases, International Journal of Mineral Processing 46, 155–179.

Yuan, X.M., Pålsson, B.I. and Forssberg, K.S.E. (1996b). Flotation of a complex sulfide ore, II. Influence of grinding environments on Cu/Zn sulfide selectivity and pulp chemistry. International Journal of Mineral Processing 46, 181–204.

EFFECT OF OPERATIONAL CONDITIONS ON ENERGY EFFICIENCIES OF AIR-SWEPT BALL MILL AND CLASSIFICATION CIRCUITS IN CEMENT RAW MATERIAL PRODUCTION

Ö. Genç [1,*], A.H. Benzer [2]

[1]*Muğla Sıtkı Koçman University, Mining Engineering Department*
*(*Sorumlu yazar: ogenc@mu.edu.tr)*
[2]*Hacettepe University, Mining Engineering Department*

ABSTRACT

Operational performance and energy efficiencies of cement raw material grinding air-swept ball mill and classification circuits were analysed and discussed in this study. Extensive sampling surveys were performed around the circuits A and B in which single compartment air-swept ball mills with dimensions of ∅3.8xL10m and ∅3.8xL10.15m respectively were closed circuited with static air classifiers. Operational results demonstrated that, specific energy savings of 48.47% in ball mill grinding can be achieved with the operational conditions in circuit-B as compared to the conditions in circuit-A. Ball mill with the same dimensions can be operated as much more energy efficient depending mainly on the feed fineness and grindability values. Mill raw material feed particle size distribution fineness and work index values were the important parameters in obtaining finer material from the mill. However, air classifier should also be operated at its optimum operating conditions in obtaining finer final product from the grinding circuit.

In this context, various ways to alter the fineness and grindabilities of raw materials should be investigated so that to increase the capacity rates of air-swept ball milling circuits in raw material production line. For example; application of pre-crushers as High Pressure Grinding Rollers (HPGRs), integration of screens to the circuits, optimization of blasting conditions in the open-pit mining stage and attaining of optimum operational conditions for the air classifier.

Keywords: Grinding, classification, energy, cement raw material

INTRODUCTION

Two types of mills are used widely for the production of raw meal in the industry which are grinding and drying roller mills and ball mills as stated in Ghosh (1991). Ball mills are grate discharge or air-swept types (Duda, 1985; Genç, 2008). Roller mills are frequently used as compared to ball mills due to the lower energy consumption figures of about 10kWh/t as given in Ghosh (1991). Roller mills also have more compact design and thus, smaller in dimension as stated in Genç (2008). Air-swept ball mills usually have pre-drying compartments arranged in front of the grinding compartment of the mill and the pre-drying compartment is equipped with lifters and grinding media is not applied as given in Duda (1985). The pre-drying compartment is separated from the grinding compartment by a partition and flue gases enter and leave the mill through the feed and discharge trunnion (Duda, 1985). There is a bucket elevator in grate discharge mill arrangement for carrying the circulating loads and circulating load is carried pneumatically in air-swept grinding mill arrangement as explained by Duda (1985). The advantage of the air-swept grinding mill is its suitability for utilizing great amounts of waste gases and thus, the energy consumption for an air-swept grinding circuit is higher by approximately 10-12% as compared to the grinding circuit with bucket elevator. Provisions can be made for an adequate amount of hot gases to enter the mill to attain a high grinding efficiency and a by-pass arrangement can be used to control the amount of gases to satisfy operational requirements. Air stream takes the ground product

out of the mill and carries it upwards to a gravity type separator and then to a cyclone where the fines are separated from the gas (Duda, 1985).

Grinding stage consumes the highest energy during the production of raw meal and thus, optimum operational conditions should be maintained to reduce the energy consumption of production. In this respect, performance analysis of the air-swept ball mill and static air classifier circuits in raw meal preparation stage were performed and compared to analyse the energy efficiencies of grinding stage in relation to the operational conditions of the grinding and classification circuit.

EXPERIMENTAL

Description of the Circuits

Extensive sampling studies were conducted around grinding and classification circuits in Plant-A (Circuit-A) and Plant-B (Circuit-B) respectively to analyse the size reduction and classification performances. Design specifications of the ball mills are given in Table 1. Ball size distributions applied in the circuits are given in Table 2. Comparison of the ball size distribution fineness as cumulative passing % are presented in Figure 1.

Table 1. Design specifications of the ball mills

Parameters	Circuit-A	Circuit-B
Mill diameter (m)	3.8	3.8
Mill length (m)	10	10.15
Mill rotational speed (rev/min)	15	16.1
Mill motor power (kW)	1240	1000
Volumetric air flowrate (m^3/h) at 100% fan opening	132700	230100

Table 2. Ball charge distributions in the ball mill

Ball size (mm)	Circuit-A Weight %	Circuit-B Weight %
90	0.00	-
80	3.60	-
70	21.90	13.99
60	23.20	17.48
50	21.20	8.39
40	21.70	13.29
30	8.50	21.68
25	-	25.17
total	100.00	100.00

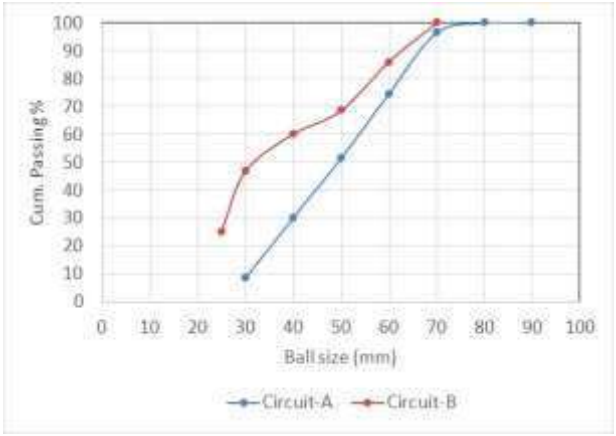


Figure 1. Comparison of the ball size distribution fineness

Sampling Surveys Around the Circuits

Flowsheets of the circuits are given in Figure 2 and 3 with the sampling points. Single compartment ball mills with dimensions of ∅3.8xL10m and ∅3.8xL10.15m were operating in closed circuit with static air classifiers in the sampled circuits. Limestone, clay and iron ore were the raw materials in both circuits. Electrofilter discharge material was added to the static separator fine in circuit-A. Finer ball size distribution was applied in circuit-B as compared to circuit-A depending on the fresh feed particle size distributions.

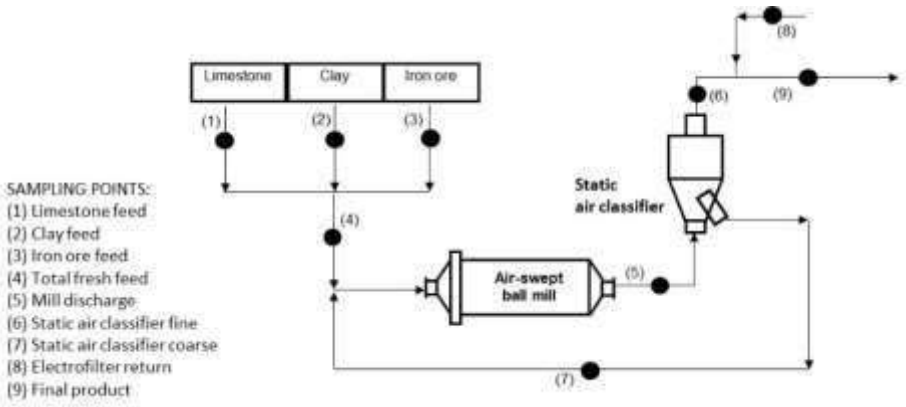


Figure 2. Flowsheet of Circuit-A

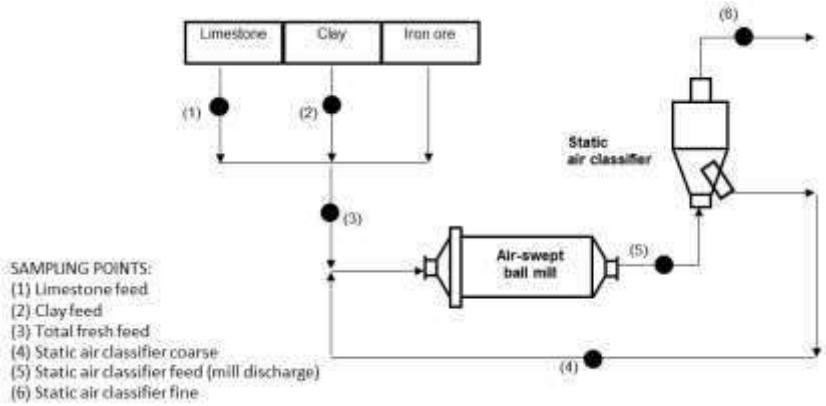


Figure 3. Flowsheet of Circuit-B

Sampling Surveys Inside the Ball Mills

Mills were crash-stopped and cooled down for about 9 hours for inside mill sampling following sampling studies around the circuits. Sampling locations inside the mills are given in Table 3 for the ball mills in circuit-A and circuit-B respectively. Inside mill samples were collected along the long axis of the mills for about each meter. Thus, eleven sampling points were formed by digging out the material for about 40cm below the surface at each meter. Representative amount of samples were collected at each sampling location and are given in Table 3.

Table 3. Sampling locations and sample amounts inside the ball mills in circuit-A and circuit-B

Circuit A	Grinding chamber length (m)	0 (chamber inlet)	1	2	3	4	5	6.7	7.4			
	Condition	-	X	X	X	X	X	X	X	-	-	-
	Sample (kg)		10.42	6.60	7.96	5.79	3.91	3.43	3.83			
Circuit B	Grinding chamber length (m)	0 (chamber inlet)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	Condition	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
	Sample (kg)	9.51	3.92	3.07	3.52	2.35	2.21	2.79	2.60	1.66	1.90	2.48

X: Sample was collected at the regarded location

RESULTS AND DISCUSSIONS

Material Characterization

Standard Bond Work Index Tests

Standard Bond work index tests were performed by using a 90µm Tyler test sieve according to Bond's procedure as stated in Austin et.al. (1984). Bond work index of the mill feeds were determined as 11.03 kWh/t and 8.58 kWh/t in circuit-A and circuit-B respectively. Bond work index values were observed to change in each survey.

Determination of Particle Size Distributions

Particle size distributions of the samples were determined by dry hand sieving from the top size (75mm) down to 9.5mm. Sub-sieve sample of 9.5mm which is -9.5mm material was sampled for Ro-tap sieving down to 150µm. -150µm material was sampled for the particle size distribution analysis by using the dry mode of the SYMPATHEC® laser diffractometer. Screening and laser diffractometer results were combined mathematically to obtain the full size distribution from the top size down to 1.8µm.

Mass Balancing of the Circuits

Mass balance of the circuits in Plant-A and Plant-B were performed by using JKSimMet Software V4.32. Tonnage flowrates and fineness distributions which were represented by the value of cumulative weight % of 45µm around the circuits are given in Figures 4 and 5. Agreement between the experimental and calculated (mass balanced) particle size distributions are given in Figures 6 and 7 for

Circuit-A and Circuit-B respectively. Satisfactorily good agreement was observed between experimentally measured and calculated values by mass balance calculations. Thus, the data can be used in size reduction and classification performance evaluation.

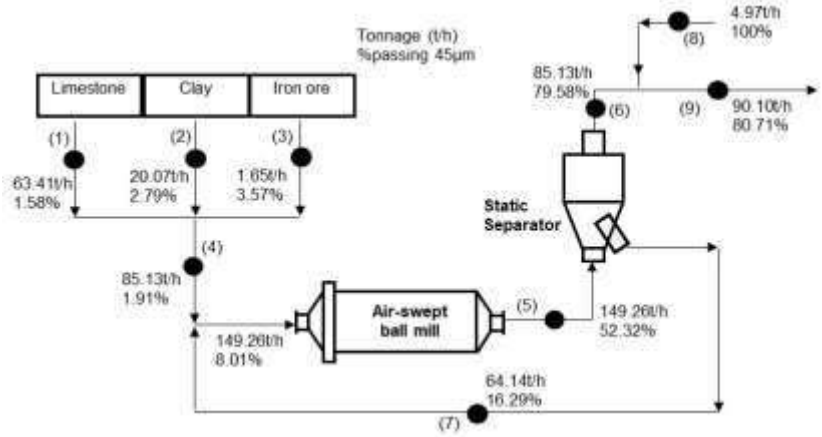


Figure 4. Mass balance results of Circuit-A

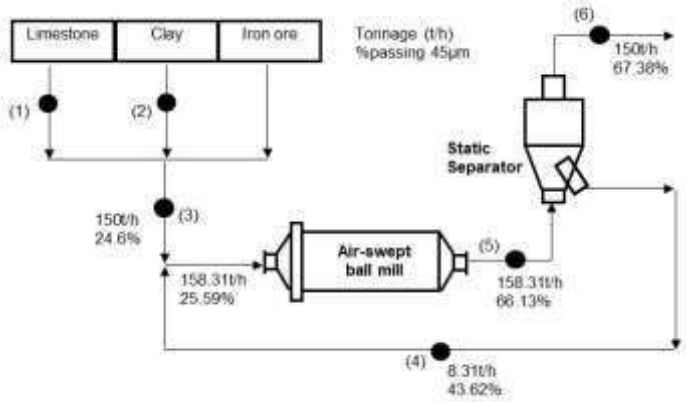


Figure 5. Mass balance results of Circuit-B

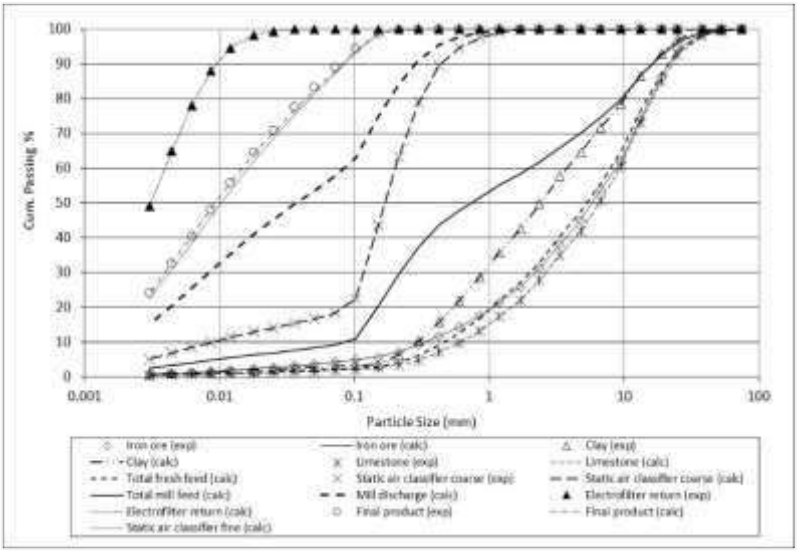


Figure 6. Experimental and mass balanced particle size distributions in Circuit-A

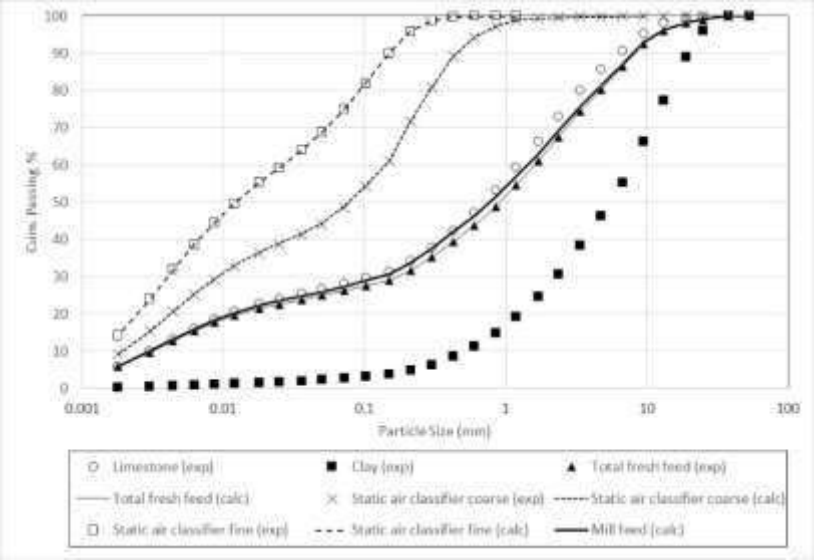


Figure 7. Experimental and mass balanced particle size distributions in Circuit-B

Ball Mill Inside Particle Size Distributions

Ball mill inside particle size distributions are given for circuit-A and circuit-B in Figures 8 and 9 respectively. Calculated mill feed and discharge particle size distributions by mass balancing of the circuits are also given in the regarded Figures.

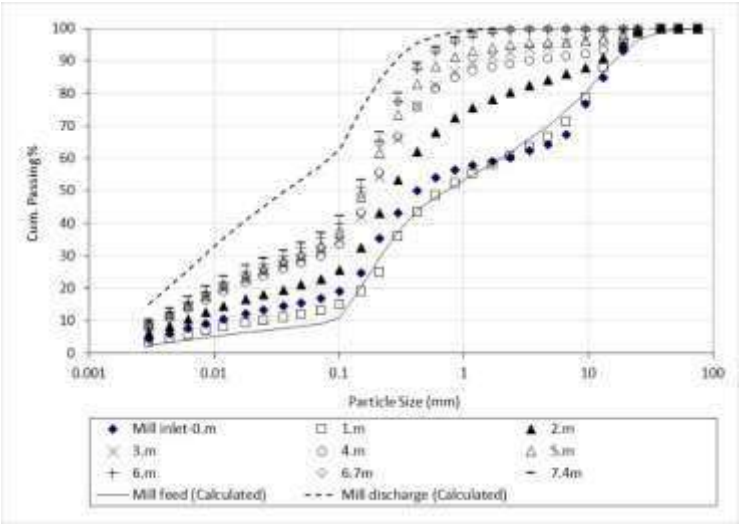


Figure 8. Ball mill inside particle size distributions in circuit-A

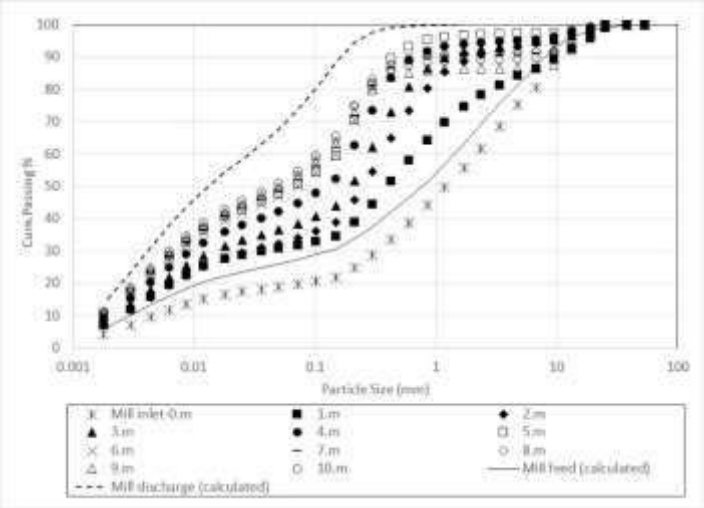


Figure 9. Ball mill inside particle size distributions in circuit-B

Inside mill particle size distributions in circuit-A indicated a relatively consistent size reduction from the first meter towards the third meters of the grinding compartment length. However, particle size distribution got slightly coarser at the fourth meters of the compartment which indicated a decrease in size reduction performance inside the mill. It could be due to internal mill material mixing effect or inside mill ball size classification performance. Particle size distribution got finer again in the fifth meters indicating improvement in size reduction performance. Size reduction progress could have been achieved towards the seven point four meters of the compartment length. Significant change in the particle size distributions of the samples belonging to sixth and six point seven meters of the compartment length as the regarding sampling points were selected to be very close to each other and mixing effect prevailed. Overall size reduction progress thus, performance was found to be consistent. Inside mill particle size distributions in circuit-B indicated a consistent size reduction from the first meter towards the fifth meters of the compartment length. Size reduction performance was observed to decrease at the last five meters of the compartment length. Particle accumulation above about 600μm was observed at the last five meters. Size reduction progress could not have been observed at the last five meters due to the accumulation effect. Measured mill inlet particle size distribution was found to be coarser than the calculated mill feed particle size distribution. This effect could be related to the mixing inside the mill due to the air classifier reject particle size distribution at the crash-stop condition. Thus, particle size distribution of this point was not considered in the size reduction performance evaluation. Overall size reduction progress was determined to be consistent in the first five meters of the compartment length.

Size Reduction Performance Evaluation

Circuit fresh feed particle size distributions are compared in Figure 10. Fresh feed particle size distribution in circuit-B was observed to be more finer than the one in circuit-A. Additionally, more finer mill discharge particle size distribution was obtained in circuit-B which is given in Figure 11. Size reduction ratio was defined for the milling conditions based on X80 and X50 particle sizes of the mill feed and discharge. Relationship is given for X80 particle size in Equation 1.

$$Size\ Reduction\ Ratio = \frac{X80_{mill\ feed}}{X80_{mill\ discharge}} \quad (1)$$

Size reduction ratios based on the X80 and X50 sizes are compared in Table 4. which indicated the grinding performance. Size reduction performance of the mill was determined to be higher in circuit-A as compared to circuit-B based on the X80 size. However, much lower size reduction ratio was

obtained in the fine size ranges which was represented by the X50 size. Thus, size reduction performance was considerably increased in the fine size ranges in finer feed condition. Operational parameters and specific energy consumptions in circuit-A and circuit-B are given in Table 5. Circulating loads were observed to change as 71% and 6% in circuit-A and circuit-B respectively. Circulating load was also decreased at finer fresh feed condition. Much finer particle size distribution was obtained in static air classifier fine stream in circuit-A as given in Figure 12. Ball mill in circuit-B was recorded to be operated about 48.47% energy efficient as compared to the mill in circuit-A under the stated operational conditions in Table 5.

Table 4. Size reduction ratio and circulating load variations

	Circuit-A		**Circuit-B**	
	X80	X50	X80	X50
Mill feed	9.3	0.7	4.2	0.74
Mill discharge	0.18	0.037	0.1	0.013
Size reduction ratio	52	19	42	57

Table 5. Operational parameters and specific energy consumptions in circuit-A and circuit-B

	Circuit-A	**Circuit-B**
Circulating load %	71	6
Air classifier feed rate (t/h)	149.26	158.31
Circuit capacity rate (t/h)	90.10	150
Specific Energy (kWh/t)	13.76	6.67

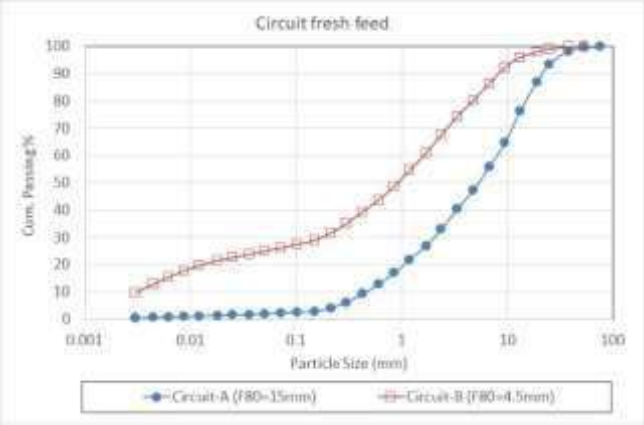


Figure 10. Particle size distributions of circuit fresh feed in circuit-A and circuit-B

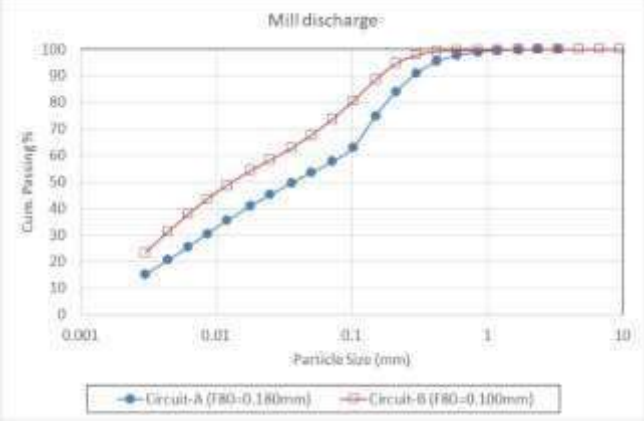


Figure 11. Particle size distributions of mill discharge in circuit-A and circuit-B

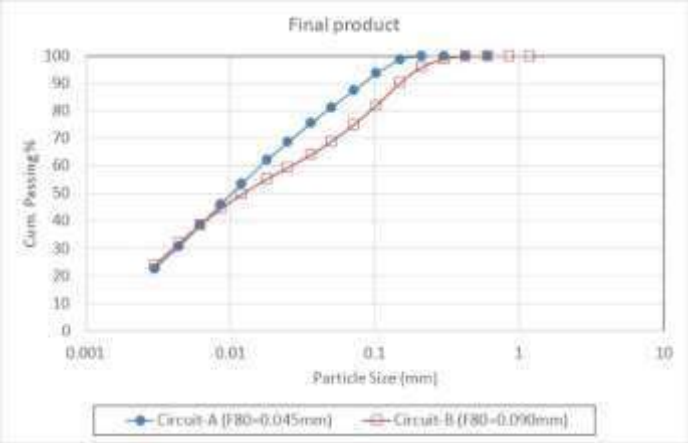


Figure 12. Particle size distributions of final product in circuit-A and circuit-B

Static Air-classifier Performance Evaluation

Classification performance of the static air classifiers in the circuits were evaluated by the partition or efficiency curve approach which describes the proportion of a given size of solids that reports to the underflow or overflow products as given in Napier Munn et.al. (2005). Underflow product corresponds to reject stream and overflow product corresponds to fine stream in air classifiers. Partition coefficients were calculated from Equation 2.

$$Partition\ Coefficient = \frac{Uu}{Ff} \times 100 \quad (2)$$

Where;

U : Air classifier underflow (reject) stream flowrate (t/h)
F : Air classifier feed stream flowrate (t/h)
u : Air classifier underflow (reject) stream particle size distribution in weight retained %
f : Air classifier feed stream particle size distribution in weight retained %

Efficiency curve of the static air classifiers are compared in Figure 13. Performance parameters of the curves are tabulated in Table 6. d50 is the separation size which is defined as the size for which 50% of the particles in the feed report to underflow or reject stream (Wills and Napier Munn, 2008). By-pass represents the portion that reports to reject stream without classification. Fish-hook parameter characterizes the difference between the maximum percentage of fine material amount that appears in coarse stream and the bypass percentage as defined in Genç (2016). The slope of the curve expresses the efficiency of the classification and also known as imperfection (I) as defined in Wills and Napier Munn (2008). The slope can be calculated by Equation 3. As the slope of the curve increases, efficiency gets higher as stated in Wills and Napier Munn (2008). Static air classifier imperfection values are given in Table 6. Classification efficiency of the static air classifier in circuit-B got higher as compared to the one in circuit-A based on the calculated imperfection values.

Although mill discharge particle size distribution in circuit-B is finer than circuit-A as shown in Figure 11 coarser particle size distribution was obtained in static separator fine stream. Classification efficiency was also determined to be higher in circuit-B. In this context, coarser final product particle size distribution in circuit-B could be related to the lower circulating load as less amount of coarser particles

were rejected to the mill for further grinding. In that case, air classifier cut size was increased and coarser final product was obtained. Thus, operational conditions such as air flowrate, adjustable guide vane positions through which the material-laden air enters the inner cone of the separator and by adjusting the top outlet duct as stated in Genç (2008) could be optimized. For example; the cut-size can be varied by vertical adjustment of the air outlet duct at the top of the separator. For a constant air flowrate, an increase in length of this duct will within limits shift the cut size so as to give a finer product and vice versa as stated in Kohlhaas (1983). Another reason for obtaining much coarser particle size distribution in static air classifier fine stream could be the operational air classifier feed rate which was increased in circuit-B.

$$I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2d_{50}} \quad (3)$$

d_{75} : particle size at which 75% of the feed particles report to reject stream (μm)
d_{25} : particle size at which 25% of the feed particles report to reject stream (μm)
d_{50} : particle size at which 50% of the feed particles report to reject stream (μm)

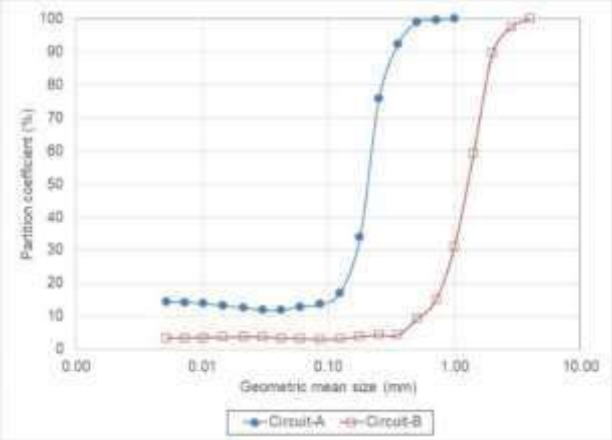


Figure 13. Efficiency curves of static air classifiers in circuit-A and circuit-B

Table 6. Efficiency curve and operational parameters

Parameters	Circuit-A	Circuit-B
d50 (mm)	0.21	1.26
By-pass (%)	11.84	3.00
Fish-hook (%)	2.55	1.41
Slope (m)	0.24	0.30

CONCLUSIONS

Size reduction performance of the single compartment air-swept ball mills and static air classifiers in cement raw material grinding circuits were evaluated. Findings indicated that, specific energy savings of 48.47% could be achieved with the operational conditions in circuit-B. Raw material mill feed particle size distribution fineness, grindability values were the important parameters in obtaining finer material from the mill. In this respect, optimization of blasting conditions in the open-pit mining stage, integration of pre-crushers as HPGRs and screens which will alter feed fineness and grindability of the material that is fed to the ball milling stage should be considered to increase the circuit capacity rates. On the otherhand, air classifier should also be operated at its optimum operational conditions which will effect the circulating loads in the circuit and cut size in obtaining finer final product from the grinding circuit.

ACKNOWLEDGEMENTS

Authors would like to acknowledge to the Turkish Scientific and Technical Research Council (Project no: 104M369) and the researchers involved for their valuable help.

REFERENCES

Austin, L.G., Klimpel, R.R., and Luckie, P.T. (1984). *Process Engineering of Size Reduction:* Ball Milling, A.I.M.E., S.M.E. New York, USA.

Duda, W.H. (1985). Cement-Data-Book, International Process Engineering in the Cement Industry, Vol.1, 3rd edition. 76-79pp.

Genç. Ö., 2016. Optimization of an industrial scale open circuit three-compartment cement grinding ball mill with the aid of simulation. International Journal of Mineral Processing. 154, pp.1-9.

Genç, Ö. (2008). An investigation on the effect of design and operational parameters on grinding performance of multi-compartment ball mills used in the cement industry. PhD Thesis. Hacettepe University, Mining Engineering Department, Turkey (In English).

Ghosh, S.N. (1991). Cement and Concrete Science & Technology, Volume I, Part I. First Edition. pp59.

JKSimMet Software V4.32, 1998, JK Tech, SMI, The University of Queensland, Brisbane, Australia.

Kohlhaas, B. (1983). Cement Engineers' Handbook, Fourth English Edition.

Napier-Munn, T.J., Morrell, S., Morrison, R.D., Kojovic, T. (2005). Mineral comminution circuits their operation and optimization. JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing, No.2 The University of Queensland, Brisbane, Australia.

Wills, B.A., Napier-Munn, T.J. (2008). Will's Mineral Processing Technology. pp214.

EFFECT OF PH ON SUSPENSION STABILITY FOR PRODUCTION OF SUBMICRON PARTICLES BY MEANS OF MECHANICAL TREATMENT

D. Katırcıoglu Bayel

Nigde Omer Halisdemir University, Mining Engineering Department, 51240 Nigde, Turkey (dkatircioglu@ohu.edu.tr)

ABSTRACT

The industrial demand for submicron particles increased a lot due to the specific properties of submicron particles, especially in the chemical and pharmaceutical industries. Talc is extremely sophisticated mineral filler that is made use of in a wide variety of industrial applications in paper, cosmetics, paints, ceramics, refractory materials and pharmaceuticals. Grinding behavior of submicron particles in stirred media mill and the minimum achievable submicron particle size are seriously affected by the suspension stability. In this work, the influences of suspension pH on stability of submicron talc particles were investigated. Suspensions were produced by wet grinding in the stirred mill. The effect of pH was investigated by the experiments carried out at five pH values (5, 6.5, 8, 9.5 and 11) and it was determined that the size reduction was affected by pH of the suspension.

Keywords: Talc, stirred media mill, pH, submicron particle, surface area.

INTRODUCTION

Talc has a wide range of applications in paper, cosmetics, paints, polymers, ceramics, refractory materials and pharmaceutical industries due to its chemical unresponsiveness, softness, whiteness, high thermal stability and low electrical conductivity. Talc composed of hydrated magnesium silicate with the chemical formula $Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$, which consists of a octahedral magnesium oxide based between hydrophobictetrahedral silica layers. The layers are linked together by weak van der Waals forces. Due to the ease of displacement of these layers, talc is softness (Sanchez-Soto et al., 1997).

Numerous investigations have been conducted on the effect of operating conditions such as media loading, solid mass fraction, media size and stirrer speed on the production of submicron particle in a media mill (Bernhart, et al., 1999; Choi, 1996; Shinohara et al., 1999; Choi and Wang, 2007; Choi et al., 2007; Shi et al., 2009; Mankosa et al., 1986; Mende et al., 2003; Stenger et al., 2005; Wang and Forrsberg, 2006; Quattara and Frances, 2014; Katircioglu- Bayel et al., 2018). Stenger et al. (2001, 2005a, 2005b); Katircioglu-Bayel and Toraman (2017); Katircioglu-Bayel (2017) reported that electrostatic stabilization appears to be key role to producing stable suspension in a stirred media mill. As the grinding time increases, the colloidal behavior of suspension changes for the production of submicron particles and the variation of particles surface charge.

Various stabilization mechanisms that prevent nano-size grinding and the effects of particle-particle interactions, called the grinding limit, can be reduced by a variety of stabilization mechanisms. Electrostatic stabilization is probably one of the easiest mechanisms to apply for minerals. The surface potential of inorganic particles in wet milling depends on the pH of the suspension. Therefore, by adjusting the pH of the suspension, the particles are evenly loaded and stabilized. At a value of zeta potential of 0 mV, the zero point of charge, the particles tend to be flocculated. Another way to predict the stability of electrostatically stabilized suspensions is DLVO (Derjaguin, Landau, Verwey, and

Overbeek). In DLVO theory, particle interactions are determined by calculating the total interaction potential as a sum of a single interaction.

The aim of this study is to investigate the behavior of suspension stability in wet grinding of talc with change of pH.

MATERIALS AND METHODS

Materials

Talc (d_{50}=6 µm) powders that obtained from Mikron's, (Nigde, Turkey) was used for experiments. Table 1 shows some characteristics of the sample. All the suspensions were prepared in the pure water. The wet grinding experiments were carried out using the high density (6000 kg/m^3) yttria stabilized zirconia (ZrO_2) grinding media with chemical composition of 93% ZrO_2, 5% Y_2O_3 and 2% others (Cenotec Co., Ltd, Korea). The specific gravity of talc sample was determined by using a pycnometer and found to be 2780 kg/m^3.

Table 1. Characteristics of the sample

	Talc
Chemical properties (%)	
SiO_2	61
MgO	31
Fe_2O_3	0.3
CaO	0.7
Al_2O_3	0.5
LOI	6.5
Physical properties	
Particle size, d_{50} µm	6
Density, kg/m^3	2780
Hardness, Mohs	1.0
Refractive index	1.57

Experimental Method

Grinding tests were carried out in a vertical type stirred media mill Standard-01 Model manufactured by Union Process (U.S.A.) which was reported in our previous study (Katircioglu et al., 2018) (Fig. 1). Table 2 shows the experimental conditions used in wet grinding. The initial pH of the sample was taken down to be 9.62. Grinding additive dosage 1.2 wt.% related to the mass of talc was investigated. All these parameters were selected based on capabilities of mill system and former experiments (Katircioglu-Bayel and Toraman, 2017; Katircioglu-Bayel et al., 2018).

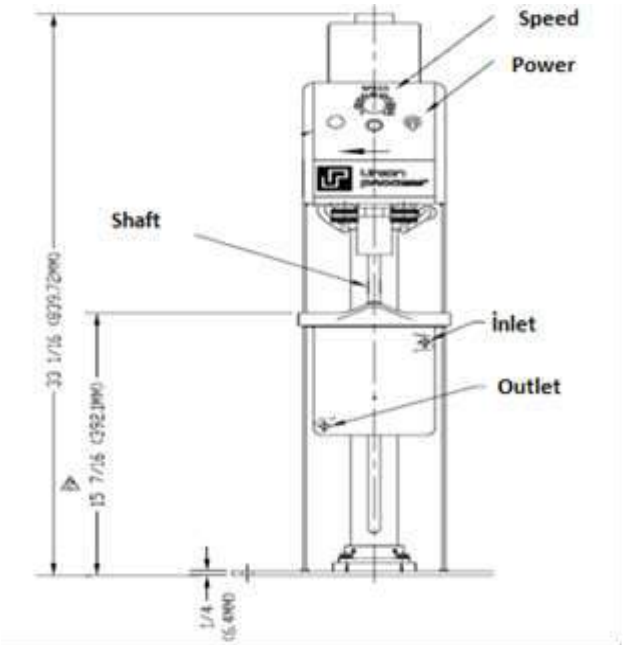


Figure 1. The schematic diagram of stirred media mill

The specific surface area is one of the basic properties of the sample and is generally represented by the total surface area of all particles contained in a unit mass of powder. The specific surface area (m^2/gr) (S_w) derived from Lecoq et al. (1999) is:

$$S_w = 6/[\rho_s * d(3,2)] \quad (1)$$

The reduction ratio of talc for each milling parameter was calculated from the following equation:

Where ρ_s is the specific gravity for talc (t/m^3), d(3,2) is the surface-volume diameter, calculated from the Wet Laser Diffraction Particle Sizer Malvern according to:

$$d(3,2) = \frac{\sum x_k\, dk^3}{\sum x_k dk^2} \quad (2)$$

Where xk is the number fraction of detected size dk (number, %) and dk is the mean size of the detected class (µm).

$$\text{Reduction ratio} = F_{50}/P_{50} \quad (3)$$

Where F_{50} and P_{50} are the mean particle size of the feed (µm) and the product, respectively.

Table 2. Experimental conditions used in grinding

Conditions	
Mill type	Stirred media mill (Union Process S01)
Mill capacity	750 ml
Mill material	Ceramic (Al_2O_3)
Shaft material	Stainless steel with Colmonoy arms
Materials of the balls	Zirconium oxide-Yttrium stabilized
Diameter of the balls	1 mm
Ball mass per milling run	1392 g
Sample mass	84.4 g
Pulp density	40%
Rotation	600 rpm (shaft)
Additive	Sodium salt of polycarboxylic acid
Additive dosage	1.2 wt.%
Grinding time	120 min.
Temperature	Room temperature

Characterization

The particle size measurements of the ground sample and feed were carried out by Mastersizer 2000 (Malvern Ltd., UK). It was used as a laser diffraction apparatus in the study. The equipment is capable of measuring the particle size of emulsions, suspensions and dry powders. The equipment requires the samples of the emulsions and suspensions to be diluted before determining particle size. Malvern declares that the equipment can measure the particle size between 20 nm to 2000 µm under certain conditions. Before determining the particle size, a represantative amount of calcite samples was dispersed with ultrasound in 800 ml water for the measurements. Each test was repeated three times and the values of measurements reported as the mean average.

Talc samples were prepared at different pH values by drop wise addition of sodium hydroxide (1 M NaOH) and nitric acid (1 M HNO_3). The pH of the suspension was measured by a table type digital pH meter.

RESULTS AND DISCUSSION

Effect of grinding time on pH and the mean particle size (d_{50}) of the suspension

To figure out why the particles do not achieve a smaller mean particle size with grinding time, experiments were performed at the grinding times of 60, 90, 120, 180 and 300 min. When the effect of the change in the grinding time on pH and d_{50} is examined in Figure 2, it is observed that as the grinding time increases, the pH values of talc decrease and the mean particle size (d_{50}) increases after 120 min grinding time. The initial pH value of talc was determined to be 9.62 and it was recorded as 8.87 after 300 min grinding.

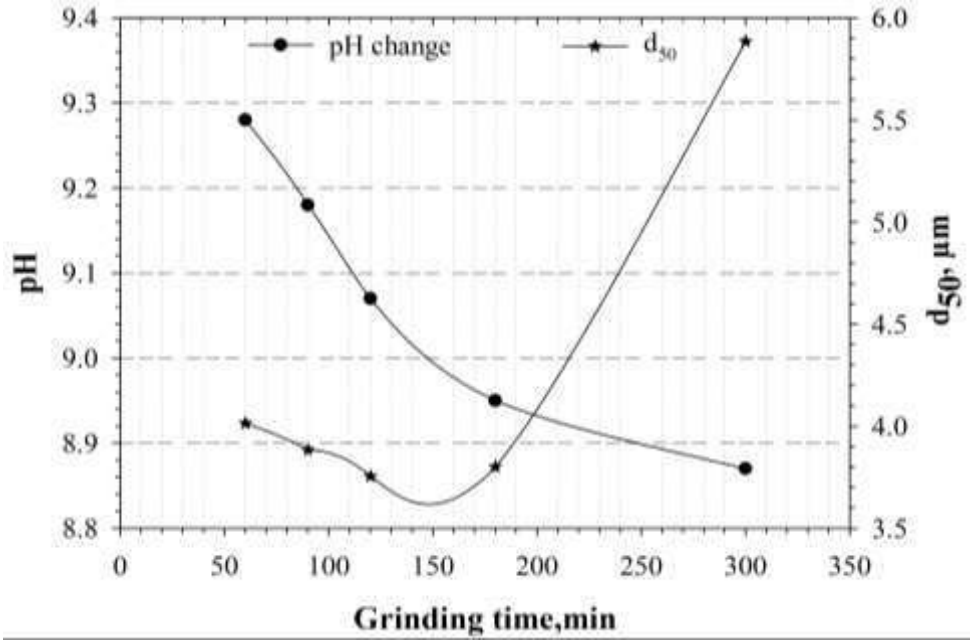


Figure 2. Effect of grinding time on pH and the mean particle size (d_{50}) of the suspension

Effect of pH Change of the Suspension on d_{50}

Experiments were carried out at different pH values in order to investigate the effect of the pH change of the suspension on the grinding efficiency. In these experiments, it was determined that as the pH increased, the size of d_{50} decreased but there was no striking decrease (Fig. 3).

This is due to the fact that in the light of the experiments carried out in either way with and without additive, the zero point of charge for the talc mineral is considered to be pH<5. Because the closer to the zero point of charge, the agglomeration increases, thus increasing the particle size. As it moves away from this point, the suspension is more stable and there is not much reduction in particle size even if the pH changes.

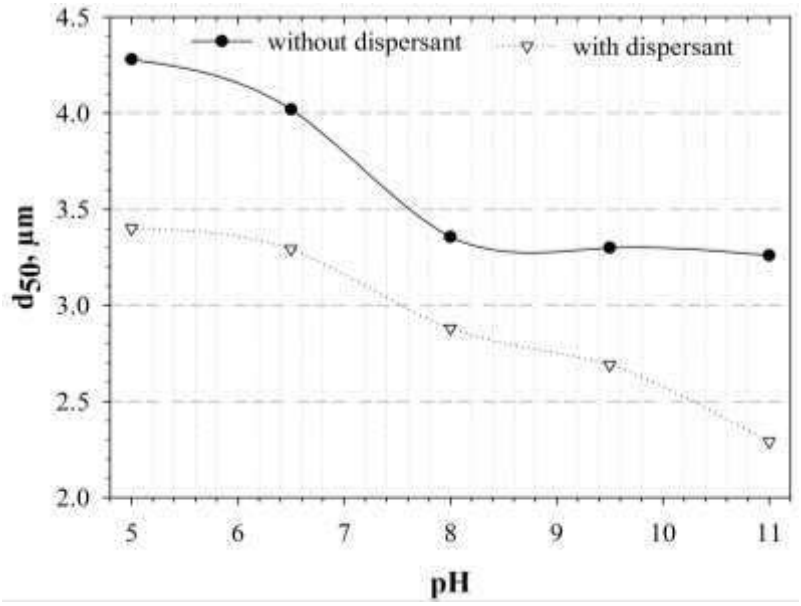


Figure 3. Effect of pH change of suspension on d_{50}

Effect of pH Change of the Suspension on the Specific Surface Area

In Figure 4, the maximum specific surface area at pH 11 was obtained in the experiments performed with and without additive for talc mineral. Because the stability of suspension increases as it moves away from the zero point of charge.

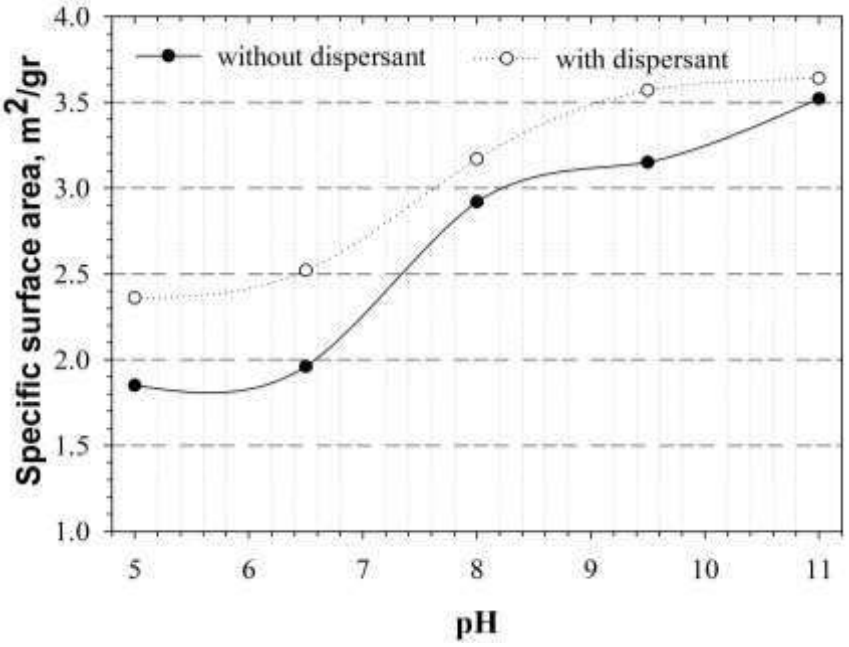
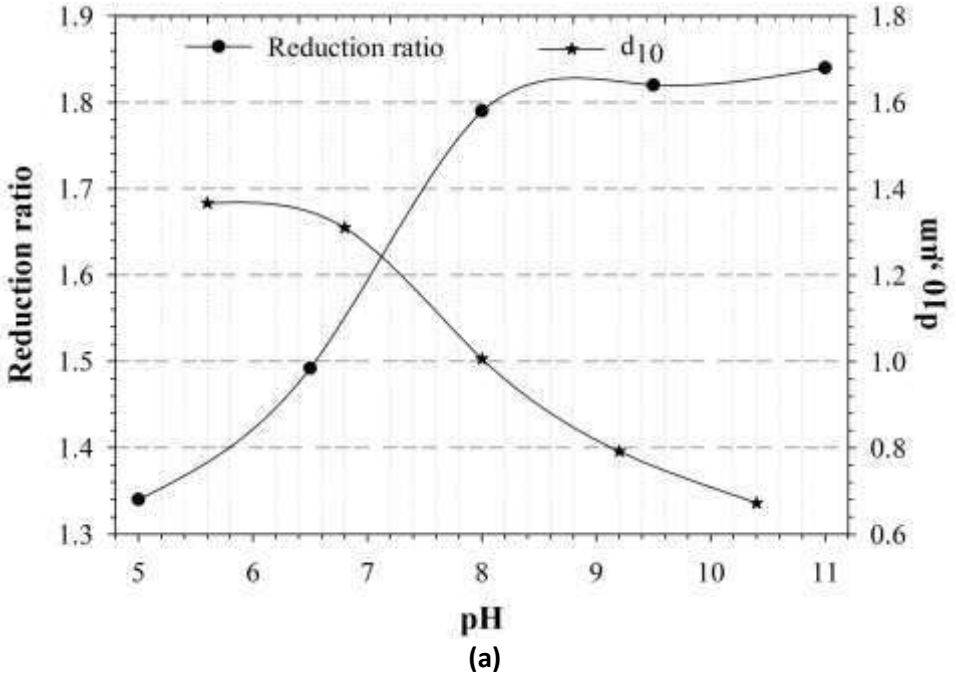


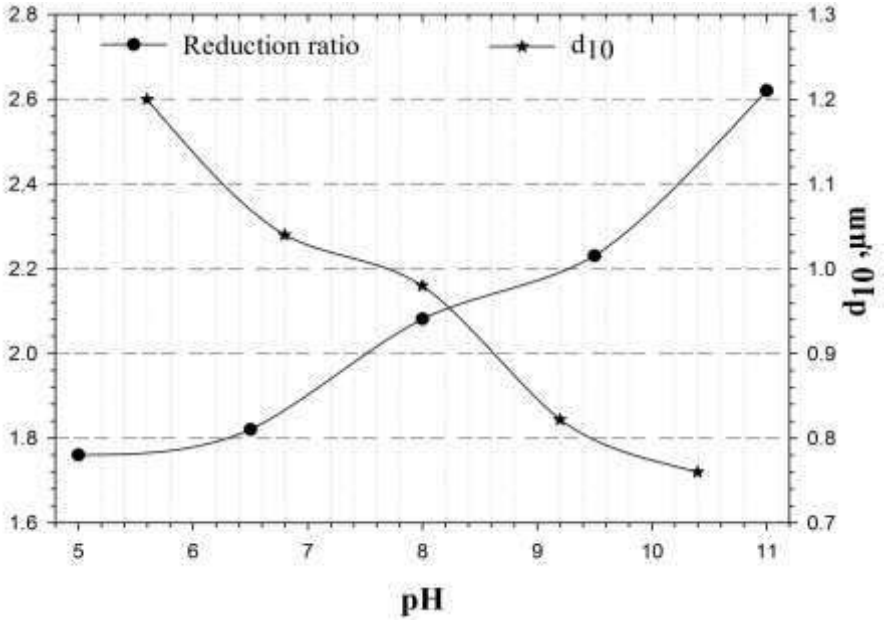
Figure 4. Effect of pH change of suspension on specific surface area

Effect of pH Change of the Suspension on the Reduction Ratio

The effect of different pH values on d_{10} size and reduction ratio in the experiments conducted with and without additive, is given in Figure 5. In both cases, as the pH increased, the d_{10} size decreased.



(a)



(b)

Figure 5. The relationship between reduction ratio-d_{10} at different pH values of talc samples (a) without additive and (b) with additive

CONCLUSIONS

The effect of the suspension stability on the grinding performance of talc was investigated in the stirred media mill. The findings obtained during and after the experimental studies can be summarized as follows: the particles do not achieve a smaller mean particle size with grinding time in the stirred media mill. The reason for this is that the submicron size yields more particle interaction and consequently the pH of the suspension decreases with grinding time. The experiments were carried out at different pH conditions and as a result the stability of the suspension was changed by the grinding time and thus the stability of the suspension was also affected by the size reduction. As the grinding

time increases, the pH values of talc decrease and the mean particle size (d_{50}) increases after 120 min grinding time. The initial pH value of talc was determined to be 9.62 and it was recorded as 8.87 after 300 min grinding.

In the experiments conducted with talc samples, the d_{10} and d_{50} sizes are increasing as they are approaching the zero point of charge and the reduction ratio and specific surface area values decrease.

The light of the experiments carried out in either way with and without additive, the zero point of charge for the talc mineral is considered to be pH<5. Because the suspension becomes more stable as it moves away from the zero point of charge.

REFERENCES

Bernhart, C., Reinsdh, E., Husemann, K. (1999). The influence of suspension properties on ultra-fine grinding in stirred ball mills. Powder Technology, 105, 357–361, https://doi.org/10.1016/S0032-5910(99)00159-X.

Choi, W.S. (1996). Grinding rate improvement using a composite grinding ball size for an ultra-fine grinding mill. Journal of the Society of Powder Technology, 33,747–752, http://doi.org/10.4164/sptj.33.747.

Choi, H., Wang, L. (2007). A quantitative study of grinding characteristics on particle size and grinding consumption energy by stirred ball mill. Korean Journal of Materials Research, 17, 532–537, 10.3740/MRSK.2007.17.10.532.

Choi, H., Lee, W., Lee, J., Chung, H., Choi, W. (2007). Ultra-fine grinding of inorganic powders by stirred ball mill: effect of process parameters on the particle size distribution of ground products and grinding energy efficiency. Metals and Materials International, 13, 353–358, https://doi.org/10.1007/BF03027893.

Katırcıoglu-Bayel, D., Toraman, O.Y. (2017). Preparation of Stable Suspensions for Production of Submicron Particles in Stirred Media Mill. IJISET - International Journal of Innovative Science, Engineering & Technol.4, 5, 119-126.

Katırcıoglu-Bayel, D., Ozkan S.G., Toraman, O.Y. (2018). Effect of operating parameters on the breakage process of calcite in a stirred media mill. Mining, Metallurgy & Exploration, in Press.

Katırcıoglu-Bayel, D. (2017). Karıştırmalı bilyali değirmende talkın yaş öğütülmesinde süspansiyon kararlılığının etkisi. ÖHÜ Müh. Bilim. Derg., 6, 2, 653-660.

Lecoq, O., Guigon, P., Pons, M.N. (1999). A grindability test to study the influence of material processing on impact behavior. Powder Technology,105, 21–29, https://doi.org/10.1016/S0032-5910(99)00114-X.

Mankosa, M.J., Adel, G.T., Yoon, R.H. (1986). Effect of media size in stirred ball mill grinding of coal. Powder Technology,49, 75–82, https://doi.org/10.1016/0032-5910(86)85008-2.

Mende, S., Stenger, F., Peukert, W., Schwedes, J. (2003). Mechanical production and stabilization of submicron particles in stirred media mills. Powder Technology, 132, 6–73, https://doi.org/10.1016/S0032-5910(03)00042-1.

Quattara, S., Frances, C. (2014). Grinding of calcite suspensions in a stirred media mill: Effect of operational parameters on the product quality and the specific energy. Powder Technology, 255, 89-97, https://doi.org/10.1016/j.powtec.2013.11.025.

Sanchez-Soto, P.J., Wiewiora, A., Aviles, M.A., Justo, A., Perez-Maqueda, L.A., PerezRodriguez, J.L., Bylina, P. (1997). Talc from Puebla de Lillo, Spain. II. Effect of dry grinding on particle size and shape. Applied Clay Science, 12, 297–312.

Shi, F., Morrison, R., Cervellin, A., Burns, F., Musa, F. (2009). Comparison of energy efficiency between ball mills and stirred mills in coarse grinding. Minerals Engineering,22, 673–680, https://doi.org/10.1016/j.mineng.2008.12.002.

Shinohara, K., Golman, B., Uchiyama, T., Otani, M. (1999). Fine-grinding characteristic of hard material by attrition mill. Powder Technology, 103, 292–296, https://doi.org/10.1016/S0032-5910(99)00042-X.

Stenger, F., Peukert, W. (2001). The role of particle–particle interactions in submicron grinding in stirred ball mills. Aufbereitungs Technik, 42(10), 477–486.

Stenger, F., Mende, S., Schwedes, J., Peukert, W. (2005a) .The influence of suspension properties on the grinding behaviour of alumina particles in the sub-micron size range in stirred media mills. Powder Technology, 156, 103-110.

Stenger, F., Mende, S., Schwedes, J., Peukert, W. (2005b). Nano milling in stirred media mills. Chemical Engineering Science, 60, 4557-4565.

Wang, Y., Forssberg, E. (2006). Production of carbonate and silica nano-particles in stirred bead milling. International Journal of Mineral Process., 81,1–14, https://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.05.007.

EFFECT OF ULTRA-FINE GRINDING ON EXTRACTION OF GOLD AND SILVER FROM A REFRACTORY FLOTATION TAILINGS BY CYANIDE LEACHING

O.Celep [1], E.Y.Yazici [1], M.Kuzu [1] and H.Deveci [1,*]

[1] *Hydromet B&PM Research Group, Div. of Mineral&Coal Processing, Dept. of Mining Eng., Karadeniz Technical Univ. 61080, Trabzon, Turkey*
*(*Corresponding author: hdeveci@ktu.edu.tr)*

ABSTRACT

In this study, the effects of ultra-fine grinding (from 27 µm (d_{80}, as-received) to 7.5 µm), cyanide concentration (2-5 g/L NaCN) and pulp density (30-50% w/w) on the rate and extent of extraction of gold and silver were studied. The tailings (d_{80}=27 µm) used in the leaching tests contained 17.8 g/t Au, 99.5 g/t Ag, 6.4% Zn, 9.1% Fe and 560 g/t Cu. Dissolution of zinc, iron and copper was also monitored during the leaching tests. The findings demonstrated that, the tailings sample is highly refractory with low gold recoveries (i.e. 40.2% Au over 24 h.) in cyanide leaching (2 g/L NaCN). Reducing the particle size from 27 to 7.5 µm (d_{80}) by ultra-fine grinding adversely affected the leaching performance in that the extraction of Au and Ag markedly decreased from 40.2% to 10.4% and from 67.3% to 54.4%, respectively, over 24 h. This could be attributed to the fact that fine grinding can increase pulp viscosity, surface area of sulphides and their possible activation. Copper dissolution was observed to be high (i.e. ≤62.2%). This could have also contributed to low gold/silver extractions due to the excessive consumption of cyanide through complexation with copper. The extraction of gold was shown to improve up to 73.0% by increasing the cyanide concentration or decreasing the pulp density.

Keywords: Gold/silver, tailings, cyanide leaching, refractoriness, ultra-fine grinding.

INTRODUCTION

Production of gold from ores is commonly carried out using cyanidation. However, due to rapid depletion of free milling gold ores, which respond well to cyanide leaching (i.e., >80% Au extraction) under typical leaching conditions (0.5-1 g/L NaCN, -75 µm, 24-48 h.), treatment of refractory ores/concentrates has become particular interest (Celep, 2015; Marsden and House, 2006). Refractory ores are not particularly amenable to cyanide leaching, which results in low gold extractions (i.e., <80%) (La Brooy et al., 1994). There may be several reasons for refractory behaviour including chemical interferences caused by the presence of high cyanide/oxygen consuming minerals and carbonaceous materials with adsorptive properties for dissolved gold, passivation of gold surface during leaching, encapsulation of gold within gangue minerals (particularly in sulphides) preventing the contact between gold and cyanide and the occurrence of gold as cyanide insoluble/less soluble alloys/minerals (electrum, tellurides, $AuSb_2$, Au_2Bi) or solid solution which are difficult to be dissolved in cyanide media (Fleming, 1992; La Brooy et al., 1994; Marsden and House, 2006). Suitable physical/chemical/thermal pretreatment of refractory ores is requisite to overcome the refractoriness and enhance gold extraction in cyanide leaching. Roasting is commercially used for oxidation of sulphide minerals and combustion of carbonaceous material (using O_2) (Baron et al., 2016; Dunn and Chamberlain, 1997). Pressure oxidation and biooxidation are also available technologies for oxidation of gold-bearing sulphides (Ciftci and Akcil, 2010; Gudyanga et al., 1999; Iglesias and Carranza, 1994). Oxidative pretreatment of refractory gold ores/concentrates (and passivation of carbonaceous material) using nitric acid based processes (i.e., Nitrox and Arseno (Redox)) were also tested in the literature (La Brooy et al., 1994; Miller et al., 2016).

Another industrially practiced method is ultrafine grinding (<d_{80}=15 µm), which can allow exposure of fine gold (>1 µm) encapsulated in sulphide and non-sulphide phases (Celep et al., 2011; Celep et al., 2015; Corrans and Angove, 1991). Ultrafine grinding offers an economic and environmentally sound option particularly when compared to chemical pretreatment methods (Celep et al., 2011; Corrans and Angove, 1991). . Earlier studies have demonstrated the successful application of ultrafine grinding for treatment of refractory gold/silver (Celep et al., 2010; Celep et al., 2015) and platinum (Anyimadu et al., 2006) ores/concentrates/tailings prior to cyanide leaching.

In this study, extraction of Au/Ag from a high gold/silver bearing refractory flotation tailings using cyanide leaching was investigated. The effects of ultra-fine grinding (down to d_{80}=7.5 µm), pulp density and cyanide concentration on the rate and extent of leaching of Au/Ag were studied.

MATERIALS AND METHODS

A high gold/silver bearing refractory flotation tailings (d_{80}=27 µm) was used in the leaching tests. The concentrate was assayed to contain 17.8 g/t Au, 99.5 g/t Ag, 6.4% Zn, 9.1% Fe and 560 g/t Cu using wet chemical analysis (hot aqua regia digestion) by AAS finish. The chemical composition of the concentrate was determined to be 32.6% SiO_2, 26.6% Fe_2O_3, 3.49% CaO and 2.57% Al_2O_3. X–ray diffraction analysis of the concentrate sample was performed using a Rigaku X-ray diffractometer (D/Max-IIIC). The most abundant minerals in the sample were identified to be pyrite (FeS_2), sphalerite (ZnS), chalcopyrite ($CuFeS_2$), galena (PbS), quartz (SiO_2) and clay (Figure 1). Ultra-fine grinding of the sample was performed in a laboratory scale, pin-type vertical stirred mill (Union Process) at a rotating speed of 600 rpm. The grinding media used was alumina–based zirconia toughened micro–grinding ceramic beads (DMM AZ 2000®; 2 mm in diameter; kindly provided by Dakot Milling Media (Pty) Ltd (South Africa)). Particle size analysis of the as-received and ground samples was performed by a laser-diffraction particle sizer (Malvern Mastersizer Hydro 2000MU).

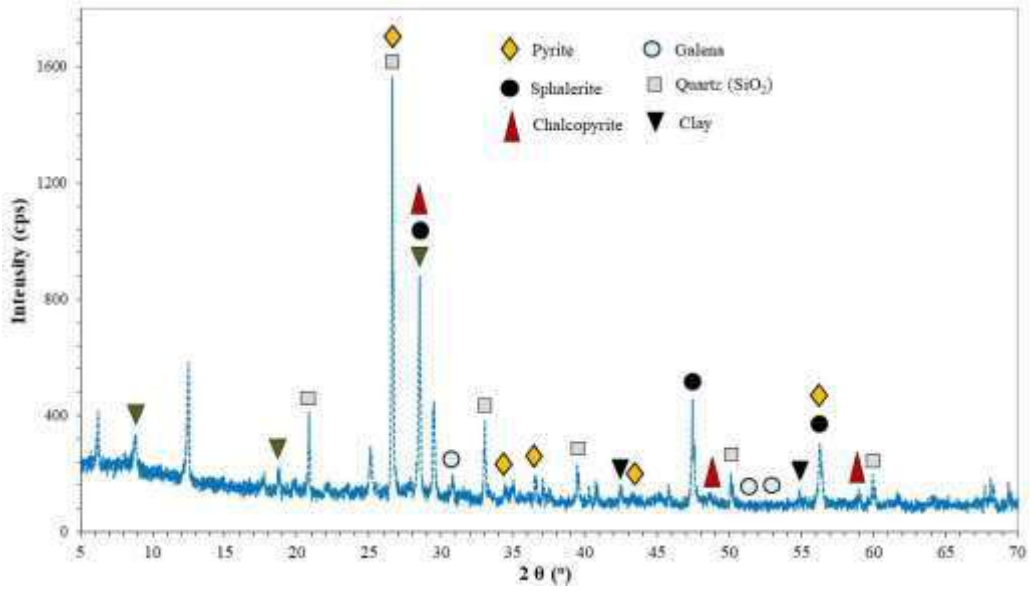


Figure 1. X-ray diffraction (XRD) pattern of the tailings

The cyanide leaching tests were carried out in 1-L baffled Pyrex beakers equipped with a pitched blade turbine PTFE-impellers. Agitation of the reactor contents was provided by a multi-mechanical stirrer system operating at 600 rpm. Initial concentration of cyanide and solids ratio was kept constant as 2 g/L NaCN and 50% w/w (using 250-g samples), respectively. Air (1.8 L/min) was blown into the

reactors over the leaching period of 24 h. All solutions were prepared using deionised-distilled water. pH was controlled at 10.5-11 by the addition of lime. All leaching tests were conducted at room temperature. Samples were taken at predetermined intervals (i.e., 0.5, 2, 4, 8, 24, 48 and 72 h.) and analysed for gold and silver by atomic absorption spectrometer (AAS, Perkin Elmer AAnalyst 400). Dissolution of zinc, iron and copper was also monitored during the leaching tests. The solid residue of each leaching test was digested using hot aqua regia for analysis of metals by AAS. Metal recoveries were calculated based on the metal remained undissolved in the leach residue and dissolved into the leach solution.

RESULTS AND DISCUSSION

Gold and silver extractions of the as-received tailings (d_{80}=27 µm) and ultra-fine ground tailings (d_{80}=7.5 µm) under the conditions of 2 g/L NaCN, 50% w/w solids ratio, 1.8 L/min air flow, pH 10.5-11 over a period of 72 h. are shown in Figure 2. The leaching profiles of gold (Figure 2) indicate that the tailings is highly refractory in character with only 40.2% Au extraction over 24 h. Extending the leaching period to 72 h. provided a limited increase (i.e., 10.3%) in gold extraction (Figure 2). On the other hand, the extraction of silver was noted to be 77.1% over 72 h. Leaching of gold and silver was observed to almost level off after 32 h. (Figures 2 and 3).

It is interesting to note that ultra-fine grinding of the tailings from 27 to 7.5 µm (d_{80}) severely reduced the extraction of gold and silver (Figure 2 and 3). Extraction of gold and silver showed a significant decrease from 40.2% to 10.4% and from 67.3% to 54.4%, respectively, over 24 h. The adverse effect of ultra-fine grinding could be attributed to the increase in pulp viscosity, possible activation and surface area of sulphides. These in turn reduce diffusion of oxygen into aqueous phase as well as increase cyanide and oxygen consumption by sulphides, consistent with the lower oxygen levels (Figure 4) for ultra-finely ground sample (d_{80}=7.5 µm). The release of sulphide species from sulphides would be also expected to passivate gold and silver (Marsden and House, 2006)

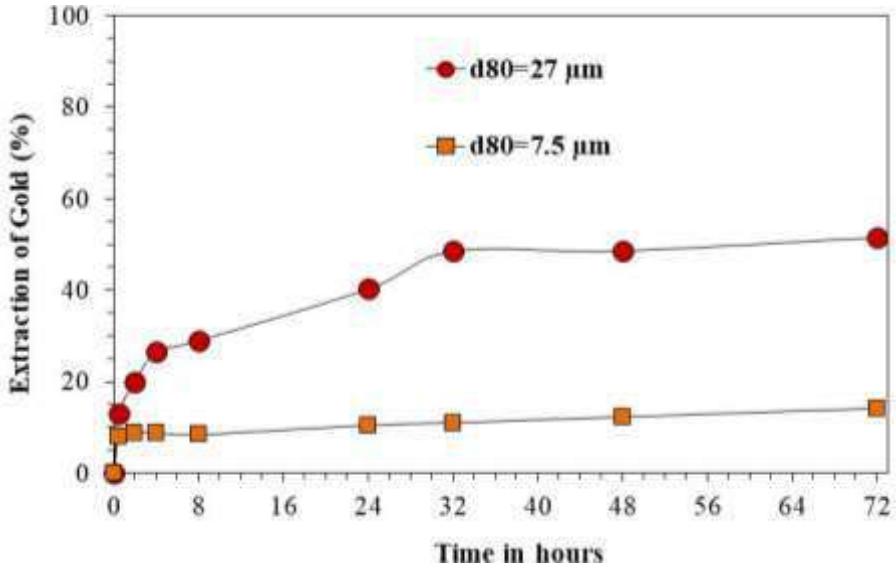


Figure 2. Effect of ultra-fine grinding on the extraction of gold (2 g/L NaCN, pH 10.5-11, %50 w/w solids ratio, 1.8 L/min. air flowrate, room temperature)

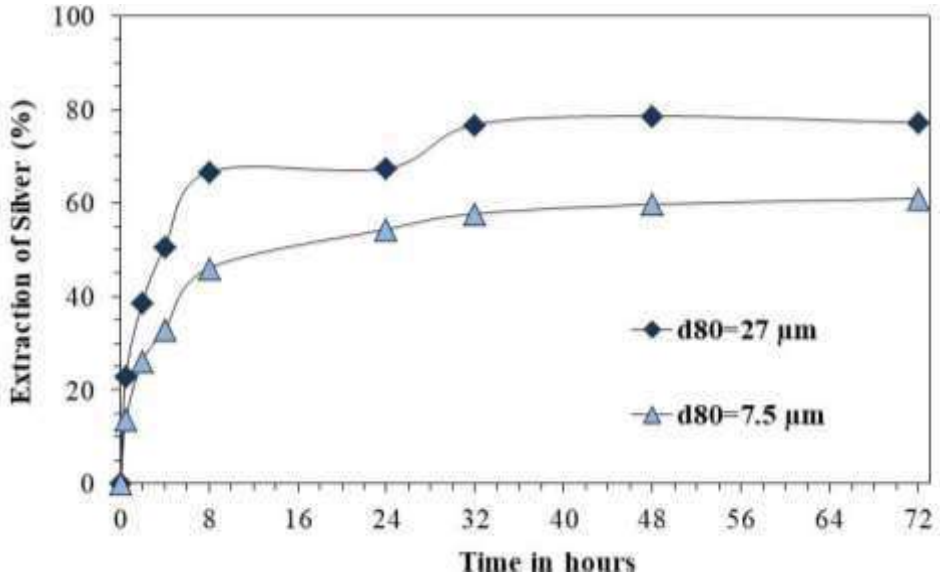


Figure 3. Effect of ultra-fine grinding on the extraction of silver (2 g/L NaCN, pH 10.5-11, %50 w/w solids ratio, 1.8 L/min. air flowrate, room temperature)

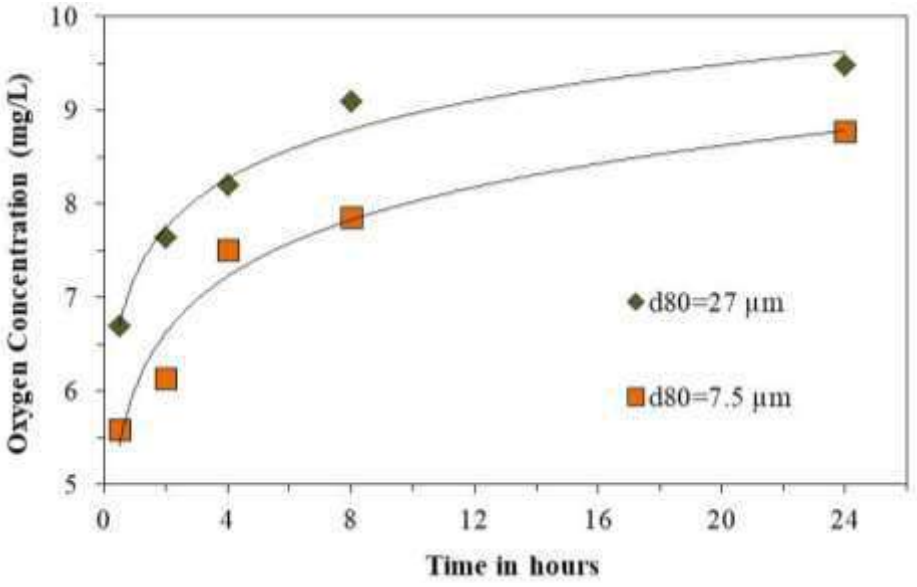


Figure 4. Oxygen concentration profiles during leaching (2 g/L NaCN, pH 10.5-11, %50 w/w solids ratio, 1.8 L/min. air flowrate)

Dissolution of iron (≤0.2%) and zinc (≤1%) over 24 h. from the as-received and ultra-fine ground tailings was remarkably low in extent suggesting that the cyanide leaching of gold/silver was selective. However, an extensive dissolution of copper (i.e. ≤62.2% over 24 h.) was observed to occur. This apparently contributed to the consumption of cyanide through formation of copper-cyanide complexes ($Cu(CN)_n^{1-n}$, $2 \leq n \leq 4$) (Figure 5) which could have adversely affected gold/silver extractions.

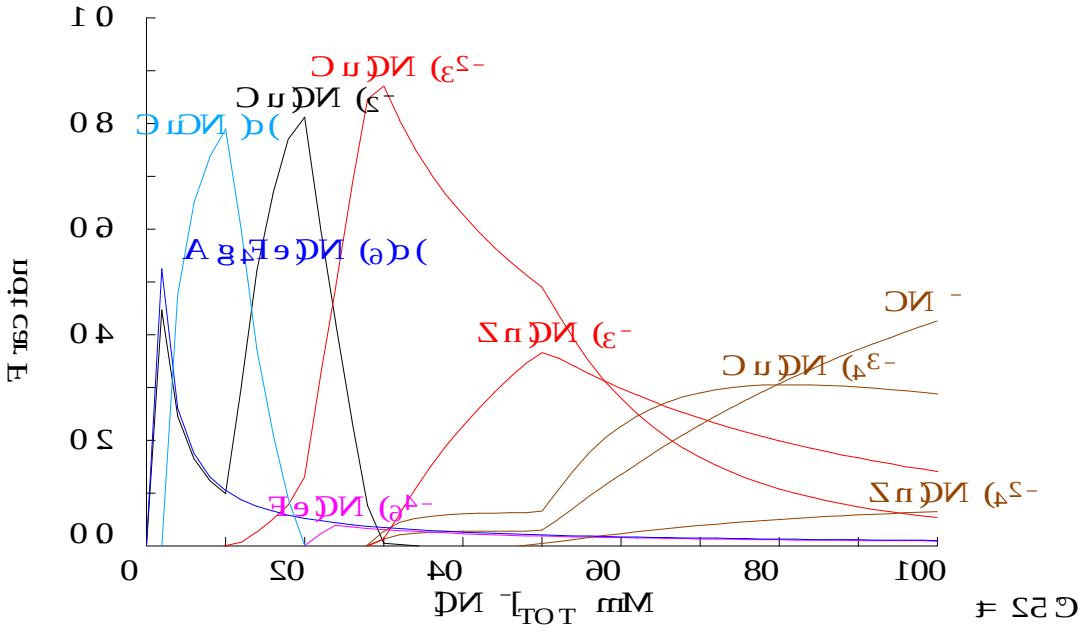


Figure 5. Speciation of cyanide as a function of cyanide concentration under the conditions tested (2 g/L NaCN, pH 10.5-11, %50 w/w solids ratio, 1.8 L/min. air flowrate, room temperature)

Figure 5 illustrates that, owing to the dissolution of copper present, free cyanide would be available for leaching of gold and silver only at the total concentration of cyanide of >1.4 g/L (>2.45 g/L in particular for meeting the process requirements. The concentration of copper in the pregnant leach solution of the as-received tailings was 375 mg/L, which corresponds to a Cu/Au ratio of ≈54. Adverse effect of copper dissolution on cyanide leaching of gold/silver was previously reported by several researchers (Bas et al., 2015; Bas et al., 2012; Fleming, 2011).

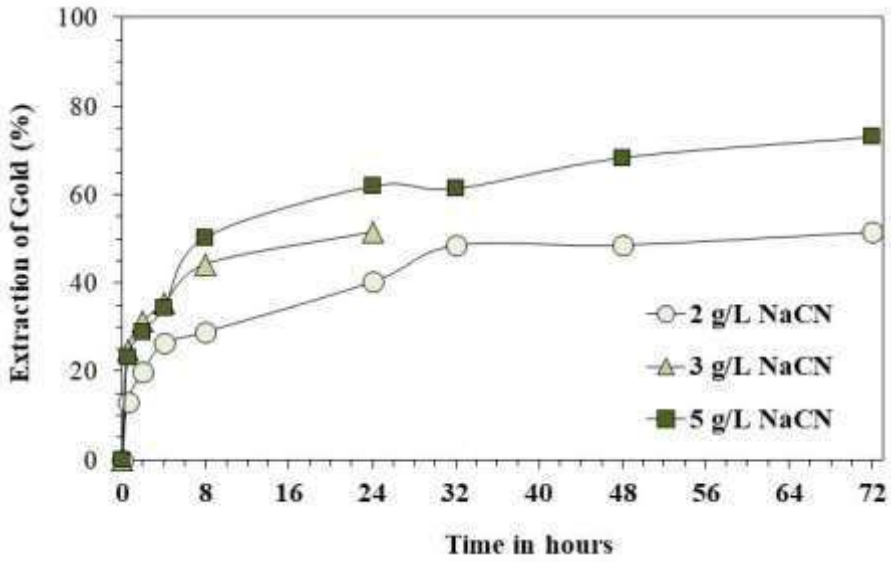


Figure 6. The effect of concentration of cyanide (2-5 g/L NaCN) on the extraction of gold (d_{80}= 27 µm, pH 10.5-11, %50 w/w solids ratio, 1.8 L/min. air flowrate, room temperature)

Figure 6 illustrates the beneficial effect of increasing the initial concentration of cyanide on gold and silver extraction. Extraction of gold improved by 21.5% by increasing and maintaining the

concentration of cyanide from 2 g/L to 5 g/L NaCN. A positive effect on the rate of extraction of gold was also apparent over the initial periods of leaching (Figure 6). However, cyanide consumption was found to increase from 6.1 kg/ton to 13.5 kg/ton NaCN increasing the concentration of cyanide from 2 g/L to 5 g/L NaCN. These findings are also consistent with the speciation calculations presented in Figure 5, suggesting that relatively low gold extraction at 2 g/L NaCN could be attributed to the limited availability of free cyanide.

In addition, the effect of pulp density on the leaching of gold and silver was studied. Decreasing the pulp density from 50% to 30% produced marked effect on the extraction of gold, which increased to 67.2% (Figure 7). However, no discernible effect (by 4% increase) of pulp density on the extraction of silver was evident. The beneficial effect of decreasing pulp density was also reflected by higher levels of dissolved oxygen at low pulp densities (Figure 8). The dissolved oxygen levels are initially low apparently owing to the highest availability of oxygen consuming phases at the onset.

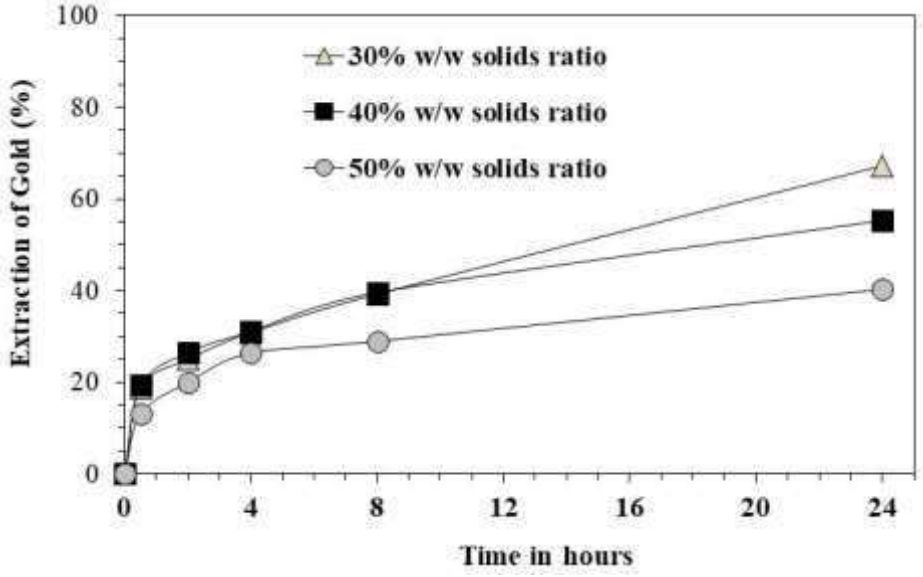


Figure 7. The effect of solids ratio (30-50 w/w) on the extraction of gold (d_{80}= 27 µm, 2 g/L NaCN, pH 10.5-11, 1.8 L/min. air flowrate, room temperature)

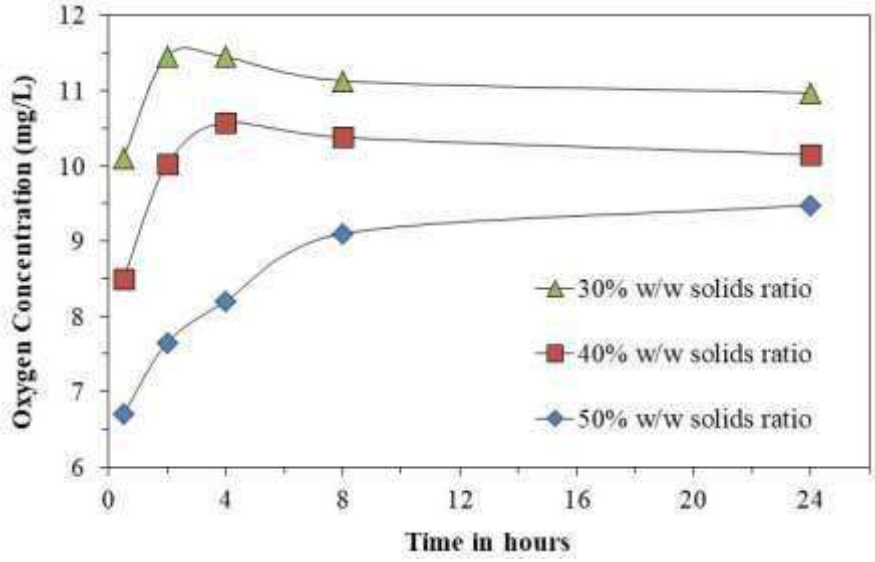


Figure 8. Oxygen concentration profiles during leaching (d_{80}= 27 µm, 2 g/L NaCN, pH 10.5-11, 1.8 L/min. air flowrate, room temperature)

CONCLUSIONS

Extraction of gold/silver a high gold/silver bearing refractory flotation tailings (d_{80}=27 µm) was investigated. The effects of ultra-fine grinding down to 7.5 µm (d_{80}) on the leaching performance of Au/Ag were studied. Low gold recoveries (i.e. 40.2% Au over 24 h.) in cyanide leaching (2 g/L NaCN) revealed the tailings is highly refractory. Ultra-fine grinding of the tailings adversely affected the leaching performance of Au/Ag i.e. a decrease by 29.8% and 12.9% in extraction of Au and Ag was noted, respectively, over 24 h. Dissolution of iron and zinc was limited (i.e. ≤1%) over 24 h. whilst a significant portion of copper (i.e. ≤62.2%) was dissolved over the same period using the as-received and ground tailings. Lower oxygen concentrations were noted in the leaching test of ground material when compared with the as-received tailings. Increasing the initial concentration of cyanide (from 2 to 5 g/L NaCN) or decreasing the pulp density (from 50 to 30%) was demonstrated to improve the extraction of gold and silver. These findings demonstrated ultra-fine grinding is not a technically suitable option for the tailings to improve the leaching performance of gold/silver.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to express their sincere thanks and appreciation to Dakot Milling Media (Pty) Ltd (South Africa) for kindly providing the ceramic micro–grinding beads (DMM AZ 2000®) and to Yıldızlar Holding for kindly providing the samples and Res. Assist. Elif Yılmaz and Res. Assist. Fırat Ahlatcı for their help during the experimental studies.

REFERENCES

Anyimadu, A.K., Rule, C.M. and Knopjes, L., 2006. The development of ultra-fine grinding at Anglo Platinum, International Platinum Conference. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM), Johannesburg, pp. 143-149.

Baron, J.Y., Choi, Y. and Jeffrey, M., 2016. Double-Refractory Carbonaceous Sulfidic Gold Ores. In: M.D. Adams (Ed.), Gold Ore Processing. Elsevier Science, pp. 909-918.

Bas, A.D., Koc, E., Yazici, E.Y. and Deveci, H., 2015. Treatment of copper-rich gold ore by cyanide leaching, ammonia pretreatment and ammoniacal cyanide leaching. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 25(2): 597-607.

Bas, A.D., Yazici, E.Y. and Deveci, H., 2012. Treatment of a copper-rich gold ore by ammonia assisted cyanide leaching, XXVI International Mineral Processing Congress (IMPC), pp. 356-365.

Celep, O., 2015. Processing of Gold Ores. Türkiye Alim Kitapları, 221 pp.

Celep, O., Alp, İ. and Türk, T., 2010. Improvement Of Cyanidation Of Antimonial Refractory Gold/Silver Ores By Ultrafine Grinding In A Stirred Mill, XII. International Mineral Processing Symposium (IMPS), 6-8 September, Nevsehir, pp. 721-727.

Celep, O., Aslan, N., Alp, İ. and Taşdemir, G., 2011. Optimization of some parameters of stirred mill for ultra-fine grinding of refractory Au/Ag ores. Powder Technology, 208(1): 121-127.

Celep, O., Bas, A.D., Yazici, E.Y., Alp, I. and Deveci, H., 2015. Improvement of Silver Extraction by Ultrafine Grinding Prior to Cyanide Leaching of the Plant Tailings of a Refractory Silver Ore. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 36(4): 227-236.

Ciftci, H. and Akcil, A., 2010. Effect of biooxidation conditions on cyanide consumption and gold recovery from a refractory gold concentrate. Hydrometallurgy, 104(2): 142-149.

Corrans, I.J. and Angove, J.E., 1991. Ultra fine milling for the recovery of refractory gold. Minerals Engineering, 4(7): 763-776.

Dunn, J.G. and Chamberlain, A.C., 1997. The recovery of gold from refractory arsenopyrite concentrates by pyrolysis-oxidation. Minerals Engineering, 10(9): 919-928.

Fleming, C.A., 1992. Hydrometallurgy of precious metals recovery. Hydrometallurgy, 30(1–3): 127-162.

Fleming, C.A., 2011. Dealing with cyanide-soluble copper in the gold mining industry, pp. 173-190.

Gudyanga, F.P., Mahlangu, T., Roman, R.J., Mungoshi, J. and Mbeve, K., 1999. An acidic pressure oxidation pre-treatment of refractory gold concentrates from the KweKwe roasting plant, Zimbabwe. Minerals Engineering, 12(8): 863-875.

Iglesias, N. and Carranza, F., 1994. Refractory gold-bearing ores: a review of treatment methods and recent advances in biotechnological techniques. Hydrometallurgy, 34(3): 383-395.

La Brooy, S.R., Linge, H.G. and Walker, G.S., 1994. Review of gold extraction from ores. Minerals Engineering, 7(10): 1213-1241.

Marsden, J. and House, I., 2006. The chemistry of gold extraction. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, USA, 688 pp.

Miller, J.D., Wan, R.-Y. and Diaz, X., 2016. Preg-Robbing Gold Ores. In: M.D. Adams (Ed.), Gold Ore Processing. Elsevier Science, pp. 885-907.

ENDÜSTRİYEL PROSESLERDE KULLANILAN DEĞİRMEN [ÖĞÜTÜCÜ] TİPLERİ VE ÇALIŞMA MEKANİZMALARI

MILLS [GRINDING] TYPES AND WORKING MECHANISMS USED IN INDUSTRIAL PROCESSES

A.V. Korkmaz [1,] *, H. Hacıfazlıoğlu [2]

[1] *Çimsa Çimento, Afyonkarahisar*
*(*Sorumlu yazar: av.korkmaz@hotmail.com)*
[2] *İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fak. Maden Müh. Bölümü, 34320, Avcılar/İSTANBUL*

ÖZET

Madencilik sektöründe, yüksek tenörlü cevher yataklarının tükenmesi ile birlikte tane serbestleşme boyutu çok küçük olan ve çok düşük tenörlü maden yataklarının işletilmesi artık bir zorunluluk haline gelmiştir. Endüstrinin bu hammaddeler için gerektirdiği en önemli özellikler kimyasal özellikleri ve partikül büyüklüğü dağılımlarıdır. İstenilen kimyasal özellikler için işlenmemiş veya işlenmiş tüm malzemeler endüstride kullanılmadan önce boyutları küçültülmelidir. Bu cevherlerin zenginleştirilmesi aşamasında ise gerekli olan enerjinin büyük bir kısmı öğütmeye harcanmaktadır. Mikronize öğütmelerde ise konvansiyonel (çubuklu ve bilyalı gibi) değirmenler verimini kaybetmekte ve ekonomik olmaktan çıkmaktadırlar. Bilindiği gibi, konvansiyonel değirmenlerde harcanan enerjinin büyük bir kısmı doğrudan boyut küçültmede kullanılmakta, önemli bir bölümü ısı ve ses olarak kaybedilmektedir. Ayrıca, 75 mikronun altındaki öğütmelerde konvansiyonel değirmenlerin verimi aşırı derecede azalmakta ve öğütme ekonomik olmaktan çıkmaktadır. Endüstriyel kullanım amaçları için her türlü hammadde malzemesini istenen partikül boyutuna ileten değirmenler, çeşitli çalışma mekanizmaları içermektedir. Bu çalışmanın amacı, değirmenlerin ve bunların yapılarının çalışma mekanizmalarını ve en son teknoloji kullanılarak tasarlanan değirmenleri vurgulamak ve tanımlamaktır.

Anahtar Sözcükler: Endüstriyel prosesler, Madencilik, öğütme, değirmen tipleri

ABSTRACT

In the mining sector, with the depletion of high-grade ore deposits, the operation of very low-grade ore deposits with very small grain freeing size has become a necessity. The most important properties of the industry for these raw materials are chemical properties and particle size distributions. All untreated or processed materials for the desired chemical properties should be reduced in size before being used in the industry. During the enrichment of these ores, most of the required energy is spent on grinding. In the case of micronized milling, conventional mills (such as bar and ball) lose their efficiency and are no longer economical. As is known, a large part of the energy spent in conventional mills is used for direct size reduction, and a significant part is lost as heat and sound. In addition, the milling efficiency of conventional mills is significantly reduced, and milling is not economical in mills below 75 microns. The mills which transmit all kinds of raw material material to the desired particle size for industrial purposes contain various working mechanisms. The aim of this study is to emphasize and define the working mechanisms of mills and their structures and the mills designed using the latest technology.

Keywords: Industrial processes, Mining, grinding, mill types

GİRİŞ

Öğütme ve parçalama; materyalin daha küçük parçalara bölünmesiyle hacmini küçültmek için uygulanan bir işlemdir. Bu işlem için gerekli enerji dünya ortalaması olarak tüm enerji tüketiminin %5 gibi büyük bir paya sahiptir (bunun içinde çimento sanayi %1,5). Cevherin toz haline getirilmesi için kullanılan bu araçlara ise 'öğütücü' ya da 'değirmen' adı verilir. Değirmenlerde öğütülecek malzeme; darbe, ezme, kesme ve sürtme kuvvetleri ile toz haline getirilir (Wills, 1997). Herhangi bir tesiste cevher veya kömürü öğütmenin başlıca üç amacı vardır:

1. Cevheri zenginleştirebilmek için kayacın tane serbestleşme boyutuna kadar ufalanması amacı,

2. Mevcut haliyle kullanılabilir olan bir ürünün, başka bir kullanım alanı için gerekli olan tane boyutuna indirilmesi (örneğin pülverize termik santrallerde kömürün toz haline getirilerek yakılması gibi).

3. Teknolojik ihtiyaçlar (Örneğin kalsitin lastik ve boya sanayisinde kullanılabilmesi için nano boyuta öğütülmesi).

Öğütme "kuru" veya "yaş" olmak üzere iki şekilde yapılabilmektedir. Kuru öğütmenin enerji sarfiyatı yaş öğütmeye göre yaklaşık %30 daha fazladır (Kaytaz, 1990). Bunun başlıca nedeni; kuru öğütmede ince tanelerin daha hızlı topaklanması ve öğütücü ortamla teması keserek yastıklama etkisi sonucunda öğütmeyi yavaşlatmasıdır. Bu yüzden kuru öğütmelerde topaklanmayı önleyici bazı dağıtıcı kimyasallar da kullanılabilmektedir (Ateşok vd., 2005). Ayrıca, birim değirmen ve öğütücü ortam ağırlığı dikkate alındığında kuru öğütme yaş öğütmeye göre kapasite yönünden daha düşüktür. Kuru öğütmenin bir diğer sakıncası ise değirmen gövdesinin aşırı ısınması ve bunun sonucunda yüksek hızlarda çalıştırılamamasıdır. Bu yüzden cevher hazırlama tesislerinde öğütme genellikle yaş olarak yapılmaktadır. Halen ince öğütmede en yaygın kullanılan değirmen tipi konvansiyonel bilyalı değirmenlerdir. Ancak, bilyalı değirmenlerde kullanılan en küçük bilya boyutu 25 mm civarında olmasından dolayı, değirmen içindeki çarpma hareketlerinden öğütülen cevhere aktarılacak enerji, küçük boyutlarda küçültme için yeterli olmamaktadır. Küçük tanelerin ufalanmasında basınç ve kesme kuvvetleri gereklidir. Çarpma ve aşınma kuvvetlerinin baskın olduğu bilyalı değirmenlerde öğütme iri boyutta kalmaktadır. Bilyalı değirmenlerin ekonomik öğütme sınırları 100 µm' ye kadardır. Bu sınırların altına inildiğinde bilyalı değirmenlerin spesifik enerjileri üstel olarak artış gösterir (Liddell, 1986).

Endüstriyel tesislerde öğütme, enerjinin en yaygın ve en verimsiz olarak kullanıldığı işlem kademesidir. Özellikle, tane boyutu küçüldükçe tanelerin kırılmaya karşı olan dirençlerinin artmasıyla birlikte tüketilen enerji miktarları da aşırı bir şekilde artmaktadır. Öğütme konusunda yapılan çalışmaların çoğunda enerji-boyut küçültme arasındaki ilişki belirlenmeye çalışılmıştır. Böylece, en az enerji ile en fazla boyut küçültmenin yolları araştırılmıştır. Bilindiği gibi, konvansiyonel değirmenlerde (çubuklu ve bilyalı) harcanan enerjinin bir kısmı doğrudan boyut küçültmede kullanılmakta, önemli bir bölümü ise faydalı bir iş yapmadan ısı ve ses olarak kaybedilmektedir. Ayrıca, 100 mikronun altındaki öğütmelerde konvansiyonel değirmenlerin verimi çok azalmakta (enerji tüketimi aşırı artmakta) ve öğütme ekonomik olmaktan çıkmaktadır (Bond, 1951; Zheng vd.,1996; Fidan ve Arol, 1990; Gao ve Forssberg, 1993; Jankovic, 2003). Bu yüzden son yıllarda öğütme maliyetini düşürmek ve öğütme verimliliğini arttırmak için değişik prensiplerle çalışan çok sayıda değirmen tasarlanmıştır. Bunlardan en dikkat çekici olanı yatay ve düşey şaftlı karıştırmalı değirmenlerdir. Bu değirmenler ile 10 mikronun altında bile ekonomik öğütme yapmak mümkündür. Bunun arkasında yatan temel neden, karıştırmalı değirmen içerisinde birim zaman ve hacimde açığa çıkan enerji miktarının çok yüksek olması nedeniyle, enerji tüketiminin konvansiyonel değirmenlerle karşılaştırıldığında oldukça düşük kalmasıdır (Mankosa vd.,1986; Kwade, 1996; Pilevneli, 2003; Dikmen ve Ergün, 2006). Son yıllarda geliştirilmiş olan ve kullanımı hızla yaygınlaşan başlıca değirmen tipleri; valsli değirmenler, yüksek basınçlı merdaneli değirmenler, titreşimli değirmenler, sarkaç toplu değirmenler (Raymond mill) ve jet tipi değirmendir.

ÇUBUKLU DEĞİRMEN

Çubuklu değirmenler genellikle birinci kademe öğütme devrelerinde kullanılır (Şekil 1). İri boyutta kaba öğütücüler olarak da bilinmektedir. Genellikle yaş öğütmede kullanılırlar. Kırma işleminden sonraki ürünü alıp bilyalı değirmene hazırlarlar. Çubuklu değirmenlerde boy çap oranı (L/D) 1.5-2.5 arasındadır. Bu oranın 1.25'in altına olması durumunda, değirmen içindeki çubukların birbirine karışarak öğütme ortamını bozulmasına, oranının 2.5'den büyük olması durumunda ise çubukların kırılmasına, eğilmesine, istiflerinin bozulmasına neden olmaktadır. Uygulamada kullanılan en uzun çubuk boyu 6.8 metredir. Kullanılan çubuk boyu, değirmenin iç alın astarı arasındaki mesafeden 10-15 cm daha kısa olmalıdır. Seçilecek en büyük çubuk çapı ise öğütülecek malzeme içerisindeki en büyük tane boyutundan biraz daha büyük olmalıdır (Demirel, 1994; Karadeniz, 1996; Wills, 1997; Yıldız, 2007).

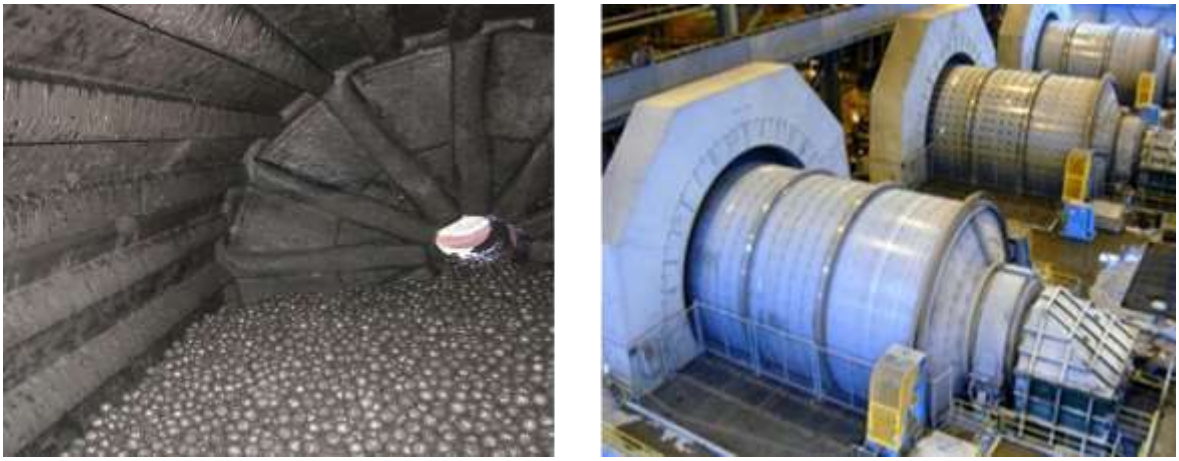
Çubuklu değirmenin döndürülmesi için gerekli güç, çubukların değirmen içinde kapladıkları hacme (şarj oranına), değirmenin kritik hızına ve değirmen iç çapına bağlıdır. Çubukların değirmen içerisindeki kapladıkları hacim genellikle %40-45 arasındadır. Çubuklu değirmenler kritik hızlarının %50-75'i hızlarda çalıştırılırlar. Bu sayede çubuklar serbest düşme yerine kayarak hareket eder ve yuvarlanarak taneleri öğütürler. Değirmenlerde malzeme, çubukların arasında bir hat boyunca öğütüldükleri için öğütme sonrası homojen bir ürün elde edilir. Bu nedenle çubuklu değirmenler bilyalı değirmenler öncesi açık devre olarak çalışırlar. Ayrıca şlam boyutunda az ürün verdikleri için flotasyon öncesi öğütme işlemi için de uygundur (Demirel, 1994). Çubuklu değirmenlerin diğer değirmenlere göre başlıca avantajları; 1) Öğütme şekli, ürünün tane boyut dağılımını kontrol ettiğinden kapalı devre öğütmeye gerek kalmaz, 2) Çubuklar arası boşluk az olduğundan öğütme verimi daha yüksektir, 3) Aşınan çubukların değiştirilmesi daha kolaydır.

Şekil 1. Çubuklu değirmenin genel görüntüsü

BİLYALI DEĞİRMEN

Öğütme ortamı çelik bilyalardan oluşan değirmenlere "bilyalı değirmen" denir (Şekil 2). Genellikle öğütmenin son kademesinde kullanılır. Çubuklu değirmenlere göre daha ince ürün veren bu değirmenlerde boyun çapa oranı 1 ile 1.5 arasında değişmektedir. Genel olarak ince öğütmelerde değirmenin boyu daha uzundur. Değirmen boyunun çapa oranı 3 ile 5 arasında ise "tüp değirmen" olarak adlandırılır. Tüp değirmenler değişik beslemelere sahip kompartımanlara bölünmüştür ve genellikle klinker gibi kuru öğütmelerde kullanılmaktadır. Öğütücü ortam çelik bilya yerine çakmak taşı veya seramik çakıllardan oluştuğu zaman, buna "çakıllı değirmen" adı verilir. Bilyalı değirmenler, silindir gövdeli değirmen, silindiro-konik gövdeli değirmen ve konik gövdeli değirmen olmak üzere farklı gövde şekillerine sahip olabilmektedir. Konik bir bilyalı değirmenin giriş tarafı silindirik çıkış tarafı ise konik şekillidir. Böyle bir gövdenin dönmesi ile küçük çaplı bilyalar ve malzeme çıkış tarafına, büyük çaplı bilyalar ve iri malzeme ise silindir kısmında toplanmaktadır. Bilyalı değirmenlerde öğütme, bilyaların

cevher taneleri ile noktasal teması sonucunda gerçekleşmektedir. Yeterli süre verilmesi durumunda bu değirmenler ile istenilen incelikte ürün alınabilmektedir. Bu yüzden bilyalı değirmenler ile 50 mikronun altına öğütme yapmak mümkündür. Ancak açık devre çalıştırılan bilyalı değirmenden elde edilen ürün çok geniş tane boyutuna sahiptir. Bu problemi halletmek için malzemenin değirmen içerisinde kalma süresinin az olduğu kapalı devre öğütme sistemi kullanılmaktadır. Başka bir deyişle bilyalı değirmenlerde öğütülmüş ince ürün, sistemden uzaklaştırılarak iri tanelerle öğütme işlemine devam edilmelidir (Demirel, 1994; Wills, 1997; Yüce, 2008).



Şekil 2. Bilyalı değirmenin iç ve dış görüntüsü

OTOJEN VE YARI OTOJEN DEĞİRMEN

Öğütücü ortam olarak iri cevher parçalarının kullanıldığı öğütme şekline “otojen öğütme” denir. Otojen değirmenler bir çeşit aktarılan ortamla çalışan tamburlu değirmenlerdir. Yaş veya kuru olarak çalıştırılabilirler. Değirmen içerisinde öğütme olayı çatlatma, kesme ve aşındırma kuvvetleri ile gerçekleştirilir. En büyük avantajı öğütücü ortamın olmaması ve klasik değirmenlere oranla daha az oranda şlam oluşturmasıdır. Ancak öğütücü ortam sarfiyatındaki avantajına karşılık, öğütülen her ton cevher için %5-25 daha fazla güç tüketir. İşletmelerden edinilen tecrübelere göre otojen değirmenlerde astar sarfiyatı çubuklu ve bilyalı değirmenlerin astar sarfiyatından daha fazladır. Ancak bilya aşınmasının önlenmesi ile toplam çelik sarfiyatında %50 azalma görülmekte ve işletim maliyeti önemli ölçüde düşmektedir (Demirel, 1994; Yıldız, 1999). Tesislerde otojen bir öğütme işlemi için; a) yeteri miktarda iri cevher parçası bulunmalı, b) iri cevher parçaları yuvarlak veya yuvarlağa yakın şekilli olmalı, c) İri parçalar orta sertlikte olmalı ve çabuk ufalanmamalıdır.

Yukarıdaki nedenlerden ötürü otojen değirmenler önceleri yalnızca bazı demir cevherlerinin öğütülmesi için kullanılmaktaydı. Özellikle bakır cevherinin çabuk ufalanır olması otojen değirmenlerin kullanımını engellemiştir. Ancak, son yıllarda bu değirmenlerin içerisine belirli boyutta bilya ilave edilerek yarı otojen değirmenler geliştirilmiştir (Şekil 3). Bu sayede otojen değirmenler bakır ve metalik olmayan diğer birçok cevherlerin öğütülmesinde yaygın olarak kullanılabilir olmuştur.

Şekil 3. Yarı otojen (SAG Mill) değirmenin görüntüsü

VALSLİ DEĞİRMEN

Bu tür değirmenlerde öğütücü valsler (rulolar), sabit veya hareketli bir tabla üzerinde dönmekte, tabla ve rulo arasında kalan cevher basma ve sürtünme kuvvetlerinin etkisi ile ufalanmaktadır (Şekil 4). Tablalar öğütme rulolarının şekline göre düz veya oluklu olabilmektedir. Öğütme ruloları üzerine istenilen boyuta ve kapasiteye göre belirli bir basınç uygulanır. Öğütülmüş malzeme ortamdan havalı separatörlerin (emici fanların) oluşturduğu hava akımı ile ya da kömürün öğütülmesinde olduğu gibi sıcak inert gazlar ile sürüklenerek alınır. Klasifikatöre giren öğütülmüş malzeme incesinden ayrılır ve irilerle tekrar öğütmeye devam edilir. Kapasiteleri cihaz gücüne ve boyutuna bağlı olarak 2 ile 600 ton/saat arasında değişebilir. Motor güçleri ise 4000 kW'a kadar çıkabilmektedir (Yıldız, 1999; Kemal ve Arslan, 1999; Pilevneli 2003). Valsli değirmenler yatay veya dikey olmak üzere başlıca iki tipte tasarlanmıştır. Dikey valsli değirmenlerin yüksek öğütme maliyeti ve sık aşınma sorunun giderilmesi için 1980'lerin sonlarına doğru yatay valsli değirmenler geliştirilmiştir. Bunlardan en dikkat çekici olanı Italyan Fratelli Buzzi ve Fransız FCB firmalarının geliştirdikleri "Horomill" olarak bilinen yatay valsli değirmendir (Şekil 5). Bu değirmen kendi ekseni etrafında dönen bir silindir manto ve iç tamburdan oluşmaktadır. Öğütülecek malzeme değirmenin iç yapısı ve merkezkaç kuvvetlerinin etkisi ile değirmeninin içinden değirmenin çıkışına doğru düzenli olarak hareket eder ve manto ile tambur arasında malzemeyi sıkıştırarak öğütür. Horomill 1993'den günümüze kadar birçok Çimento tesisinde kurulmuş ve olumlu sonuçlar alınmıştır. Diğer değirmenlerle karşılaştırıldığında %30-70 arasında bir enerji tasarrufu sağladığı belirtilmektedir. Ayrıca gürültü seviyesi de diğer değirmenlere göre daha düşüktür. Az yer kaplaması, basit yapısı, işletme kolaylığı ve düşük titreşimli olması diğer avantajlarıdır (Kemal ve Arslan, 1999; Wills, 1997; Yıldız, 2007). Horomill prensibine benzer bir prensiple çalışan bir diğer önemli değirmen tipi ise CEMAX değirmenidir. Horomill ve Cemax değirmenleri arasındaki işletme açısından iki temel farlılık, Horomill'in kritik hızın üzerinde Cemax değirmeninin ise kritik hızın altında dönmesidir. İkinci husus ise öğütülen malzemenin değirmene girişinden çıkışına olan taşınma mekanizmasındadır. Cemax değirneni hava süpürmeli bir değirmen olup, malzeme hava akımı ile taşınırken Horomill 'de malzemenin değirmen içinde taşınması bir sıyırıcı mekanizma ile yapılmakta ve değirmen dışına taşınması da 'patentli taşıma kutusu' adı verilen bir sistemle yapılmaktadır.

Kömür ve çimento öğütmede yaygın olarak kullanılan bir değirmen tipi ise valsli dik değirmenlerdir (Kemal ve Çiçek, 1996). Bu değirmende, verilen sıcak gazlarla, hem öğütülmüş klinker ve kömür kurutulmakta hem de istenilen boyuta gelmiş olan ürün separatöre taşınmaktadır. Valsli değirmenlerin en önemli dezavantajı ruloların ve tablanın çabuk aşınmasıdır. Bu yüzden daha çok kömür, kireçtaşı, fosfat ve dolomit gibi aşındırıcı olmayan gevrek cevherlerin öğütülmesi için tercih edilmektedir.

Şekil 4. Valsli değirmen ve endüstriyel uygulaması (Loesche,2016)

Şekil 5. Horomill (yatay valsli değirmen) endüstriyel uygulama görüntüsü

YÜKSEK BASINÇLI MERDANELİ DEĞİRMEN

Yüksek basınçlı merdaneli değirmenlerde birbirine doğru dönen iki adet geniş çaplı (75-250 cm) merdane bulunur. Bu merdanelerden birisi sabit bir yatağa oturtulmuşken diğeri hidrolik bir sistem aracılığıyla sabit merdaneye doğru itilmektedir. Bu esnada iki merdane arasına yapılan besleme ile taneler ezilerek ufalanmaktadır (Şekil 7). Ufalanmanın ölçüsü merdanelere uygulanan basınç ile konrol edilmekte ve merdaneler arasındaki basınç cihazın büyüklüğüne göre 50 ile 150 kPa arasında değişmektedir.

Aktarılan ortamla çalışan değirmenlerde enerjinin büyük bir bölümü, öğütücü ortamın birbiriyle ve astarlarla çarpışmasında harcanmakta iken, yüksek basınçlı merdaneli değirmenlerde öğütme malzeme yatağında gerçekleştiği için enerji kaybı daha az olmaktadır. Laboratuar ölçeğinde yapılan çalışmalar sonucunda, yüksek basınçlı merdaneli değirmenin klasik bilyalı değirmene göre %40-50

oranında daha az birim enerji tükettiği kaydedilmiştir. Ayrıca, kapasitesinin de klasik bilyalı değirmene göre 1.5-3 kat daha fazla olduğu belirtilmiştir (Schönert, 1988; Patzelt, 1992; Feige, 1993; Aydoğan ve Ergün, 2004).

Yüksek basınçlı merdaneli değirmenler, 1985'den bu yana daha çok çubuklu ve yarı otojen değirmenlerin yerini almıştır. Endüstriyel ölçekte başta klinker olmak üzere kireçtaşı, dolomit, kimberlit, krom, altın, bakır, gümüş, çinko ve demir gibi cevherlerin öğütülmesinde kullanılmaktadır. Bu değirmenlerde malzemenin mineral faz sınırından kırılması daha iyi serbestleşme sağlamakta ve mikro çatlaklı bir ürün eldesi liç işleminde verimi arttırmaktadır. Özellikle siyanür liçinde diğer öğütme sistemlerine göre daha yüksek altın çözünme (liç) veriminin elde edildiği belirtilmektedir (Esna-Ashari ve Kellerwessel, 1989). Bu değirmenlerin en büyük dezavantajı cevherin ufalanabilmesi için merdanelere uygulanan yüksek basıncın ekipmanlarda mekanik sorunlara neden olması ve cevherin sertliğine bağlı olarak merdane yüzeylerinde hızlı aşınmanın meydana gelmesidir. Bu yüzden merdanele yüzeyleri genellikle dayanıklı Nikel veya yüksek kromlu aşınma plakalarıyla kaplanmalıdır. Bir diğer önemli sakıncası ise bu değirmenlerden çıkan öğütülmüş ürünün kek halinde olması ve kekin dağıtılması için ek bir donanıma ihtiyaç duyulmasıdır (Aydoğan ve Ergün, 2004; Sverak, 2007).

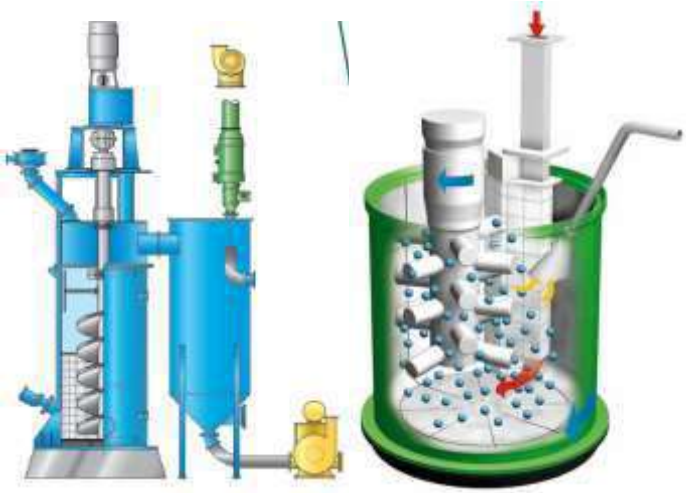
Şekil 7. Yüksek basınçlı merdaneli değirmenin görüntüsü (Flsmidth,2016)

KARIŞTIRMALI BİLYALI DEĞİRMEN

Karıştırmalı bilyalı değirmenler (Şekil 8), mikronize malzeme üretiminde kullanılan en popüler değirmenlerdir. Son 30 yıldan beri; seramik, metalurji, elektronik, boya, kimya, gıda, lastik, ziraat, ilaç, fotoğraf, kömür ve enerji gibi endüstrilerde yaygın olarak tercih edilmektedir. Diğer öğütme yapan cihazlara göre işletimi daha kolay, öğütme süresi ve enerji tüketimi daha azdır. Bir endüstriyel uygulamada, 20 ton/saat kapasiteli bir karıştırmalı değirmen ile 6 mikrona yapılan bir öğütme işlemi için harcanan enerjinin konvansiyonel bilyalı değirmene göre %60 daha az olduğu kaydedilmiştir (Mankosa vd., 1986; Kwade, 1999; Pilevneli, 2003; Jankovic, 2003). Temel tasarımı 1920'li yıllara kadar uzanan karıştırmalı değirmenler, ilk kez 1960'lı yıllarda kaolin'in öğütülmesi için kullanılmıştır (Conway-Baker vd, 1999). Karıştırmalı değirmen, temelde sabit bir silindirik yapı içerisinde silindir gövde içinde dönen bir rotordan oluşmaktadır. Rotor üzerine belli aralıklarla yerleştirilmiş çubuk (pin) veya diskler yardımıyla silindiri dolduran ortamı hareket ettirerek öğütme yapılmaktadır. Öğütücü ortam olarak birkaç yüz mikrondan birkaç milimetreye kadar değişebilen bilyalar kullanılmaktadır. Uygulama alanına bağlı olarak değirmenin öğütücü ortamı boncuklar; çelik, seramik, cam (silis), alüminyum veya zirkon olabilmektedir. Öğütülecek malzemenin besleme boyutu da birkaç mikronla bir kaç milimetre arasında değişebilmektedir. Ancak, genellikle 100 μm'nin altındaki öğütmelerde enerji tüketiminin konvansiyonel değirmenlere göre daha az olduğu belirtilmektedir (Szegvari ve Yang, 1999; Hacıfazlıoğlu vd., 2008).

Şekil 8.Karıştırmalı bilyalı değirmenin görüntüsü

Çalışma prensibinden ötürü karıştırmalı değirmenlerde kullanılan kuvvetler, bilyalı ve çubuklu gibi aktarılan ortamla çalışan değirmenlerden farklıdır. Aktarılan ortamla çalışan değirmenlerde öğütme, büyük ölçüde çarpma ve basınçla, kısmen de aşındırma kuvvetleri ile olurken, bu değirmenlerde aşındırma ve kesme kuvvetleri çarpmayla birlikte ağırlıklı olarak yer almaktadır. Çubuklu ve bilyalı değirmenlerde tambur hareket ettirilirken, karıştırmalı bilyalı değirmenlerde yalnızca bir karıştırıcı yardımı ile ortam (ince bilya) hareket ettirilmektedir. Bu sayede değirmen içerisinde birim zaman ve hacimde açığa çıkan enerji miktarı tambur değirmenlerle karşılaştırıldığında oldukça yüksek olmaktadır. Çünkü tambur değirmenlerde enerjinin büyük bir bölümü tamburu hareket ettirmek için kullanılmaktadır (Kwade, 199; Wang ve Forssberg, 2000; Szegvari ve Yang, 1999; Pilevneli, 2003; Dikmen ve Ergün, 2005). Ticari olarak çeşitli parçaları değiştirilmiş ve değişik şekillerde tasarlanmış çok sayıda karıştırmalı değirmen bulunmaktadır. Bunlardan bazıları; Tower mill, Isa mill, Svedala detritor, Sala agitated mill, ANI-Metsoprotech SVM mill, MaxxMill, Pitt Mill ve DraisMill'dir. Şekil 10'da kimi kaynaklarda kule değirmen olarak belirtilen Vertimill ve Maxxmill karıştırmalı değirmen tipleri gösterilmiştir. Kule değirmen, dikey olarak yerleştirilmiş bir gövde ve dönen helisel kanatçıklardan oluşmaktadır. MaxxMill değirmeninde ise, değirmenin gövdesi de dönmekte ve gövde içerisinde bulunan bir plaka yardımıyla bilyaların akışı değiştirilmektedir. Bu sayede daha etkili bir öğütmenin yapıldığı ileri sürülmektedir (Wang, 2004). Draismill'de ise öğütme verimliliğini artırmak için, öğütme duvarına dik olarak yerleştirilmiş çubuklar (pinler) bulunmaktadır (Tüzün, 1994).



Şekil 10. Helisel kanatlı karıştırmalı değirmen (Vertimill) ve MaxxMill değirmeni

JET TİPİ DEĞİRMEN

Jet değirmenlerde, değirmen gövdesi içine çok yüksek basınçlarda verilen hava ile tanelerin birbirine ve değirmen gövdesine çarpması sonucu darbe ve aşınma etkisiyle öğütme gerçekleştirilmektedir (Şekil 11). Besleme boyutu genellikle 0.5 mm'nin altında olan bu tip değirmenler ile birkaç mikron düzeyine öğütme yapmak mümkündür. Bu sistemlerde, nozuldan basınçlı havanın etkisi ile ivmelenerek çıkan malzeme hızla öğütme odasına girmektedir. Öğütme odası aşınmayı en aza indirecek şekilde tasarlanmıştır. Malzeme bu bölge içerisindeki çeperlere ve birbirlerine çarparak veya sürtünerek ince taneler halinde dağılmaktadır. Sistemdeki öğütülmüş malzeme ise akışkanın hareketi ile taşınarak havalı bir separatörden geçmekte ve ince taneler ayrıldıktan sonra iri tanelerle birlikte tekrar sisteme geri dönmektedir. Bu tip değirmenlerde akışkan ortam olarak; sıcak basınçlı buhar, hava veya herhangi bir inert gaz kullanılabilmektedir. Gazların basınçları ise malzemenin sertliğine göre 100 ile 200 psi arasında olabilmektedir (Yıldız, 2007; Yüce, 2008). Jet değirmenler endüstriyel ölçekte yaygın olarak kullanılmasa da bazı tesislerde silis, feldspat, cam ve zirkon gibi aşındırıcı malzemelerin öğütülmesi için kullanılmaktadır. Daha çok plastik, polimer, pigment ve pestisit gibi malzemelerin mikron boyutuna öğütülmesi için kullanılmaktadır. Kapasiteleri 0.5 ile 5000 kg/saat arasında değişmektedir.

Şekil 11. Jet tipi değirmenin genel görüntüsü (Alpine,2016)

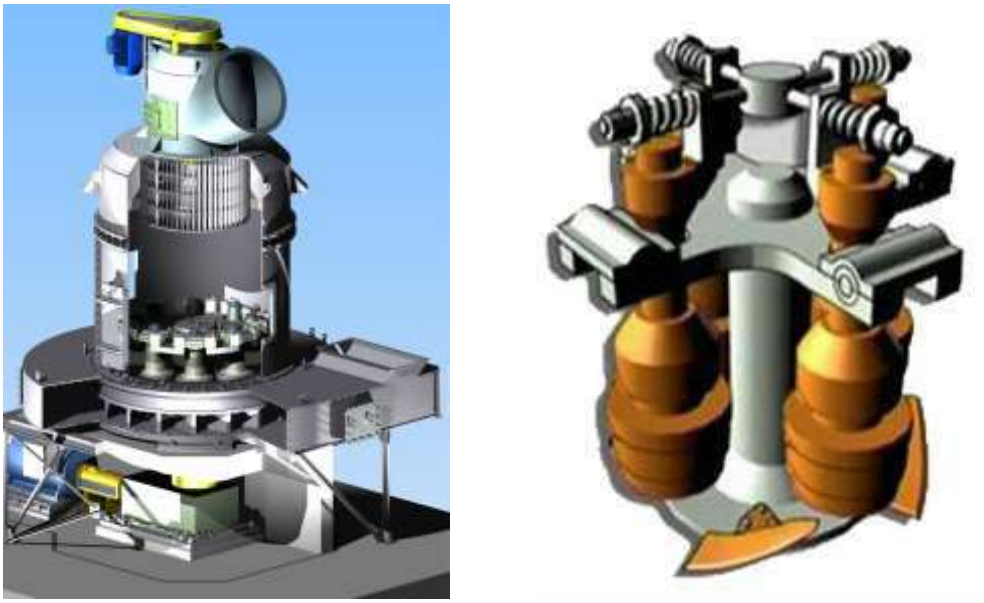
TİTREŞİMLİ DEĞİRMEN

Titreşimli değirmenler, Şekil 12'de görüldüğü gibi üst üste yerleştirilmiş öğütme odalarından (hücrelerinden) oluşmaktadır. Lastik bir takoz veya yaylar üzerinde yer alan bu odalara belirli bir hızda titreşim verilerek oda içerisindeki malzeme ve bilyalar hareket ettirilmektedir. Hareket eden bilyaların cevherleri ezmesi ve sıkıştırması sonucunda taneler ufalanmaktadır. Bilya şarj oranı hacimce %60-70 oranındadır. Bilyaların boyutu ise 10-15 mm arasında değişmektedir. Öğütücü ortam olarak çubuklarda kullanılabilmektedir. En büyük dezavantajı kapasitesinde yaşanan sorunlardır. Öyle ki; kapasitesi 5 ton/saat'in üzerine çıkması durumunda öğütmede sorunlar yaşanmakta, ince öğütme verimini kaybetmektedir. Ayrıca, mekanik aksamların sık sık arızalanması nedeniyle bakım-onarım maliyeti de oldukça yüksektir (Smith, 1974). Titreşimli değirmenler ile 10 mikron boyutuna kadar öğütme yapmak mümkündür. Öğütme odaları yatay olarak ta yerleştirilebilir. En önemli avantajı ince öğütmede enerji verimliliğinin yüksek, ilk yatırım maliyetinin düşük olmasıdır. Genellikle linyit, taşkömürü, kireçtaşı, bentonit, jibs, boksit, bakır, demir, ferrosilikon ve alüminyum oksitlerin ince öğütmesi için kullanılmaktadır (Yıldız, 2007; Wills, 1997).

Şekil 12. Titreşimli değirmenin kesit görüntüsü ve uygulaması

SARKAÇ TOPLU DEĞİRMEN

Sarkaç toplu değirmen (Şekil 13), Raymond mill ya da pandüllü değirmen olarak ta bilinmektedir. Özellikle kalker, kil, kuvars, feldispat ve barit gibi endüstriyel hammaddelerin 250 mikrona kadar kuru öğütülmesinde kullanılmaktadır. Yumuşak ve orta sert (mohs sertlik <7) malzemelerin öğütülmesi için uygundur. Sarkaç Toplu Değirmen, döner topların çelik bir ringe (halkaya) yaslanarak dönmesi ve arada kalan malzemenin ezilerek öğütülmesi esasına dayanır. Ufalanan ince taneler üstten emilerek sistemden uzaklaştırılır. Ring sabit, toplar motorla döndürülür. Sarkaç toplu değirmenin ülkemizde üretimi mevcut olup, pek çok firma tarafından imal edilebilmektedir.



Şekil 13. Sarkaç toplu değirmen ve sarkaç toplarının görüntüsü

DEĞERLENDİRME VE SONUÇ

Enerji maliyetlerinin günden güne hızla arttığı ülkemizde daha verimli ve daha ekonomik öğütme sistemlerine yönelmemiz gerek işletmelerimizin geleceği gerekse ülkemizin doğal kaynaklarının verimli kullanımı açısından büyük önem arz etmektedir. Öyle ki, cevher zenginleştirme işlemlerinde öğütme, işletme maliyetinin büyük bir bölümünü oluşturmaktadır. Bir cevher hazırlama tesisinde enerjinin %40'ı boyut küçültmede (kırma-öğütme), %20'si zenginleştirmede, %30'u susuzlandırma ve kurutmada, %10'u ise nakliye, boşaltma vb. gibi işlemlerde tüketilmektedir. Dolayısıyla boyut küçültme işlemlerinde

yapılacak olan iyileştirmeler ile enerji tüketiminde önemli ölçüde düşüşler sağlanabilir. Öğütme birimlerinde enerji tüketiminin azaltılması için temelde uygun değirmen tipinin seçilmesi gerekir. Yapılabilecek diğer iyileştirmeler ise; en verimli devre tertibinde çalışmak, verimli sınıflandırma yapmak, düzenli değirmen kontrolü (kritik hız, katı oranı, astarların durumu vb.) ve ekonomik olması koşuluyla katkı maddeli (öğütme kolaylaştırıcı) öğütme işlemleridir.

Günümüzde cevherin özelliklerine ve istenilen tane boyutuna bağlı olarak alternatif değirmenler tasarlanmış ve halen tasarlanmaya da devam etmektedir. Örneğin, klasik bir bilyalı değirmen ile birkaç mikron düzeyine öğütme yapmak hem zaman kaybına hem de maliyetlerin aşırı yükselmesine neden olmaktadır. Oysa bunun yerine karıştırmalı bir bilyalı değirmen ile çok daha kısa bir sürede, daha düşük maliyetle, birkaç mikron düzeyine öğütme yapmak mümkün olmaktadır. Benzer şekilde; kömür ve klinker gibi gevrek yapılı kuru malzemeler için klasik tambur değirmenler yerine, daha yüksek kapasiteli dik ya da yatay valsli değirmenlerin kullanılması işletme maliyetlerinin düşürülmesi açısından önemlidir. Ayrıca; öğütme sonrasında cevhere uygulanacak zenginleştirme yöntemi de değirmen seçiminde önemli rol oynamaktadır. Örneğin; yüksek merdaneli değirmenlerde öğütülen ürününün daha fazla çatlaklı yapıda olması, özellikle liç işlemlerinde verim artışı ile sonuçlanmaktadır.

KAYNAKLAR

Ateşok, G., Mütevvelioğlu, N.A., Dinçer, H. ve Boylu, F., 2005; “Bazı Dağıtıcı Kimyasalların Kömürlerin Öğütülebilirliğine Etkisi”, *Madencilik, 44, (2),* 25-35.

Aydoğan, N. ve Ergün, L., 2004. “Yüksek Basınçlı Merdaneli Değirmenler”, *Madencilik Dergisi, 43, (3),* 27-37.

Demirel, H. 1994; “Öğütme”, Cevher Hazırlama El Kitabı, Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı Yayınları, Güven Önal&Gündüz Ateşok (ed), s. 58-71.

Dikmen, S. ve Ergün, Ş.L., 2004;” Karıştırmalı Bilyalı Değirmenler”, *Madencilik, 43, (4*), 3-15.

Esna - Ashari, M. ve Kellerwessel, H., 1989; "Interparticle Crushing of Old Ore in Roller Presses Improves Leaching", *Randol Gold Forum 88*, 141-146.

Gao, M. W. ve Forssberg, E., 1993, A study on the effect of parameters in stirred ball milling, *International Journal of Mineral processing, 37*, 45-59.

Ergun, C. 2007; “Seramik Malzemeler”, IML 212.

Feige, F., 1993; "Current State of Development in High Compression", *ZKG, No.11*, 586-595.

Fidan, B. ve Arol, A.İ. 1990; “Küre Cevherinin Öğütme Özellikleri”, *Madencilik Dergisi, Cilt.XXX, No.3*, 5-9.

Hacıfazlıoğlu, H., Samanlı, S. ve Toroğlu, İ. (2008) “Karıştırmalı Değirmende Kokaksu Boksitinin Öğütülmesinde Bazı Çalışma Parametrelerinin Öğütme Verimine Etkisi ve Bond Değirmeni ile Öğütme Verimliliklerini Karşılaştırılması”, *Madencilik Dergisi, Vol. 47*, No.4, 23-34.

Jankovic, A., 2003. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills, *Minerals Engineering, 16*, 337-345.

Jimbo, G., Saito, Y. ve Kosaka, M. 1980;” The energy efficient of cryogenic crushing of grain and vegetable particles”, Processing Europe Symposium, Particle Technology, Amsterdam, 125-136.

Karadeniz, M. 1996. “Cevher Zenginleştirme Tesis Artıkları Çevreye Etkileri Önlemler”, MTA Genel Müdürlüğü, MAT Daire Başkanlığı, Cevher Zenginleştirme Servisi, s.41-71.

Kaytaz, Y; 1990; “Cevher Hazırlama”, İTÜ Maden Fakültesi Cevher Hazırlama ABD, Teknik Üniversite Matbaası, Gümüşsuyu, İstanbul, s.124.

Kemal, M. ve Arslan, V. 1999; “Kömür Teknolojisi”, D.E.Ü. Mühendislik Fakültesi Basım Ünitesi, No.33, İzmir, ISBN: 975-441-142-5.

Kemal, M. ve Çiçek, T. (1996) İnce ve çok ince öğütme, 21. Yuzyıla Girerken Türkiye Madenciligi, 20-22 Haziran SİVAS, pp. 97-11

Kwade, A., 1999. Wet comminution in stirred media mills-research and its practical application, *Powder Technology, 105*, 14-20.

Liddell, K. S., 1986; “Machines for fine milling to improve the recovery of gold from calcines and pyrite, Proceeding of the international conference on gold, *Extractive Metallurgy of Gold, 2*, 405-417.

Mankosa, M. J. ve Adel, G.T. and Yoon, R.H., 1986. Effect of media size in stirred ball mill grinding of coal, *Powder technology, 49*, 75-82.

Patzelt, N., 1992; "High Pressure Grinding Rolles, a Survey of Experience", IEEE Cement Industry Technical Conference, Dallas/Texas, 180.

Pilevneli, C.C., 2003; "Bilyalı Bir Karıştırmalı Değirmende İnce Boyutlu Klinker Öğütmesinin İncelenmesi", ZKÜ Maden Mühendisliği Bölümü, Doktora Tezi, s.159.

Schönert, K., 1988; "A First Survey of Grinding with High- Compression Roller Mills", International Journal of Mineral Processing, No.22, 401-408.

Weller, K.R. ve Gao, M. 2000;" Ultrafine-Grinding", CSIRO Minerals and MIM Process Technologies, Australia.

Wang, Y. ve Forssberg, E. 2000; "Product size distribution in stirred media mills", *Minerals engineering, 13,* 459-465.

Schönert, K., 1986; "Advances in the Physical Fundementals of Comminution, Advances in Mineral Processing" Proceeding of a Symposium Honoring Nathaniel Arbiter on His 75th Birthday, Ed. P.Somasundaran, Littleton, 28.

Simith, E.A., 1974;" Grinding very hard and very soft materials" Processing 16, November.

Szegvari, A. ve Yang, M. 1999; "Attritor Grinding and dispersing equipment", Akron, Ohio.

Tüzün, M.A., 1994; "A study of Communition in a Vertical Stirred Mill", Doktora Tezi, Chemical Engineering Department, University of Natal.

Wills, B.A. 1987; "Mineral Processsing Technology", Pregmon International Library, London.

Wills, B.A., 1997; "Mineral Processing Technology", Sixth Edition, Pregmon International Library , England, Chapter 7; s.142-176.

Yıldız, N. 1999. "Öğütme Teorisi, Uygulaması Değirmenler ve Sınıflandırıcılar", Kozan Ofset Matbacılık, Ankara, s.217, ISNB: 975-9677-0-3.

Yıldız, N. 2007; "Cevher Hazırlama", Ertem Basım yayın Dağıtım Sanayi ve Ticaret Ltd.Şti. Ankara, s.504, ISBN: 978-975-96779-1-6.

Yutkin, L.A., 1955; "The electrohydrolic effect", Moskow Mashgiz, English translation AD 267722

Yüce, E., 2008; "Boyut küçültme (Kırma-Öğütme) ve Sınıflandırma Teknolojisi, Yenilikler ve Proses Maliyetlerine Etkileri, Cevher ve Kömür Hazırlama Tesislerinde İşletme Denetimi ve Verim Arttırma Kursu, 21-25 Ocak 2008, YMGV Yayını.

Zheng, J., Harris, C.C. ve Somasundaran, P., 1996; "A Study on Grinding and Energy Input in Stirred Media Mills", *Powder Technology, 86*, 171-177.

Metso Minerals, 2010; "Grinding solutions" www.metsominerals.com

Siemens, 2016; "gearless mill", www.siemens.com

Fluid Energy, 2010; "Jet mills", www.fluidenenergype.com

Loesche,2016;" Loesche mill", www.loesche.com

Flsmidth, 2016. "HPGR Express Frame", www.flsmidth.com

Alpine,2016."jet mill", www.hosokawa-alpine.com.

ERZURUM KARAYAZI MANGANEZ CEVHERİNİN FİZİKSEL AYIRMA YÖNTEMLERİ İLE ZENGİNLEŞTİRİLMESİ

ENRICHMENT OF ERZURUM KARAYAZI MANGANESE ORE BY PHYSICAL SEPARATION METHODS

T. Gül [1,*], E. İ. Cöcen [1], E. Tufan [1], E. Kılınç Aksay [2]

[1] *Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: tugrulguldeu@gmail.com)*
[2] *Dokuz Eylül Üniversitesi, Torbalı Meslek Yüksek Okulu*

ÖZET

Ülkemizde mevcut mangan yataklarında bulunan manganez cevherlerinin Mn içeriği kabul edilebilir sınırlarda olmayıp, doğrudan kullanma olasılığı bulunmamaktadır. Türkiye'de bulunan manganez cevheri, genelde metalürjik manganez cevheri grubunda değerlendirilebilecek, demirli-mangan (%10-35 Mn) cevherleri olup rezervlerin büyük bir bölümünü oluşturmaktadır. Genel olarak manganez cevherinin en çok kullanıldığı sektör, %90- 95'e yaklaşan bir oranla demir-çelik endüstrisidir. Az bir kısmı kimya ve batarya endüstrisinde kullanılmaktadır. Bu çalışmada, manganez cevherlerinden, endüstride kullanılabilecek nitelikte manganez üretimi için konsantre elde etme koşullarının saptanması hedeflenerek manganez cevheri için fiziksel ayırma yöntemleri araştırılmıştır. Yoğunluğa dayalı zenginleştirme testleri sallantılı masa ve multi gravite ayırıcı kullanılarak, manyetik zenginleştirme ise kuru bantlı ve yaş yüksek alan şiddetli ayırıcılar kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Laboratuvar çalışmaları sonucunda; zenginleştirme için uygun koşullar tespit edilerek raporlanmıştır.

Anahtar Sözcükler: Manganez, Sallantılı Masa, Multi Gravite Ayırıcı, Manyetik Ayırma, HGMS

ABSTRACT

The manganese ores present in the manganese deposits in our country are not within the acceptable limits of Mn content and there is no possibility to use them directly. The manganese ore found in Turkey is a ferro-manganese (10-35% Mn) ores which can be evaluated in the metallurgical manganese ore group in general and constitutes a large part of the reserves. In general, the most widely used sector of manganese ore is the iron and steel industry with a ratio approaching 90-95%. A few are used in the chemical and battery industries. In this study, it was aimed to determine the concentration conditions for manganese production. A number of physical separation techniques for manganese ore have been investigated in the paper. Gravity separation tests were performed using a shaking table and multi-gravity separator, magnetic treatment of ore was performed using dry belt type magnetic separator and wet high gradient magnetic separator. The optimum conditions for the beneficiation of the manganese ore with respect to the carried-out laboratory studies was revealed and reported.

Keywords: Manganese, Shaking Table, Multi Gravity Separator, Magnetic Seperation, HGMS

GİRİŞ

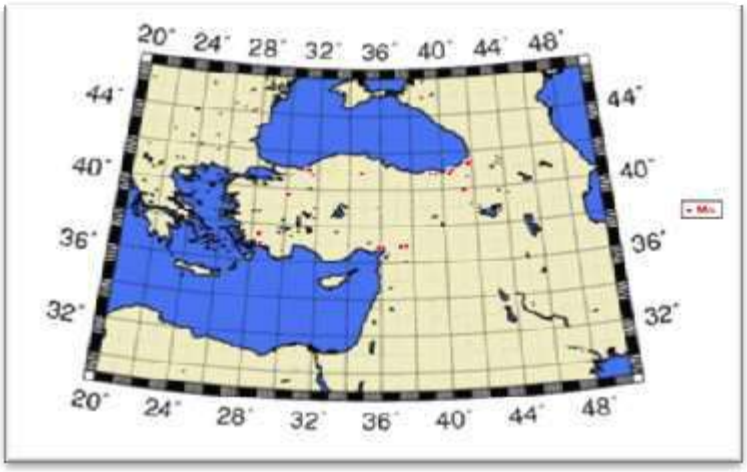
Ekonomik nitelikteki manganez cevherleri, manganez oksitlerden oluşmaktadır. Dünyadaki manganez cevherlerinde olduğu gibi, yurdumuzdaki manganez oksit cevherlerinin de ortalama Mn içeriği % 35 civarındadır (% 50 - 55 MnO_2). Bu tür cevherler demir çelik endüstrisinde, yüksek fırına gerekli durumlarda eklenen manganez cevheri gereksinimini karşılayabileceği halde, diğer endüstri kollarında bu içerikteki manganez cevherlerini kullanmaya olanak yoktur. Bugün kimya ve batarya endüstrimizin istediği içerikteki manganez cevherlerinin % 80'i, ferromangan tüketimimizin ise tümü yurt dışından karşılanmaktadır (Ateşok, 1977; Şimsek, 2011). Genel olarak manganez cevherinin en çok kullanıldığı sektör demir ve çelik endüstrisidir. Geri kalan kısmı kimya ve batarya endüstrisine düşmektedir (Tschoepke, 1969). Metalürjik manganez cevheri için % 48-50 Mn, batarya sanayisinde % 78-85 MnO_2, kimya sanayisinde ise % 74-84 MnO_2 içeriği istenmektedir (DPT,2001).

Günümüzde, demir mangan oranı endüstriye uygun olan cevherler iri boyutta direkt satış imkânı bulurken düşük tenörlü mangan cevherlerin değerlendirilmesi için çeşitli cevher hazırlama yöntemleri ile zenginleştirilmesi gerekmektedir. Düşük tenörlü cevherlerden piyasa şartlarına uygun mangan konsantreleri üretiminde, en çok tercih edilen yöntemler flotasyon ve liç olmakla beraber cevherin mineralojik yapısına bağlı olarak fiziksel ayırma yöntemleri ile de satılabilir tenörde konsantre elde etme çalışmaları mevcuttur.

Malayoğlu (2010), tarafından Balıkesir bölgesine ait düşük tenörlü mangan cevherinin zenginleştirilmesinde farklı boyut aralıklarında jig ve sallantılı masanın başarısı araştırılmıştır. Nihai mangan konsantresi %47 Mn tenörü ve %64 konsantre verimiyle kazanılmıştır. İri boyutta gang minerallerinin elle ayıklama ile ayrılmasının selektiviteyi arttırabileceği önerilmiştir. Benzer bir çalışmada ise; düşük tenörlü bir manganez cevherinin iri boyutta jig ile, ince tane boyutunda ise sallantılı masa ile zenginleştirilmesi araştırılmıştır. Çalışma sonucunda, %15 Mn tenörlü Jig konsantresi %25 Mn verimiyle kazanılmıştır. Sallantılı masada ise %27'lik Mn konsantresi %15 gibi düşük bir kazanım oranıyla elde edilmiş ve gravite ile zenginleştirmenin düşük yoğunluktaki gang minerallerini uzaklaştırdığı, fakat Mn/Fe oranının yükseltilmesi için manyetik ayırmanın gerekli olduğu görülmüştür (Singh vd, 2011).

Manganez cevherlerinin manyetik özelliklerine göre zenginleştirilmesine ait çalışmalarda, Mn /Fe oranını arttırmak için ön redükleme işlemi uygulanmış ve ısıl işlem sonucu elde edilen manyetit formundaki ürün manyetik ayırıcı ile uzaklaştırılmaktadır. Kırma, ön redükleme, manyetik ayırma, peletleme ve sinterleme aşamalarından sonra ferromanganez üretimi için yüksek tenörlü manganez elde edilebilmektedir (Kivinen vd., 2010). Manyetik ayırma öncesi ön hazırlık işlemlerinin Mn kazanımını arttırdığı görülmüştür. Singh vd. (2017) ise oksalik asit ile liç işlemi sonrasında elde edilen ürüne kavurma işlemi uyguladıktan sonra, manyetik ayırmaya tabi tutmuş ve %19,3 Mn tenörlü besleme malından % 42,9 Mn tenörlü ürün elde edilmiştir. Wu vd., (2015) tarafından yapılan çalışmada, düşük tenörlü (%10,39Mn) manganez cevherinden, satılabilir konsantre elde etmek için, kavurma sonrası yaş manyetik ayırmanın başarısını araştırmışlardır. % 10,39 tenörlü manganez cevherinden, yüksek alan şiddetli yaş manyetik ayırma ile %22,75 tenörlü konsantre %89,88'lik bir verimle elde edilmiştir İnce tane boyutlarında düşük tenörlü ve silisli bir mangan cevherinin kazanımı gravite ve manyetik ayırma teknikleri ile araştırılmış, %26 Mn tenörlü cevher ile kuru bantlı bir manyetik ayırıcıda 1 Tesla manyetik alan şiddetinde yapılan çalışma sonucunda, %45Mn tenörlü konsantre %69 verimle elde edilmiştir (Mishra vd., 2009).

Ülkemiz mangan cevheri yataklarının işletilmesi piyasa şartlarına bağlı olarak geri kalmış bir durumdadır. Günümüz mangan cevheri madenciliği daha çok özel şirketler tarafından yürütülmektedir. Ülkemizde bulunan maden yataklarının durumu Şekil 1'de verilmiştir. Bu yataklardan endüstrinin gereksinimini karşılayabilecek nitelikte mangan cevheri ve konsantrelerinin üretimi ülke ekonomisine katkı sağlayacaktır. Bu amaçla çalışmada, düşük tenörlü bir mangan cevherinden ön konsantre eldesi için fiziksel ayırma metotlarının başarısı araştırılmıştır.



Şekil 1. Türkiye manganez yatakları

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

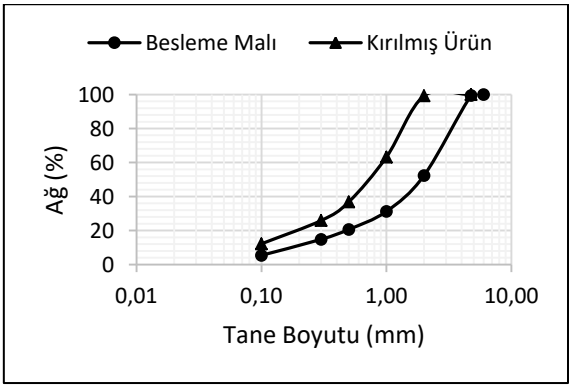
Malzeme ve Yöntem

Erzurum ili Karayazı Çepi bölgesinden temin edilen mangan cevheri zenginleştirme testleri öncesi numune harmanlama ve azaltma işlemlerine tabi tutulmuştur. Malzeme, çeneli kırıcıda 4,76 mm'ye kırıldıktan sonra (4,76-2 mm), (2-1 mm), (1-0,5 mm), (0,5-0,3 mm), (0,3-0,1 mm) ve (-0,1 mm) boyutlarında sınıflandırılmıştır. Şekil 2.'de besleme malı ve kırılmış ürüne ait elek analizi sonuçları verilmiştir.

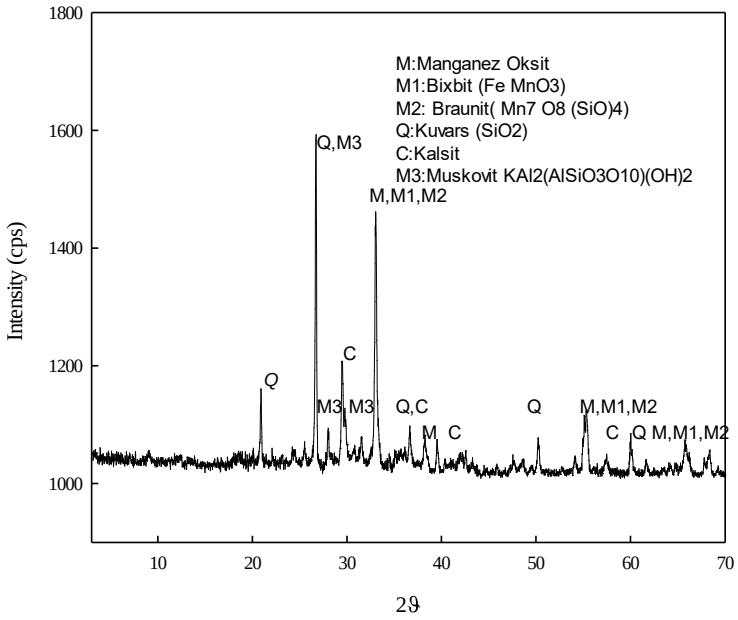
Numune fiziksel, kimyasal ve mineralojik özelliklerinin belirlenmesi amacıyla analiz edilmiştir. Kimyasal analizler PerkinElmer marka PinAAcle 500 model atomik absorpsiyon spektrometresinde yapılmıştır. Cevhere ait kimyasal analiz sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir. Besleme malı numunesi %32,34 MnO içermektedir. Mineral tayini Rigaku marka Miniflex-2 model X-Işını difraktometresinde, Cu tüp ve nikel filtre kullanılarak 30 kv 15 mA'de yapılmıştır X-ışını saçınım (XRD) diyagramı Şekil 3.'te gösterilmiştir. Cevher içinde ana mineral olarak manganez oksit (Mn_2O_3),gang minerali olarak kuvars (SiO_2) ve kalsit ($CaCO_3$), muskovit ($(KAl_2(AlSiO_3O_{10})(OH)_2)$) mineralleri tayin edilmiştir

Çizelge 1. Besleme malı kimyasal analiz sonuçları

İçerik	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	K_2O	MnO	TiO_2	SO_3	K.K
%	41,58	2,17	5,83	9,32	0,75	0,92	0,08	32,34	0,11	<0,01	*6,9*



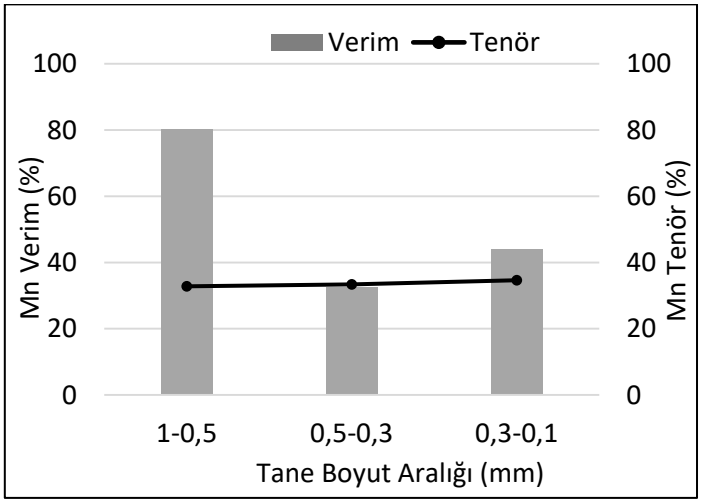
Şekil 2. Besleme malı ve kırılmış ürün tane boyut dağılım grafiği



Şekil 3. Besleme malı XRD diyagramı

Sallantılı Masa Zenginleştirme Çalışmaları

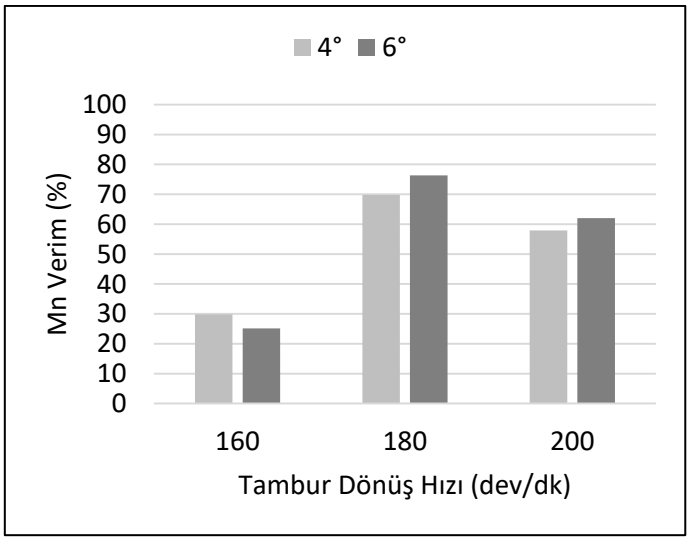
Sallantılı masa testleri, 1-0,5mm, 0,5-0,3mm, 0,3-0,1mm tane boyutlarında Denver Wilfley laboratuvar tipi sallantılı masada 300 Stroke genlikte ve 12lt/dk yıkama suyu miktarında gerçekleştirilmiştir. Masa testlerinde tane boyutunun küçülmesi ile verimde azalma gözlenmiştir. Sallantılı masa ile zenginleştirme deney sonuçları Şekil 4'te verilmektedir. Masa deneylerinde, en iyi sonuçlar 1-0,5 mm boyutunda gerçekleşmiş olup %21 Mn tenörlü masa beslemesinden %32,79 Mn tenörlü konsantre %80,15 verim ile elde edilmiştir.



Şekil 4. Sallantılı masa ile zenginleştirme deney sonuçları.

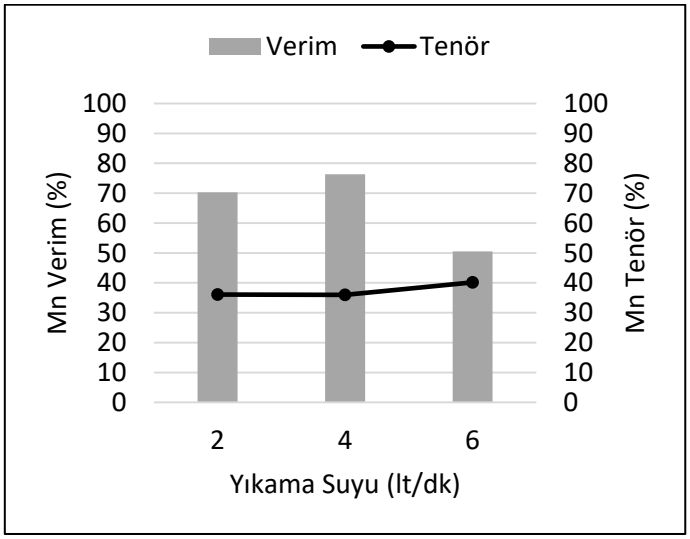
Multi Gravite Ayırıcı (MGS) Zenginleştirme Çalışmaları

MGS denemeleri, -0,1 mm tane boyutunda Mozley marka C900 model ayırıcıda gerçekleştirilmiştir. Deneylerde, tambur devrinin (160-180-200 dev/dk), yıkama suyu miktarının (2-4-6 lt/dk) ve tambur eğiminin (4^0-6^0) etkisi araştırılmıştır. Deneyler %25 katı oranı ve 2,5lt/dk besleme hızı sabit tutularak yapılmıştır. 4 lt/dk yıkama suyu miktarı sabit tutularak 4 ve 6 derece tambur eğiminde gerçekleştirilen MGS denemelerinde en iyi Mn kazanma verimi iki farklı eğimde ve 180 dev/dk tambur hızında gerçekleşmiştir. Tambur hızı arttırıldığında verim düşmektedir. Devir miktarına göre elde edilen veriler Şekil 5.'te gösterilmiştir. 180 Dev/dk tambur hızında Mn tenörü %24,58'den %36'ya yükselmiştir. Tambur hızı denemelerinde 6^0 tambur eğiminde, 180 dev/dk'da Mn verimi %76,32 de elde edilmiştir.



Şekil 5. MGS tambur dönüş hızı deney sonuçları

Yıkama suyu miktarının belirlenmesi için 6^0 tambur eğiminde üç farklı test yapılmıştır. Şekil 6.'dan görüleceği üzere yıkama suyu miktarı arttırıldıkça tenör artmakta verim ise azalmaktadır. En uygun yıkama suyu miktarı, konsantrenin %36 Mn tenör ve %76,32 verimle elde edildiği 4 lt/dk olarak seçilmiştir. MGS deneyleri için optimum çalışma parametreleri Çizelge 2'de verilmiştir.



Şekil 6. MGS ile zenginleştirme deney sonuçları.

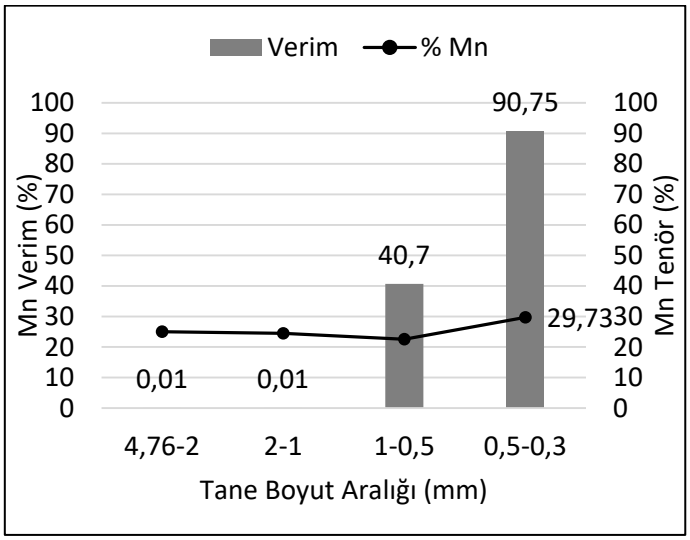
Çizelge 2. MGS deneyleri optimum çalışma parametreleri

180 Devir + 4 lt/dk yıkama suyu		
Eğim (^{0})	Mn tenör (%)	Mn verim (%)
4	34,25	69,81
6	36	76,32

Manyetik Zenginleştirme Çalışmaları

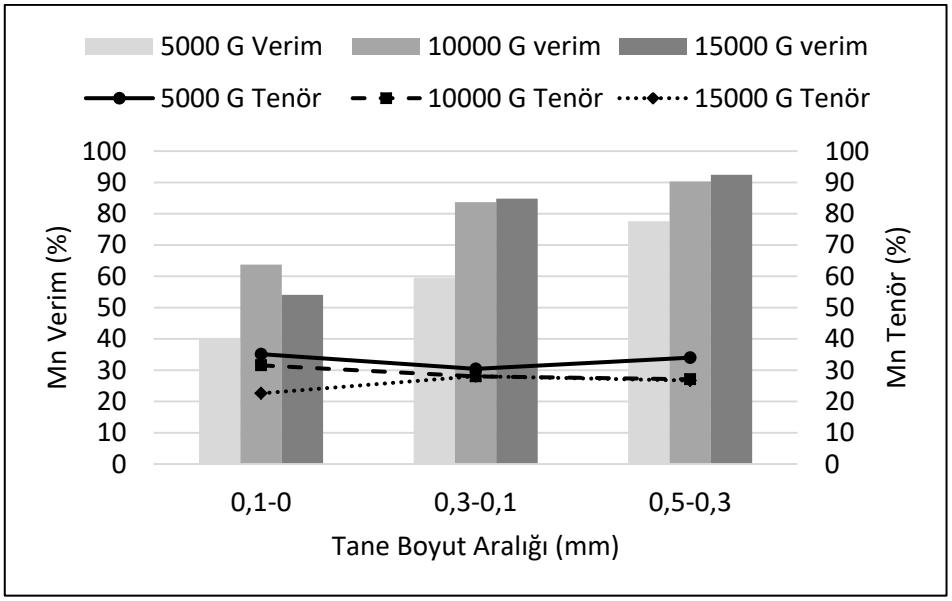
Manyetik ayırma testleri, sınıflandırılmış numunenin (4,76-0,3 mm) boyut aralıklarında Mıknatıs Sanayi marka kuru bantlı manyetik ayırıcıda 2000 Gauss manyetik alan şiddetinde, (0,5-0,1 mm) boyut aralıklarında ise Boxmag Rapid marka yüksek alan şiddetli yaş manyetik ayırıcıda (HGMS), 5000-10000 ve 15000 Gauss manyetik alan şiddetinde gerçekleştirilmiştir.

4,76-2mm, 2-1mm, 1-0,5mm, 0,5-0,3mm boyut aralıklarında uygulanan kuru bantlı manyetik ayırıcı test sonuçları Şekil 7'de gösterilmiştir. 4,76-2mm ve 2-1mm fraksiyonlarında Mn kazanımı % 0,01 den küçüktür. Tane boyutu küçüldükçe manyetik ürün kazanma verimi ve Mn tenörü artmaktadır. En iyi sonuçlar 0,5-0,3 mm tane boyut aralığında, 2000 gauss manyetik alan şiddetinde elde edilmiştir.



Şekil 7. Kuru bantlı manyetik ayırma deney sonuçları

0,5-0,3mm, 0,3-0,1mm ve -0,1mm fraksiyonlarında, 5000, 10000 ve 15000 Gauss manyetik alan şiddetinde gerçekleştirilen HGMS deneylerine ait sonuçlar, Şekil 8'de verilmiştir. Tane boyutu ve manyetik alan şiddetinin arttırılması durumunda verimde artışı gözlenmiştir. 0,1 mm altındaki ince fraksiyonda yapılan deneyde, manyetik alan şiddetinin 15000 Gaussa arttırılması sırasında manyetik alandan çok etkilenen tanelerin salkımlaşarak selektiviteyi etkilediği, elde edilen konsantre tenörünü düşürdüğü görülmüştür. En iyi sonuçlar, 0,5-0,3 mm tane boyut aralığında. %27,12 Mn tenörlü konsantrenin %90,32 Mn verimiyle, 10000 Gauss manyetik alan şiddetinde elde edilmiştir.



Şekil 8. HGMS zenginleştirme deney sonuçları

SONUÇLAR

Bu çalışmada, Erzurum ili Karayazı Çepi bölgesine ait %25,05 Mn tenörlü manganez cevherinin fiziksel ayırma metotları ile değerlendirilmesi araştırılmıştır.

Gravite yöntemi ile zenginleştirme deneylerinde, sallantılı masada tane boyutuna göre konsantre kalitesinde çok büyük farklılık olmadığı tespit edilmiştir. Testlerde maksimum manganez kazanma verimi %80,15 civarında gerçekleşmiştir. 0,1 mm tane boyutu altında gerçekleştirilen MGS testlerinde ise %36 Mn tenörlü konsantre %76,32 verimle kazanılmıştır.

HGMS Manyetik ayırıcı cihazıyla yapılan zenginleştirme deneylerinde en iyi sonuçlar; 10000 Gauss manyetik alan şiddetinde, %27,12Mn tenörlü konsantrenin, %90,32 manganez kazanma verimiyle (0,5 -0,3) mm tane boyut aralığında elde edilmiştir.

Yapılan çalışmalar sonucu, bu manganez cevherinden demir-çelik, kimya veya batarya endüstrinin ihtiyacını karşılayacak nitelikte bir konsantre eldesinin güç olacağı belirlenmiştir. Cevherden endüstriyel ihtiyacı karşılayacak manganez konsantresi üretimine yönelik kimyasal ve fiziko-kimyasal zenginleştirme yöntemlerinin araştırılması çalışmaları devam etmektedir.

KAYNAKLAR

Ateşok, G., 1977. Limonitli Manganez Cevherlerinin Değerlendirilmesi, TÜBİTAK VI. Bilim Kongresi. 24-28 Ekim, İzmir.

Ateşok, G., 1977. Manganez Cevherlerinin Yüksek Alan Şiddetli Manyetik Ayırma ile Zenginleştirilmesi. Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 5. Kongresi, 14- 18 Şubat, Ankara.

Dpt, 2001. Sekizinci Beş Yıllık Kalkınma Planı: Madencilik Özel İhtisas Komisyonu Raporu, Metal Madenler Alt Komisyonu, Ankara.

Kivinen, V., Krogerus, H., Daavittila, J., (2010). "Upgrading Of Mn / Fe Ratio Of Low-Grade Manganese Ore For Ferromanganese Production" The Twelfth International Ferroalloys Congress, Helsinki, Finland 467-476.

Malayoglu, U. (2010). "Study on the Gravity Processing of Manganese Ores", Asian Journal of Chemistry,Vol. 22, No. 4, 3292-3298.

Mishra, P.P., Mohapatra, B.K., Mahanta, K., (2009). “Upgradation of Low-Grade Siliceous Manganese Ore from Bonai-Keonjhar Belt, Orissa, India”, Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering, Vol. 8, No.1, pp 47-56.

Singh, V., Ghosh, T. K., Ramamurthy, Y., Tathavadkar, V., (2011). “Beneficiation and agglomeration process to utilize low-grade ferruginous manganese ore fines”, International Journal of Mineral Processing, 99, 84-86.

Singh, V., Biswas, A., (2017). “Physicochemical processing of low grade ferruginous manganese ores” International Journal of Mineral Processing, 158, 35–44.

Şimşek, S., 2011. Düşük Tenörlü Mangan Cevherlerinin Zenginleştirilmesinin Araştırılması, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü İzmir.

Tschoepke, R. 1969. Manganerze und ihre Verarbeitung zu Metali und Legierungen. GDMB-Heft, Nr. 22, s. 9-18.

Wu, Y., Shi, B., Ge, W., Yan, C.J., Yang, X., (2015). “Magnetic Separation and Magnetic Properties of Low-Grade Manganese Carbonate Ore”, The Minerals, Metals & Materials Society, Vol. 67, No. 2.

FLOTATION AND ATMOSPHERIC ACID/BASE LEACHING OF HARD COALS FOR PRODUCTION OF LOW-ASH CLEAN COAL

O. Onel [1,] *, M. Tanrıverdi [1]

[1]*Dokuz Eylül University, Dept. of Mining Engineering*
*(*Corresponding author: oznuronel@gmail.com)*

ABSTRACT

Coal is one of the most important fossil fuel meeting the world's commercial energy demand. As the share of renewable energy in today's energy production is limited, the need for domestic and clean energy sources in developing countries such as Turkey is of great importance from a strategic viewpoint. This study focuses on the enrichment process of Zonguldak coal for the production of low ash, low sulfur, and high-calorie pure coal. This study focused on the production of a low-ash, low-sulfur and high calorific value super clean coal concentrate from 10% ash containing Zonguldak hard coal. For this purpose, flotation and atmospheric leaching tests were applied and concentrate with 2.7% ash, 0.37% sulfur and 8260 kCal/kg of lower heating value was obtained.

Keywords: Hard coal, flotation, acid/base leaching

INTRODUCTION

The common feature of all scenarios related to the world energy supply is the anticipation that the demand for energy will increase during the 21st century. The coal has the largest fossil fuel reserves in the world and it will protect its place in meeting the need of the world for energy. The efficiency of the direct combustion of coal is relatively low and the CO2 emissions are higher compared to other methods. A significant proportion of the ash-making mineral substances such as carbonates, sulphates, phosphates, oxides and sulphides, which are commonly found in the structure, must be removed before the combustion of the coal. This ensures the prevention from erosion and corrosion in the tribunal linings during the combustion of coal and eliminates the necessity of applying some emission-reducing processes to the combustion gases.

Flotation method is widely used for the removal of mineral matter from coal and production of coal concentrate with low ash and sulfur content (Ümit, İ., 1997). There are significant applications of flotation in different countries such as United States, Australia, China, India, Germany, Russia around the world (Bentli, 2000). Several studies have been conducted on the production of low ash and sulfur-containing coal (Özbayoğlu and Bilgen, 1997; Atak and Önal, 1991; Sönmez et al., 2005; Steel and Patrick 2001; Dash et al. 2007; Karaca and Önal 2003). The efficiency of flotation along with acid/base leaching methods to reduce the ash and sulfur content of coal was investigated and significant results were obtained in these studies.

First studies on clean coal production were performed by Crawford in Germany before World War II (Crawford, 1951). Reggel et al. (1976), Stambaugh (1978), Yang (1979), Waugh and Bowling (1987) have developed processes involving the use of NaOH. In these processes, the mineral matters were removed from coal in NaOH solution at a temperature of 200 ° C. Under the specified conditions, the aluminosilicate compounds are converted to insoluble sodalites and adsorbed in coal matrixes. Sodalites which are not soluble in NaOH solution can be solved with acid leaching. Esen Bolat et al. (1998) studied on demineralization of coal using different acids (HF, HCl, HNO3, and H2SO4) alone and in combination

with 0.5 N NaOH solution. After extraction with 0.5 N NaOH, the sample was washed with of 10% HCl solution.

It is concluded that the ash content can be increased when NaOH leaching was performed due to the formation of sodium salts. Ateşok, G. et al. (2001) produced a concentrate containing 8.3% ash with 81% combustible yield using a % 16.3 % ash containing coal. According to another study, a clean coal concentrate containing 12 % ash with 92 % ash removal was produced from a 55% ash containing coal by reverse flotation (Stonestreet and Franzidis, 1988). In a study conducted by Gubta et al. (2007), flotation process yielded approximately 11% ash clean coal from 24.5% ash coal. Waugh and Bouling (1984) removed 90 % of the mineral matter of coal by using sodium hydroxide solution under pressure at a temperature of 220 ˚C. Wang et al. (1986) worked on a 15.5 % ash containing coal and reduced the ash content to 2.2 % using sodium hydroxide solution under pressure at a temperature of 460 ˚K. Muknerjee and Borthkur (2001) removed 43-50% of ash and sulfur using sodium hydroxide and hydrochloric acid in their study. This study focused on the production of a super clean coal concentrate with low ash and sulfur to be used in internal combustion engines by flotation and leaching methods.

MATERIAL AND METHOD

The hard coal sample used in the study was obtained from Zonguldak Kozlu. The coal sample was in the size of 2 - 5 mm, with a higher calorific value of 7715 kcal/kg, the ash content of 10.62%, volatile matter of 28%, constant carbon content of 62% and sulfur content of 0.39%. The coal sample was crushed below 1 mm (d100) and the wet ground below 150 microns using a ball mill. The results of sieve analysis of ground coal sample are given in Table 1.

Table 1. Particle size distribution of feed coal

Size (µm)	Weight (%)	Cumulative Retain (%)	Cumulative Passing (%)
-150	17.47	17.47	100.00
-150+106	17.18	34.65	82.53
-106+75	30.16	64.81	65.35
-75+45	27.27	92.08	35.19
-45	7.92	100.00	7.92
total	100.00		

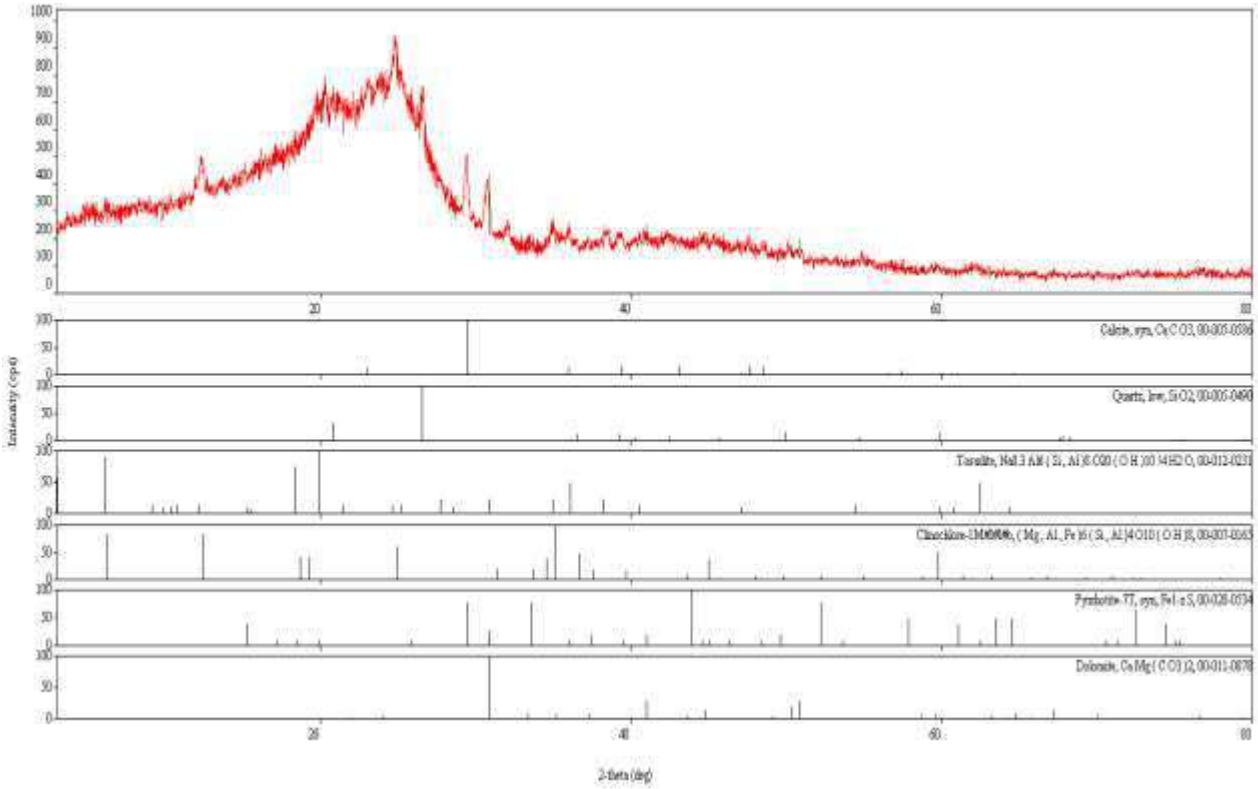


Figure 1. The difractogram of the feed coal sample

As can be seen from XRD difractogram given in Figure 1, clay, pyrrhotite, dolomite, calcite and quartz minerals are observed in hard coal. The flowsheet given in Figure 2 was followed in the laboratory studies. Flotation method was applied to remove mineral matter from coal in the first stage. Optimal flotation conditions for producing the cleanest coal concentrate was determined. The flotation concentrate obtained by the application of the optimal flotation conditions was subjected to HCl leaching after grinding below microns to determine the optimal HCl leaching conditions. After HCl leaching, the product obtained under optimal HCl leaching parameters was subjected to NaOH leaching to obtain super clean coal concentrate.

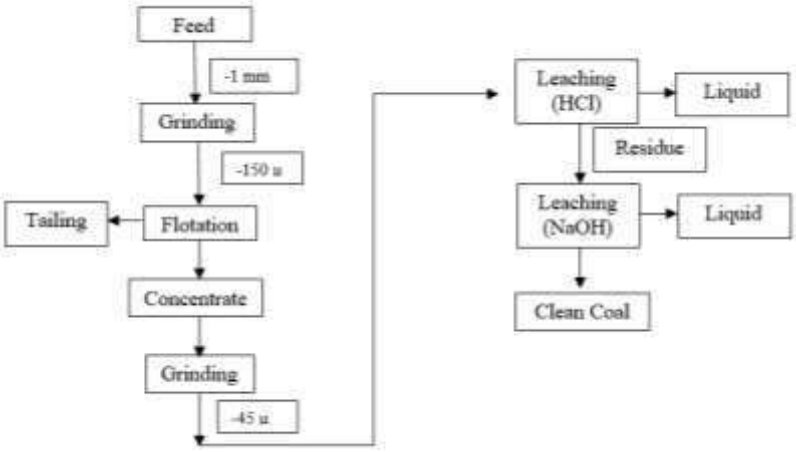


Figure 2. Flowsheet of the experimental procedure

RESULTS AND DISCUSSION

Flotation Tests

Flotation tests were performed at solid ratios of 10 %, 15 %, and 20 %. Aerofroth 70 was used as frother with 20, 50 and 80 g/t consumption rates. Na2SiO3 was used as a depressant for silicates at consumptions rates of 1000, 3000 and 5000 g/t. Kerosene was used as collector at 50, 300 and 550 g/t concentrations. The main purpose of using gas kerosene as a collector is to increase the natural hydrophobicity of the coal. A kerosene/water emulsion was formed using a high-speed mixer prior to use in the flotation tests. The aim of this process is to decrease both the amount of reagent and to increase the selectivity by allowing the reagent to dissolve in water in nano size and to hold on to the free surfaces of coal (Özkan, 1998; Çelik 2002). The results of the flotation experiments conducted with different test conditions were presented in Figure 4 to 6.

The first group of flotation tests was performed to determine the effect of solid concentration on the properties of the coal concentrates. The depressant concentration, collector concentration, and frother concentration were kept constant at 1000 g/t, 300 g/t and 20 g/t respectively to determine the effect of the solid/liquid ratio used in the flotation of coal. As can be seen from Figure 4, increasing solid ratio caused to increase ash content of the coal concentrate. As the aim of the study is producing the cleanest concentrate with acceptable yield values, 10 % of solid ratio was determined as the optimal solid concentration for flotation tests.

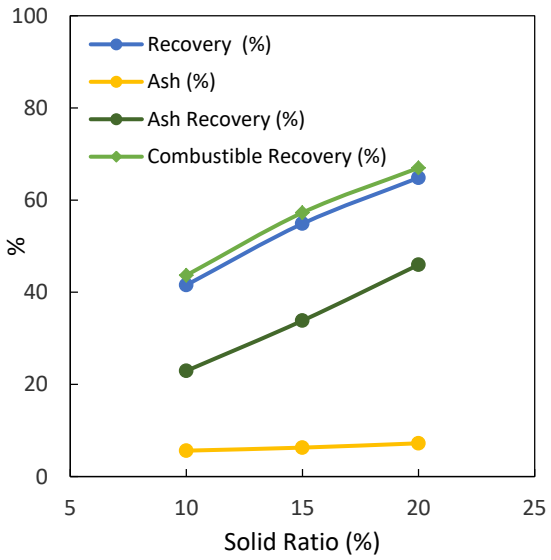


Figure 4. The effect of solid ratio on the properties of flotation concentrate

After determination of the optimal solid ratio for the flotation of coal samples, the next group of tests was planned to find out the optimal concentration of kerosene. The depressant concentration and frother concentration were kept constant at 1000 g/t and 20 g/t respectively to determine the effect of the amount of collector used in the flotation of coal. The results of the tests were presented in Figure 5. As can be seen from Figure 5 that the amount of concentrate increases by increasing the amount of the collector giving higher yield values as a result. However, the cleanest concentrate with 4.5% of ash was obtained by using the lowest amount of collector (50 g/t).

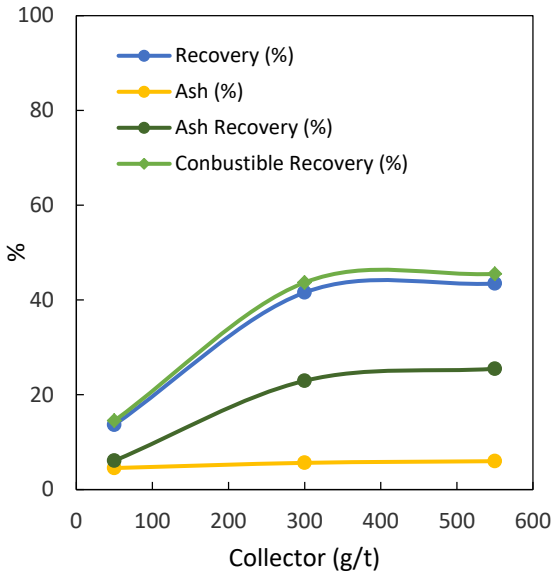


Figure 5. The effect of using different amounts of kerosene in the presence of 1000 g/t Na_2SiO_3, 20 g/t Aerofroth 70 on the properties of the coal concentrate

The last group of flotation tests was conducted to determine optimal depressant concentration. The collector concentration and frother concentrations were kept constant at 300 g/t and 20 g/t respectively. 1000, 3000 and 5000 g/t Na_2SiO_3 were used in flotation tests. As shown in Figure 6, it was observed that increasing concentration of Na_2SiO_3 helps to reduce ash content of the coal concentrate but also decreases yield values.

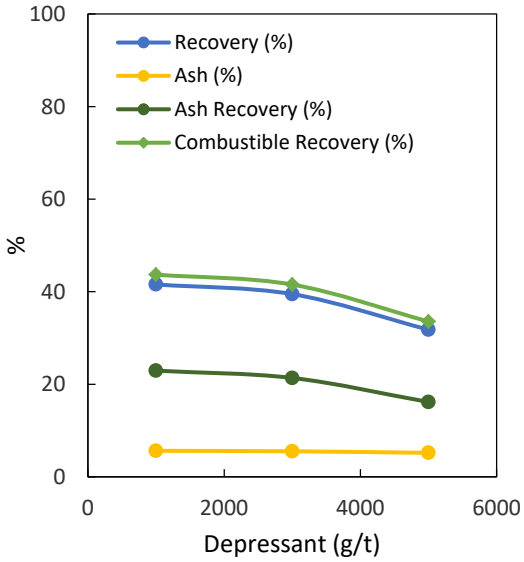


Figure 6. The effect of using different amounts of Na_2SiO_3 in the presence of 300 g/t Kerosene and 20 g/t Aerofroth 70 on the properties of the coal concentrate

According to the results obtained from the flotation tests, the optimal flotation conditions for producing the cleanest coal concentrate by flotation were determined as; 10% solids ratio, 1000 g/t Na_2SiO_3, 300 g/t kerosene and 20 g/t Aerofroth 70. Under these optimal conditions, a concentrate with 5.63 % of ash with 41.57 weight recovery was obtained. The properties of the clean coal concentrate are given in Table 3 and diffractogram of the same concentrate is presented in Figure 7.

Table 2. The properties of the clean coal concentrate produced under optimal flotation conditions

	% weight	%ash	HHV* (kcal/kg)	% combustible rec.
concentrate	41,57	5,63	8206	43,69
tailing	58,43	14,17	7273	56,31
run of mine	100	10,62	7715	100

* Higher Heating Value

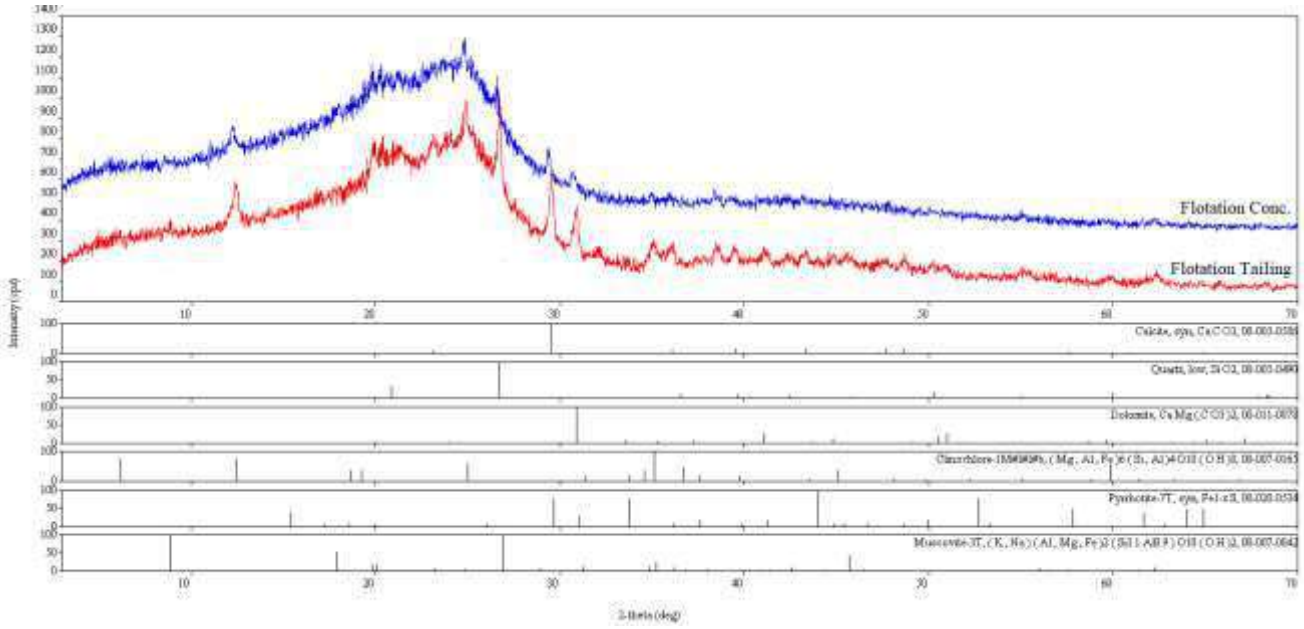


Figure 7. The difractograms of flotation concentrate and tailing

It can be seen from Figure 7 that the amount of ash-forming minerals such as clay, pyrrhotite, dolomite, calcite and quartz minerals in the flotation concentrate decreases while the amount of these minerals increases in flotation tailing.

Leaching Tests

The results of the flotation tests showed that only a limited reduction in the ash content of coal samples can be achieved by flotation. Therefore, the required amount of flotation concentrate was produced by applying the optimal test conditions of flotation to use in the leaching tests.

HCl Leaching

HCl leaching removes carbonates and iron oxides from the coal body. Flotation concentrate was ground below 45 microns using a ball mill before leaching tests. Atmospheric acid leaching tests were applied in an Erlenmeyer flask at 5 % solids, under the following test conditions; 2, 4, 6 M HCl, 40, 60, 80 °C temperature, 1, 3, 5 hours of leaching time. The leaching residue was washed with distilled water to pH 5.5 and dried in an oven at 80 °C.

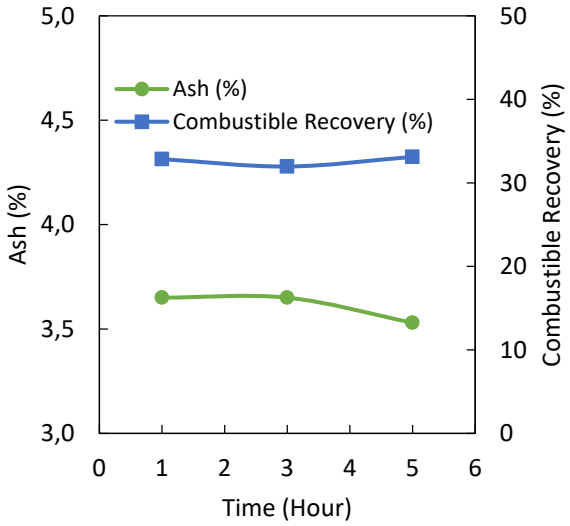


Figure 8. The effect of leaching time in the presence of 2M HCl at 80˚C temperature

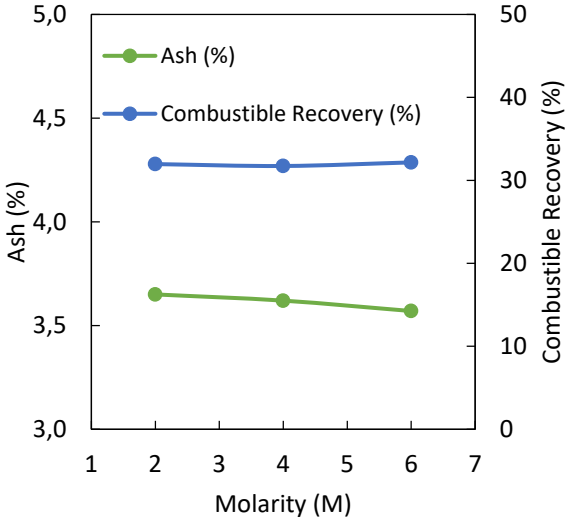


Figure 9. The effect of HCl Molarity at 80˚C temperature and 3 hours of leaching

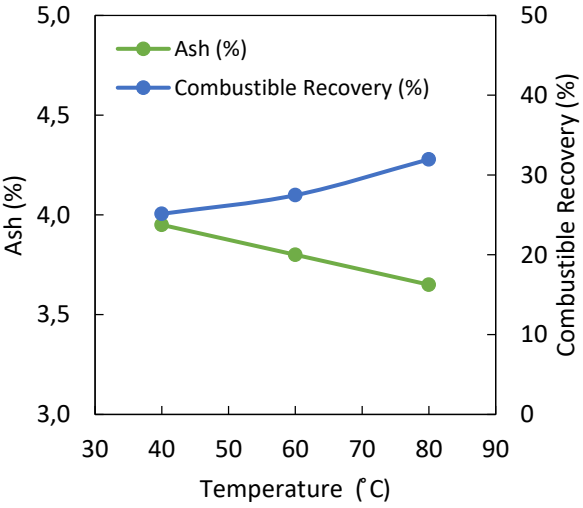


Figure 10. The effect of temperature in the presence of 2M HCl at 80˚C temperature

The results of the HCl leaching tests showed that only a limited increase in the ash removal efficiency was achieved by increasing the molarity and leaching time in the range of the test conditions applied. However, as shown in Figure 10, the temperature showed a significant effect on the removal of ash from the coal. Under the best conditions, 32 % of ash was removed from the coal concentrate and a product with 3.7 % ash and 0.38 % S was obtained by flotation followed by HCl leaching.

NaOH Leaching

Before the NaOH tests, a required amount of clean coal product was obtained from the run of mine coal by applying the best conditions of flotation and HCl leaching sequentially. NaOH leaching was applied to remove SiO_2 and sulfur content of this material. The results were presented in Figure 11 and Table 3.

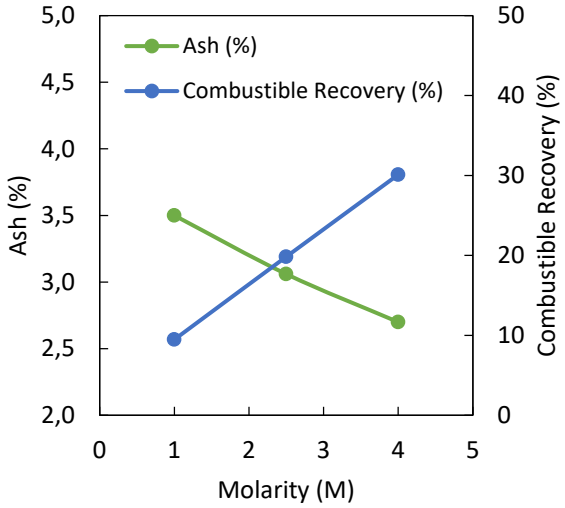


Figure 11. The effect of NaOH molarity in the presence at 80 ˚C temperature and 3 hours of leaching time

Table 3. Summary of the final results of the study

Product	Weight %	Ash(%)	S (%)	HHV (kcal/kg)
Feed Coal	100	10.62	0.39	7715
Flotation Concentrate	29.35	5.63	0.38	8206
HCl leaching product	28.59	3.7	0.38	8237
NaOH leaching product	27.28	2.7	0.37	8260

In the basic leaching test, the acid leaching product mixed with 4M NaOH under atmospheric pressure. The slurry was subjected to stirring at 80 ˚ C for 3 hours. After leaching, the leachate was removed by filtering. The residue was washed with warm distilled water and then with dilute HCl. The residue was dried at 80 ^{o}C and subjected to ash and sulphur analysis. The results showed that a coal concentrate containing 2.7 % of ash and 0.37 % of sulphur was obtained with the lower calorific value of 8260 kcal/kg.

CONCLUSIONS

In this study, a three-stage beneficiation flowsheet was applied to produce a super clean coal concentrate from Zonguldak, Kozlu coal. As a result of the flowsheet applied in the study, the ash content of the run of mine coal was reduced from 10.62% to 2.7 % with 27.2 % of weight recovery.

Although no significant decrease was observed in the sulfur content of coal, the sulfur value (0.39%) remained within acceptable limits. The results of this study showed that it is technically possible to obtain a super clean coal concentrate from Zonguldak hard coal by using multistage processes.

REFERENCES

Atesok G., Boylu F., Celik M.S., 2001, Carrier flotation for desulfurization and deashing of difficult-to-float coals, Minerals Engineering, 14, 661-670.

Atak, S. ve Önal, G. (1991). Kömür, Ed. Orhan Kural, Kurtiǵ Matbaası, İstanbul.

Bentli, İ. (2000). Flotasyon Makine Tasarımı, Doktora Tezi, Osmangazi Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Eskişehir.

Bolat,E., Sağlam, S.,ve Pişkin, S., 1998. "Chemical demineralization of a Turkish high ash bituminous coal", Fuel Processing Technology, N.57 p.93-99.

Crawford,A., "The preparation of ultra-clean coal in Germany." Trans.—Inst. Min. Eng. 3 (1951.) 204–219.

Çelik H. (2002): "İnce Kömürlerin Temizlenmesinde Köpük Flotasyonu ve Ağır Ortam Siklonlarının Entegrasyonu", Dokuz Eylül Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Doktora Tezi, İzmir.

Dash PS, Banerjee PK, Ganguly S. "Production of low ash coking coal through chemical beneficiation." In: Proceedings of international conference for beneficiation of fines and its technology. Jamshedpur, India; 2007.

Gupta A.K., Banarjee P.K., Mishra A., Satish P., Pradip, 2007, Effect of alcohol and polyglicol ether frothers on foam stability, bubble size and coal flotation, International Journal of Mineral Processing, 82, 126-137.

Karaca,H., Önal, Y. "Demineralisation of lignites by single and successive pretreatment." Fuel 82 (2003) 1517-1522.

Muknerjee S., Borthkur P.C., 2001, Chemical demineralization/desulfurization of sulfur coal using sodium hydroxide and acid solution, Fuel, Material Science Division, 80, 2037-2040.

Özbayoğlu, G. ve Bilgen, S. (1997). Türkiye'deki Kömür Yıkama Tesisleri, 4. Kömür Teknolojisi ve Kullanımı Semineri, Çayırhan.

Özkan, Ş. G., 1998, Ultrasonik İşlemlerin Flotasyon Üzerindeki Etkileri, İst.Üniv. Müh. Fak. Yerbilimleri Dergisi, Cilt:11, Sayı:1, İstanbul, 131-135s.

Reggel,L., Raymond,R., Blaustein, B.D. "Removal of mineral matter including pyrite from coal." United States Patent 3,993,455, 1976.

Sönmez, İ., Akdemir, Ü. and Şahbudak, K. (2005). Increaasing Selectivity İn Coal Flotation By Controlling Impeller Speed And Collector Concentration, Energy Sources, 27, 381-386.

Stambaugh, E.P. "Treating carbonaceous material", United States Patent 4,121,910, 1978.

Steel KM, Patrick JW. "The production of ultra clean coal by chemical demineralisation." Fuel 2001;80:2019–23.

Stonestreet P., Franzıdıs J.P., 1988, Reverse flotation of coal-a novel way for the beneficiation of coal fines, Minerals Engineering, 1, 343-349.

Ümit, İ., Temmuz 1997, Çanakkale-Çan Linyitlerindeki Kükürtün Flotasyon Yöntemi İle Uzaklaştırılması, İ.T.Ü. Maden Fak., Lisans Tezi

Waugh,A.B., K.McG. Bowling. "Demineralization of coal." Worldwide Patent WO 87/05621, 1987.

Waugh A.B., Boulıng K.G., 1984, Removal of mineral matter from bituminous coals by aqueous chemical leaching, Fuel Processing Technology, 9, 217-233.

Wang Z., Ohtsuka Y. And Tomıta A., 1986, Removal of mineral matter from coal alkali treatment, Fuel, Processing Technology, 13, 279-289.

Yang, R.T. "Process for producing high-purity coal." United States Patent 4,134,737, 1979.

HPGR GRINDING IN COPPER, LEAD AND ZINC ORE PROCESSING

S. Önol [1,] *, F. P. van der Meer [1]

[1] *Weir Minerals Netherlands*
*(*Corresponding author: serhat.onol@mail.weir)*

ABSTRACT

HPGR operations and projects in minerals processing nowadays cover a wide and growing range of installations, including iron ore, diamonds, copper and gold, and applications in industrial minerals. A recent operation added a polymetallic copper-lead-zinc ore to this HPGR portfolio. The unit is installed in a third stage crushing position in a closed circuit with screening ahead of beneficiation. Different ores from a Cu-Pb-Zn feedstock are being processed, and HPGR benefits a flexible operation for the different materials to be treated. Following a route of test work, commissioning and ramp-up, optimization of the operation has led to a steady and satisfying performance fulfilling and exceeding predicted performance.

In the scope of this paper, a summarized description of the operation, backgrounds of the design and analysis of basic parameters will be highlighted, with a summary of performance of the operation, and including a descriptive concept of the optimizing approach for roll design and roll surface wear life.

Keywords: HPGR, Copper, Lead, Zinc, Grinding, Optimization

INTRODUCTION

Throughout the last several decades, HPGRs (High Pressure Grinding Rolls) have been installed and widely used in hard and abrasive mineral applications. Well over 100 units are installed worldwide for different ore types and in different circuit configurations. Majority of installed units are in tertiary/quaternary stage crushing feeding the subsequent ball milling to provide better energy efficiency and lower operation costs. Further units are installed in existing SAG/AG - ball mill circuits as pebble crusher to increase the circuit throughput and efficiency. Further developments and investigations in classification technology made the HPGR technology applicable in the final grinding stage, directly feeding the beneficiation plant without the need of any further conventional grinding stage.

Operational experiences in coarse iron ore and iron pellet feed preparation, in gold ore heap leaching and CIL/CIP, in copper ore flotation feed preparation as well as in kimberlite for selective crushing and liberation of diamond are well established worldwide.

The ability to accept moist feed enhanced the HPGR installations towards clayey applications where a scrubber is installed before the crushing plant.

PROCESS

The majority of composed ore obtained from polymetallic deposits are galena and sphalerite with alteration of kaolin, hematite, siderite and pyrite. The composite ore also contains copper chalcocite and

copper enargite. Its origin shows limestone horizons, marl and tuff layers parallel to the alternating stratification. Clayey mineralization and soluble salt existence are high.

The size of the ROM ore is reduced from ~650 mm to 74 microns through three stage crushing followed by three stage milling before it is fed into the selective flotation circuits for lead, zinc and copper. The crushing circuit involves a primary crusher reducing the size to 150 mm. The primary crushed material is than fed into the scrubbing stage to remove the clayey components before it is fed into the secondary crushing stage. The HPGR operates in tertiary stage crushing prior to the subsequent primary ball mills to reduce the material size from ~40 mm to 5.6 mm in closed circuit with screening.

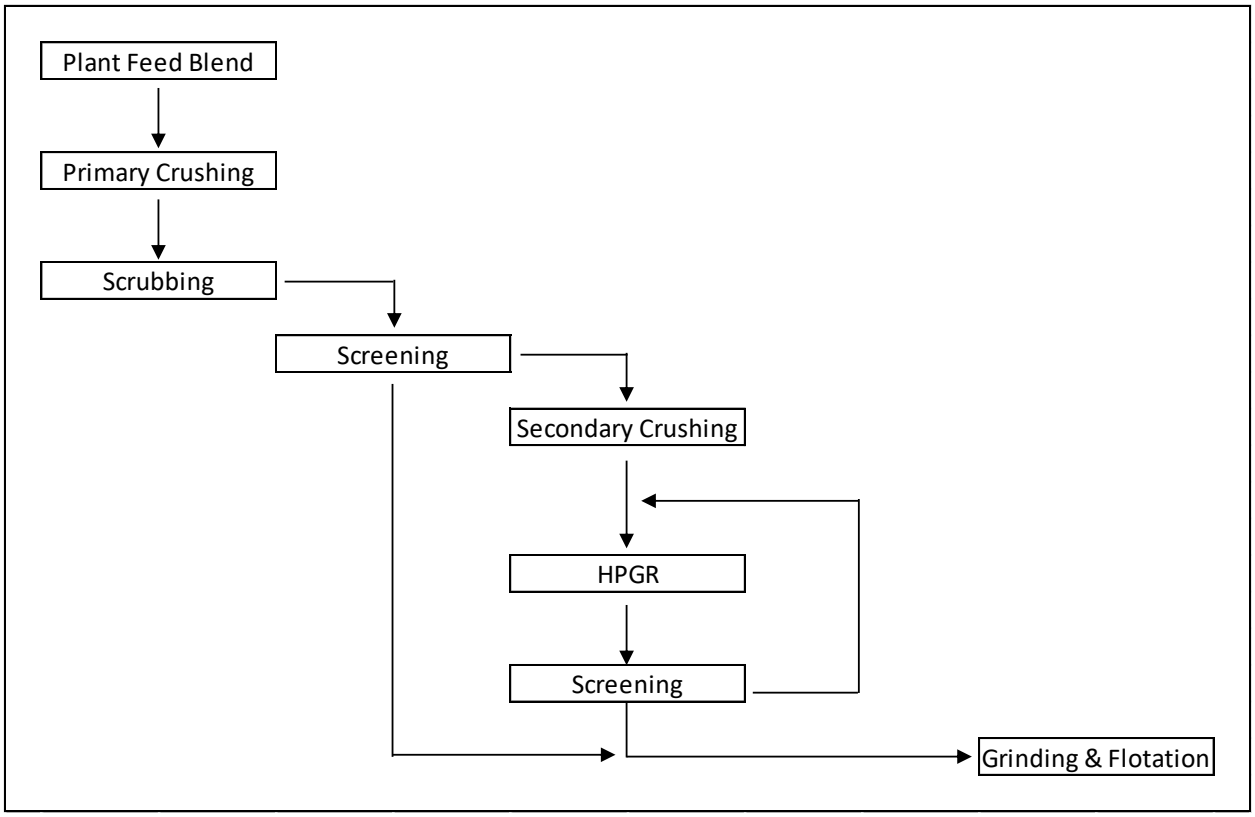


Figure 1. Simplified Process Flowsheet

MATERIAL CHARACTERISATION AND TEST WORK

For the tertiary stage crushing with HPGR, a series of test work have been conducted with different ore samples delivered from the mine. These tests were aimed to allow a firm definition of crushing performance, equipment scale-up and process data enabling equipment specification determination and its performance.

Two ore types were tested individually, originating from the lead-zinc and copper deposits. Several tests with a pilot scale HPGR in closed circuit with 5.0 mm screening have been conducted.

The main objective of the testing was to obtain the specific HPGR operating parameters such as specific throughput, specific energy consumption, product fineness and circulating load. Further analyses on

hardness of the flakes produced by HPGR and wear rate index to determine the material abrasiveness and spare part consumption were also conducted during the test campaign.

The obtained results from each ore type were summarized in Table 1 below.

Table 1. Summarized HPGR Test Results

Ore Type	Feed Size [mm]	Specific Throughput [ts/m^{3}h]	Specific Power [kWh/t]	Feed Moisture [%]	80% Passing Size of Product - [mm]
Lead-Zinc Ore	20.0	259	1.42	5.0	4.5
Copper Ore	20.0	258	1.28	5.0	5.1

For both ore types, the specific throughput was averaged at around 260 ts/m^{3}h in closed circuit testing with 5.0 mm screening. At the similar conditions applied, the specific energy consumption of the lead zinc ore was higher. As a result of this copper ore has shown slightly coarser product size than the lead zinc ore, the 80% passing size of HPGR discharge product was 5.1 mm with around 22% passing 125 microns whilst lead zinc ore product showing an 80% passing size of 4.5 mm with around 26.5% passing 125 microns. The screen underflow product has shown 80% passing size of 2.5 mm for lead zinc ore and 2.6 mm for the copper ore.

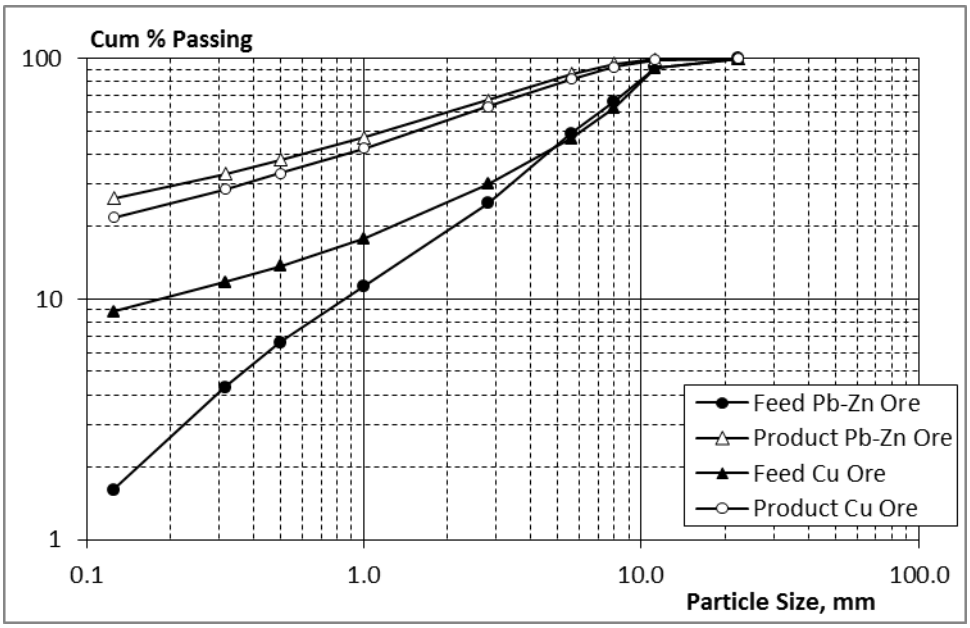


Figure 2. Particle Size Distributions and HPGR discharge and Screen Underflow Products

Flakes were generated during the tests with both ore types, depending on the feed moisture and high pressures applied. Analyses on both type of flakes has indicated that the copper ore flakes showed more ductile and brittle properties while lead zinc ore showed more hard properties.

Material abrasiveness and mineralogical analyses has shown that the copper sample was more abrasive. A preliminary estimation has indicated a roll life time of between 6,000 h and 8,000 h depending on the ore type and blend ratios being treated.

PROCESS DESIGN

During the design of the crushing circuit, the High-Pressure Grinding Rolls were promoted to the tertiary crushing stage based on the considerations outlined below:

- High reduction ratio and high amount of fines produced by the HPGR
- Ability to process high moist clayey material
- High flexibility and low sensitivity against changes in the feed ore characteristics
- Low energy consumption
- High availability
- Low wear part consumption, longer life time
- lower energy consumption and reduced circulating loads in downstream ball milling

The tertiary crushing stage was projected for a design capacity of 1250 tph. The anticipated feed to the HPGR circuit was 80% passing 28 mm and the product size was 80% passing 6.3 mm. The upstream screening stage underflow product nominal moisture was reported to be 5.0%.

Because of the differences in HPGR roll dimensions between the full scale operation and the pilot HPGR used in testing as well as the differences in feed size distributions, a series of modelling and simulations were carried out.

The simulation model is built with the information obtained during the pilot scale testing. The simulations were conducted focusing on the anticipated full scale operation feed size distribution and the machine specifications. Outputs of the simulations are the particle size distributions and the circuit load around the HPGR as well as the required power consumption.

Special attention was paid to the moist and clayey content of the material and possible inefficiency in screening stage.

The simulated HPGR discharge product size distribution is given in Figure 3 below.

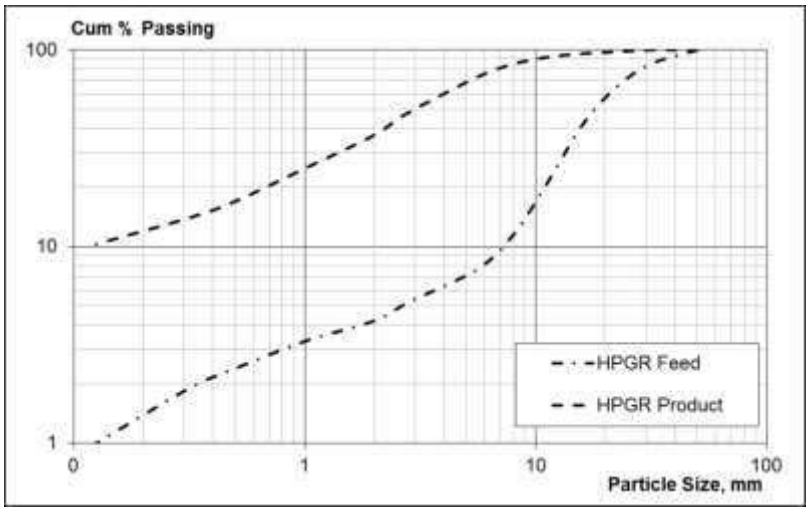


Figure 3. Simulated HPGR Feed and Product Size distributions

According to the resulted parameters from the test work and related simulations carried out, an HPGR with 1.7 m roll diameter and 1.4 m roll width was selected with the specifications given in the Table 3 below.

Table 3. Summarized Specifications of Full Scale HPGR Design Parameters

Roll Diameter	1.7 m
Roll Width	1.4 m
Installed Power	2 x 1,150 kW
Roll Speed	variable-VFD
Circuit feed	800 t/h
Circuit Feed Moisture	5.0%
Feed Size, F80	28.2 mm
HPGR Product Size, P80	6.3 mm
Circulating load	56%
Total HPGR Throughput	1250 t/h
Specific Energy	1.6 kWh/t
Total Grinding Power	2,000 kW
nr. Of Deck	2
Closing screen cut size	7.0 mm / 5.6 mm
Required screening area	29 m^2

The screen selection was made according to the HPGR discharge product size distribution and the load from the simulations. Because of the high 5.6 mm passing ratio in the HPGR discharge and high feed rate to the screen, a banana shape double deck screen was selected. The top deck of the screen serves as a scalping deck to remove the large lumps as well as to reduce the load reporting to the bottom deck. A

selection of 7.0 mm cut size made to evenly distribute the load. A total screening area of about 29 m^2 was selected.

The HPGR itself has a foot print of around 24 m^2. The feed into the HPGR is provided by an intermediate surge bin and a frequency controlled feeder. This arrangement compensates the fluctuations in the material flow caused by the changes in the ore, screening efficiency and feed rates from the upstream crushing stages. The material from intermediate surge bin is then transported into the HPGR feed chute. The chute has itself approximately 1 min of live capacity to provide choke feeding conditions to the HPGR, providing better grinding results and longer equipment and spare part life time. An illustration of such installation is given in the Figure 4 below. The feeder speed is controlled by the automation system which monitors the HPGR feed chute filling level and maintains it by adjusting the feeder speed.

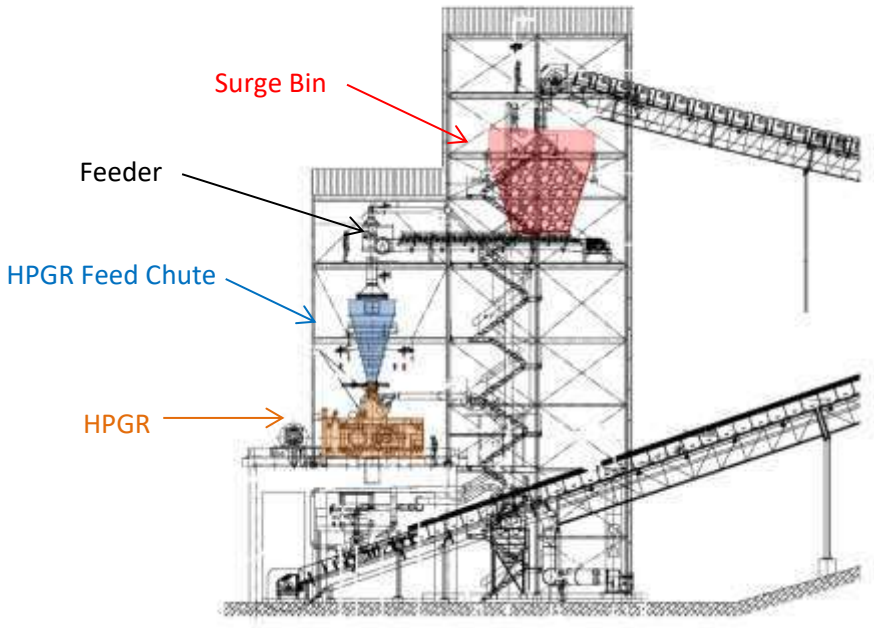


Figure 4. HPGR Installation and Feed Arrangement

Tramp metals exceeding a certain size can damage the studded roll surface and reduce the roll life time, if they enter the high pressure chamber. To protect the roll surface a metal detector was also installed. The best location for this detector is in between the intermediate surge bin and the HPGR feed chute. Most cases include also a by-pass chute and a flap gate at the discharge end of the HPFR feed conveyor. In the case of a tramp metal detection, the flap gate is triggered by the signal from the metal detector and closes the HPGR feed. The tramp metal together with some amount of ore is then delivered into a small bin or a container. The tramp metal can be sorted out and remaining ore can be fed back into the HPGR circuit.

OPERATIONAL ISSUES

The commissioning of the HPGR has taken about two month's period. After about a month the HPGR is commissioned without the load and successfully run. Another three month was required to rump

up all equipment and transport systems in the crushing section until the HPGR was completely commissioned and performed under full load conditions.

Although the HPGR is selected for the design circuit capacity of 800 t/h, the nominal feed rate reporting into the HPGR circuit is in average about 600 tons/h, with the HPGR running at a lower speed. The total power consumption of the machine averaged around 1,500 kW and changes with the feed rate and pressure applied, Figure 5.

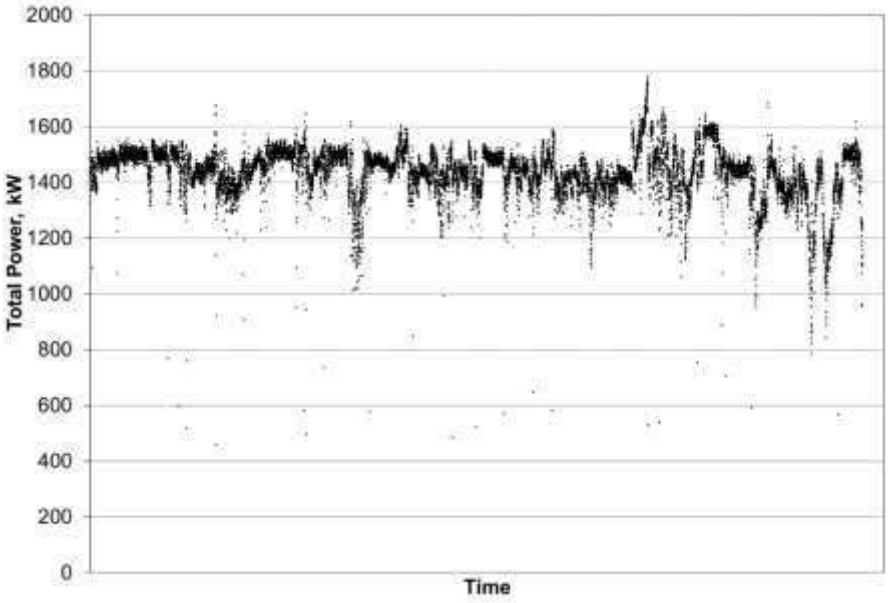


Figure 5. Power Consumption of the HPGR

The applied pressure is adjusted by the plant operator according to the material hardness and the process conditions. Up to now treated ore was ductile and did not require high pressures to achieve the required size reduction. The applied specific pressure level averaged at around 2.5 N/mm^2, Figure 6.

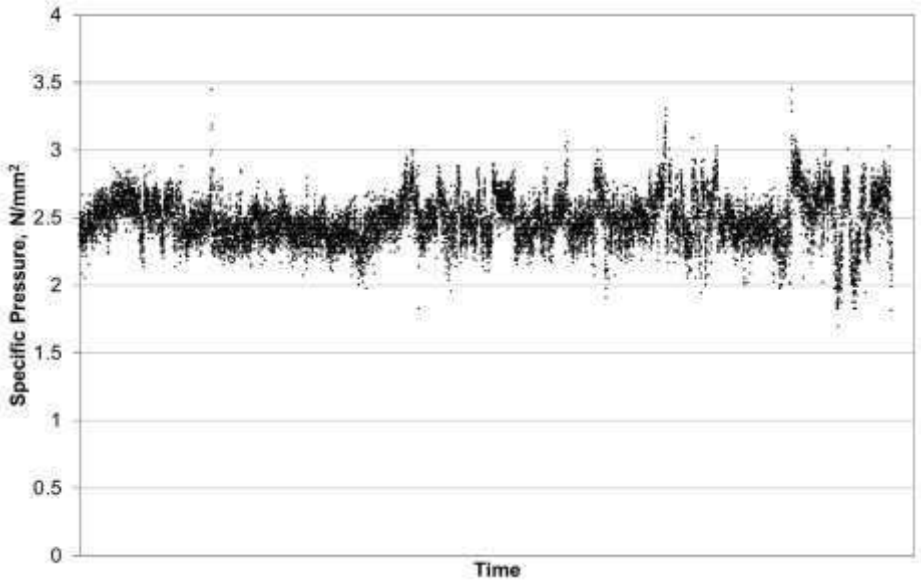


Figure 6. Applied Specific Pressure

The main issue reducing the roll surface life time was the coarse fraction in the HPGR feed. Some coarse lumps up to 100 mm in size and tramp material entering the HPGR, in combination with occasional excessive moist and clayey feed has limited the life time for the first set of rolls. The recorded time at the roll exchange was about 6,000 hours. Together with the second set of rolls delivered, some improvements in stud hardness and stud pattern were made. Currently the second rolls are in operation, the measurements performed on side after some 4,500 hours operation under load (Figure 7) and the average pressure being applied suggest that the life time of these rolls will exceed 8,000 h in nominal operating conditions.

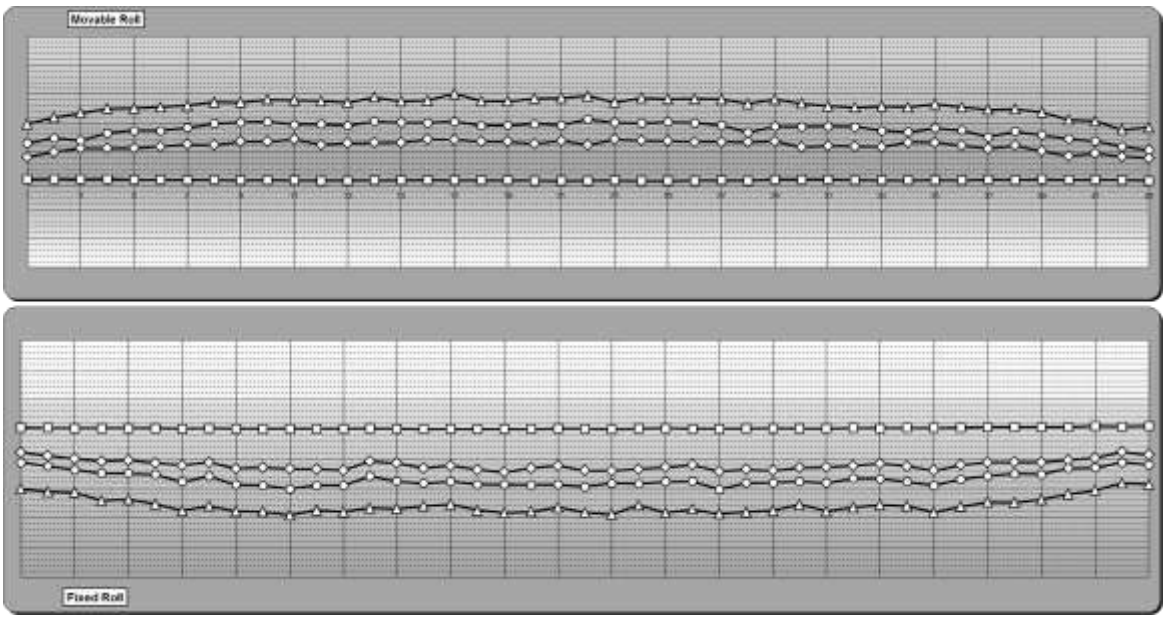


Figure 7. Roll Surface Measurement after ~ 4,500 operating hours

Main experienced process issue causing unplanned shut-down was the material moisture. It generated blockage in the bins, chutes and transport systems. Stoppage in the upstream section of the HPGR, and related lack of feed conditions caused a low bin level in the HPGR feed arrangement, reducing equipment throughput and increasing the abrasive wear on the roll surface.

Another moisture related issue determined was the screening efficiency at the tertiary screening stage. Changing moisture and related screening efficiency was generating an irregular and non-steady circulation to the HPGR. This irregular circulation together with the blockage issues in the upstream crushing sections causing fluctuations in HPGR feed rate.

In general, the wear pattern and the wear life of the rolls were good; however, analyses on the feed showed that the feed size to the HPGR exceeds the top size limit for the rolls causing high wear on the roll surface. Additionally, coarser feed has a direct influence on the HPGR product size and thus an increase in circulating load.

CONCLUSIONS

High Pressure Grinding Rolls with a roll diameter of 1.7 m and a roll width of 1.4 m were installed and commissioned for a polymetallic sulphide ore beneficiation facility in the tertiary crushing section. The flexibility of the HPGR to cope with changes in the run-of-mine ore type and composition and plant throughput generated reliable conditions for the downstream milling and flotation plant.

The HPGR was designed for a capacity of 1250 t/h, operating in closed circuit with screening to produce a screen underflow product of 100% passing 5.6 mm to the downstream ball milling and flotation.

The commissioning with and without load conditions were quick and completed within three months period. Up to know the HPGR has operated >10,000 operating hours under nominal feed conditions.

The process conditions in the upstream stage crushing sections were-changing frequently, affecting the upstream plant operation and classification circuit. Consequently, this led to irregular material flow into the HPGR section and suboptimal performance. Adaptation of HPGR design (roll surface, spring-loaded cheek plates) and tackling moisture and ore issues has improved the HPGR operation to now operate well within the performance prediction of production and wear life.

REFERENCES

Apling A, Bwayla M., (1997), “Evaluating HPGR for liberation enhancement and energy saving”, *Mineral Engineering Vol 10,* No 9 pp 1013-1022.

Edward C. Dowling, Paul A. Korpi, Robert E. McIvor, David J. Rose, (2001), “Application of HIigh Pressure Grinding Rolls in an Autogenous-Pebble Milling Circuits”, SAG Conference 200,1 Vancouver

N.A. Chapman, N.J. Shackleton, V. Malysiak, C.T. O’Connor, (2013), “Comparative study of the use of HPGR and conventional wet and dry grinding methods on the flotation of base metal sulphides and PGMs”, *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, volume 113,* pp. 407-413

N. G. Barnova, A. A. Lavrinenkob, O. G. Lusinyanb, V. V. Chikhladzeb, (2017), “Effect of a Crushing Technique on Lead–Zinc Ore Processing Performance”, *Journal of Mining Science, Vol. 53*, No. 4, pp. 771–777

Önol S., Van der Meer F.P, Öksüz O. (2017), “Pregrinding and final grinding HPGR Circuits”, 15th European Symposium on Comminution and Classification, Izmir Turkey

Van der Meer F.P. (2011), “Feasibility of Dry HPGR and Classification”, SAG Conference 2011 Vancouver Canada

Van der Meer F.P. (2014), “Pellet Feed Grinding by HPGR”, Comminution 14, Cape Town, RSA

IMPORTANCE OF CRUSHER CONTROL AND CLOUD COMPUTING PROCESS MONITORING OF CRUSHERS

G. Asbjörnsson [1], A. Bolander [2], E. Hulthén [1], M. Evertsson [1,*]

[1]*Department of Industrial and Materials Science, Rock Processing Systems, Chalmers University of Technology, Göteborg, Sweden*
*(*Corresponding author: magnus.evertsson@chalmers.se)*
[2]*Roctim AB, Hugo Grauers gata 11, 411 33, Göteborg, Sweden*

ABSTRACT

The main task of a crusher control system is to keep production on a desired level while simultaneously protecting the crusher from overload and fatigue failure. A stable production can be achieved through control of the crusher's closed side setting (CSS), which implies compensation of the wear of the crusher liners. A further objective is to provide with the possibility to optimize operational performance and utilization. For an efficient system the sampling rate needs to be sufficiently high and the control and optimization algorithms need to be robust. In addition, and equally important, configuration of the electrical cabinet and wiring must be able to withstand the harsh environment over time. Modelling and simulation of cone crushers have been on-going at Chalmers University of Technology during the last 25 years. With time the research has expanded to include several different aspects of cone crusher operation, design optimisation, real-time control and product yield optimization. As a consequence, a strong need for dedicated control possibilities of cone crushers have risen. The requirement for precise control led to the development of a new system for cone crusher control which was named Crusher Control Unit or CCU. The system has been further developed by Roctim to provide an independent, modular and flexible development platform for different crusher types. A unique feature is that the CCU can be retrofitted to both Hydrocone type of cone crushers as well as to Symons type independent of brand or age of the crusher. In order to remotely monitor the crusher performance and retrieve data from the CCU a cloud based solution has been developed.

Keywords: Crushing, comminution, optimization, process.

INTRODUCTION

An essential part of minerals processing is the liberation of elements from the ore. This is achieved through particle size reduction, either with crushers and/or mills. The performance of a crushing unit or a plant determines the system efficiency. The crushing performance depends on the design and configuration of each individual process unit, the configuration of the plant, the design of the control system and physical properties of the incoming feed (Evertsson, 2000), (Hulthén, 2010) & (Asbjörnsson, 2015).

Compressive crushing, such as utilized in cone crusher, is energy efficient because of the utilized crushing principle and the imposed stress-state on the particles (Schönert, 1972). Crushing units do however not operate under ideal conditions and as a result the electrical and hydraulic system will experience an uneven load during operation. Also, the compressive pressure and thus the internal loads and stresses in a crusher can vary significantly during operation because of the mechanical design and material properties.

Local control units are installed with the main function of protecting the crusher from overload. Secondary functions include load control and CSS control depending on the mechanical design and the

setup of the process. OEMs supply those units with their crushers. However not much is published regarding the functionality of those units for obvious reasons.

This paper aims to describe the work done at Chalmers Rock Processing Systems and Roctim in the development of the Crusher Control Unit (CCU) which is a versatile control development platform for crusher and process control.

CCU-CRUSHER CONTROL UNIT

The Crusher Control Unit (CCU) is a PLC based control unit developed for harsh conditions and flexible application. The first initial generation was developed for Hydrocone type of crushers only. This was both installed as a standalone unit as well as an embedded version in a plant control system. The next (current) generation provides more possibilities in of integration and improved adaptation. The focus was to provide a control system for cone crushers with a modular design which could be applied to both Hydrocone type crushers (top supported main shaft, hydraulically adjustment of CSS), as the first generation, and also to Symons type crushers (normally threaded bowl adjustment of CSS) and incorporating integrated feeder control. The two crusher types are quite different in their topology so it was an engineering challenge to develop such a system.

In order to meet modern requirements for flexibility, customization, easy installation and high customer value a modular system architecture was chosen, shown in Figure 1. The core of the CCU control system is the CCU Base unit. All other modules are optional depending on the user needs. The CCU can be connected to the existing plant control system and/or to a cloud dedicated for crusher monitoring which is a significant advantage. The cloud based system structure is illustrated in Figure 2. The CCU has been installed on several cone crushers and one example is the Metso Nordberg HP4 depicted in Figure 3.

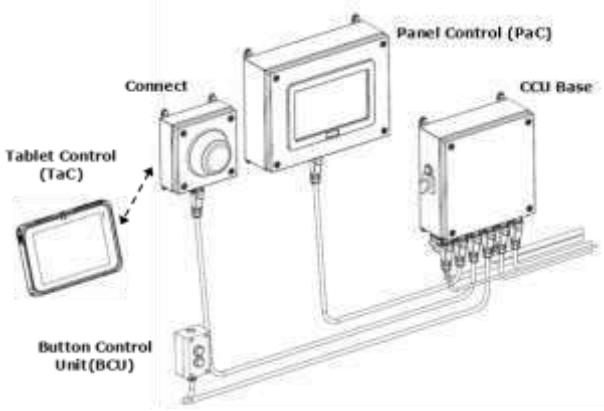


Figure 1. Modular design of the second generation of the Crusher Control Unit (CCU).

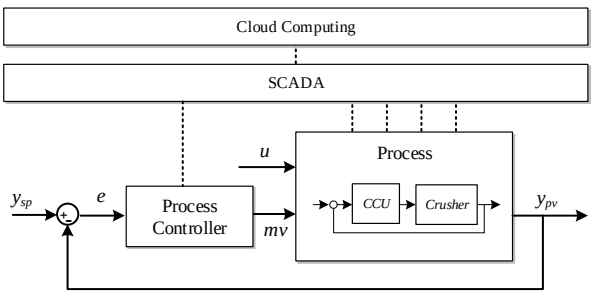


Figure 2. System architecture for the Cloud plant wide controller and local control loop with a CCU.

Figure 3. The CCU is installed on a Metso Nordberg HP4.

RESULTS AND DISCUSSIONS

The two crusher types act totally different to change CSS. The Symons type crusher needs to run empty before the CSS is changed, this usually causes operators not to adjust the CSS enough frequently. However, by automating this sequence with the CCU the time each adjustment takes can be minimized as seen in Figure 4.

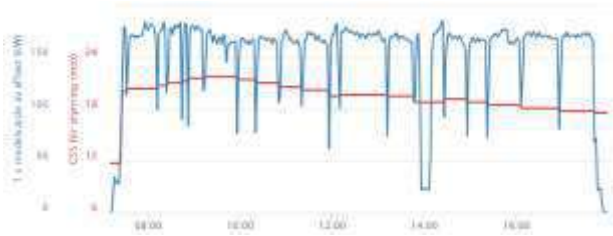


Figure 4. Power draw and CSS during a day of operation for a Symons type crusher (HP4).

Hydrocone type crusher on the other hand can be adjusted during operation as depicted in Figure 5.

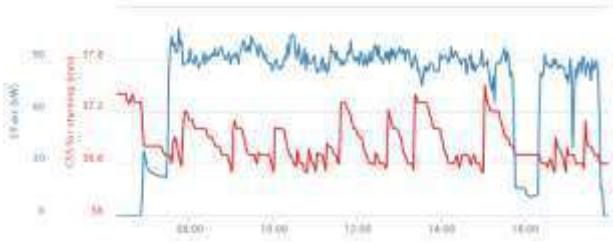


Figure 5. Power draw and CSS during a day of operation for a Hydrocone type crusher.

CONCLUSION

Crusher control provides protection of the equipment from overload while providing improved process performance across multiple suppliers. With connection to a cloud the process performance is not only distributed within the local control system but the data is assessable anywhere.

REFERENCES

Evertsson, M., (2000), Cone Crusher Performance. PhD Thesis from Chalmers University of Technology

Hulthén, E., (2010), Real-time optimization of crushing plants. PhD Thesis from Chalmers University of Technology

Asbjörnsson, G., (2015), Crushing Plant Dynamics. PhD Thesis from Chalmers University of Technology

Asbjörnsson, G., (2010), Crusher Control Unit. MSc Thesis from Chalmers university of Technology

INVESTIGATION OF CHROMITE PRECONCENTRATION BY COMMINUTION

E. Polat [1,*], T. Güler [1], M.M.A Mohammed [1]

[1] *Muğla Sıtkı Koçman University, Mining Engineering Department*
*(*Corresponding author: epolat@mu.edu.tr)*

ABSTRACT

Chromite is the main source of chromium. It is widely used in metallurgical, refractory and chemical engineering applications. Chromite occurs in earth crust generally with serpentine minerals as associated gangue. Serpentine minerals, hydrated alteration products of olivine minerals, are softer than chromite. Therefore, controlled size reduction is thought to be a beneficial way of chromite ore pre-concentration. This study was conducted to determine the possibility of chromite concentration by controlled-comminution and then by classification. Size reduction was conducted first by laboratory scale blake type jaw crusher, and then rod and ball mills. Product quality was assessed using loss on ignition (LOI, %) as a measure. Experimental results revealed that LOI value of chromite ore sample was 8.22%. Sufficient liberation was not achieved by crushing. Then, crushed ore sample was subjected to rod mill grinding for 5 minutes. But, phase segregation was thought not to be achieved sufficiently. Then, further grinding was applied on rod mill-ground product: 5/10min grinding by rod mill and ball mill. However, fine grinding by rod and ball mills resulted in more even distribution of high LOI value serpentine minerals among the product size ranges. Selective separation could not be achieved by comminution at finer sizes. Perfect correlation could not be seen between hardness and grindability of minerals constituting chromite ore.

Keywords: Chromite, serpentinization, grinding, comminution, loss on ignition.

INTRODUCTION

Chromite ($FeCr_2O_4$), a spinel group mineral, is the main source of chromium. It is one of the most important and strategic metal in modern society and is used extensively in the production of stainless steels and other corrosion resistant applications. Many other minerals contain chromium, but none of them are found in deposits that can be economically mined to produce it. Chromite has a wide range of application, particularly in metallurgical industry. In addition to refractory industry as bricks, glassmaking, cement, chemical, and non-ferrous alloy industries (Abubakre et al., 2007; Murthy et al., 2011). Mohs hardness value of the chromite is around 5.5 and specific gravity is between 4.5-5. It occurs in basic and ultrabasic igneous rocks and in the metamorphic and sedimentary rocks.

Mineral liberation plays an important role in beneficiation of the minerals. Liberation of the valuable minerals from unwanted gangue is accomplished by comminution (Veasey and Wills, 1991). Crushing and grinding stages are required to obtain relatively “free” mineral particles at the coarsest possible particle size during size reduction (Vizcarra et al., 2010). If the ore is liable to be liberated at such a size in terms of mineralogical possibilities, then not only is energy saved (Tromans, 2008) but also by reducing the amount of fine material produced which is not desired for the downstream processing (Veasey and Wills, 1991).

Comminution properties of the ore is determined by the hardness of minerals constituting the ore. If hardnesses of the minerals differ from each other, then pre-concentrate of different minerals at different size fractions of comminuted ore become possible. Olivine minerals in the chromite ore may

altered under temperature and pressure, over time. This geological process is known as “serpentinization” (Jasieniak and Smart, 2010; King, 2009). These minerals have relatively lower hardness value and contain crystal water compared with the olivine and chromite. This difference is beneficial during size reduction process of the ore: chromite is the hard mineral and therefore has the lower breakage rate contrary to remaining soft alteration products of olivine. It was found that these altered products has the Mohs hardness value around 2.5 according to the study on the Köyceğiz olivines which is less than half of the hardness of the chromite (Güler et al., 2014).

Experiments on comminution and breakage rate in milling circuits by many researchers have been performed using pure minerals as well as the artificial mixtures that contain hard and soft minerals. Holmes and Patching (1957) carried out grindability experiments using an artificial mixture of quartz and limestone. It was concluded that the proportion of limestone and quartz minerals in the mixture had no effect on the rates of breakage. Another study was performed on the same minerals (Somasundaran and Fuerstenau, 1963) for various size fractions, by applying ball and rod milling. The coarser mineral quartz consumed a greater proportion of the grinding energy in the case of different mineral size fractions but the same volume. On the other hand, they exhibit almost the same energy consumption in the milling when the minerals were equally charged in amount with the same sizes. This result was found more remarkable in rod milling stage, and the greater proportion of energy was consumed by hard quartz mineral: quartz, protecting the limestone fines from impact by the grinding media. Similar results were seen very slighlty in the case of ball milling. The proportion of the mineral in the mixture plays important role and the energy consumption is in proportion to the mineral volume in the ball mill. Fuerstenau and Venkataraman (1988) examined the grindability of the binary mixture of calcite and quartz. It was stated that the soft calcite mineral consumes a greater amount of grinding energy than does quartz when they are ball milled together. The breakage rate function of calcite increased when ground in the presence of a harder mineral quartz, compared to the grinding of pure calcite. However the breakage rate of quartz was reduced when ground in the presence of calcite. A mixture made up of soft and hard minerals, it is expected to find the harder mineral to be ground at slower rate and hence comprise the greatest proportion of the overisize material (Yan and Eaton, 1994).

In this study, relationship between hardness and grindability of minerals constituting chromite ore was examined by staged comminution. Chromite ore was subjected to jaw crusher and then grinding was applied by rod and ball mill. The product quality assesed by the measurement of loss on ignition (LOI, %).

EXPERIMENTAL

Representative chromite ore sample was taken from chromimum ore deposites of Eti Krom Inc in Muğla. Supplied ore sample having a size of -20 cm was first crushed by laboratory scale single-toggle blake type jaw crusher down to -2.25 cm - the first stage of comminution (Figure 1). The crushed ore was sieved to obtain -2.25 cm product. Remaining coarse fraction was subjected to crushing again. Dry grinding was applied on the crushed product by rod mill as the second step of comminution for 5 min in order to increase the liberation rate of minerals. The ground material homogenously well mixed and representative sampling was made by conning-and-quartering followed by sampling using Riffle splitter to get desired amount of sample for second stage grinding. Laboratory size stainless steel rod mill (20x30 cm) and ball mill (20x20 cm) were used in grinding tests. The grinding time was set constant for 5 or 10 min in the last stage of comminution. In grinding stages, rotational speed of mills were applied as 60% and 80% of critical speed for rod and ball mills, respectively.

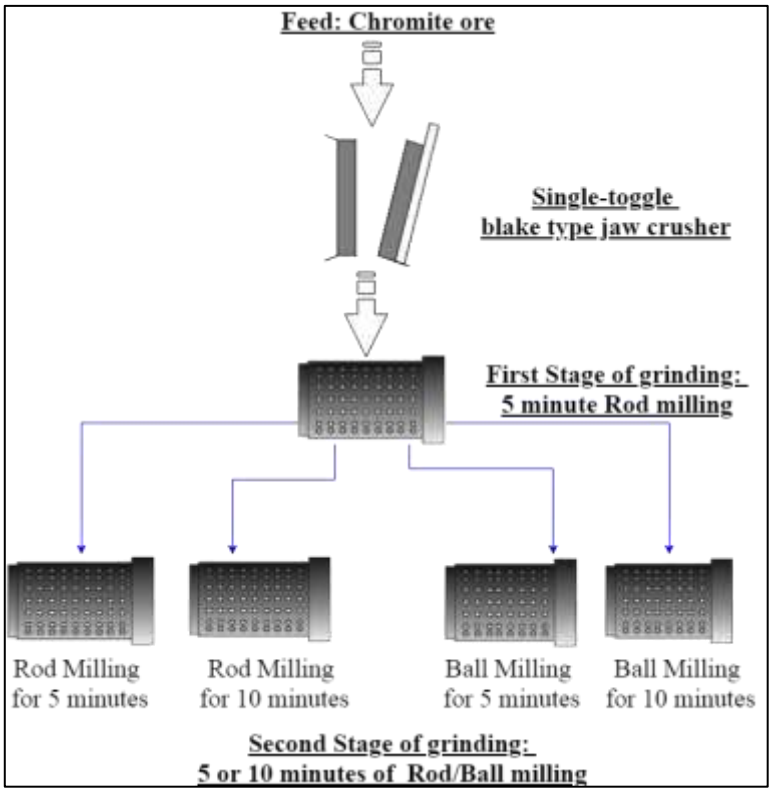


Figure 1. Schematic representation of experimental process

All products obtained from crushing and grinding were subjected to dry sieving and loss on ignition (LOI) analysis. Sieve analysis was performed using 20 cm diameter standard test sieves (Retsch) on a sieve shaker (Retsch AS-200). Shaking was applied for 20 min for all tests. LOI value was determined using a high-temperature muffle furnace (Ankatest): each chromite test sample was first dried in an drying oven (Memmer, TUNB 400) at 50 °C for at least 2 hours, and then taken to a desiccator. Dried sample was weighed and then heated in muffle furnace up to 950 °C at a heating rate of 50 °C/min for 30 minutes, at which temperature it was calcined. LOI value of calcined sample was calculated by mesuring (Precisa, XT10200D) the weight loss after calcination.

RESULTS AND DISCUSSION

Particle size distribution and LOI (%) values of the products of jaw crusher and first stage 5 min rod mill grinding are plotted in Figure 2. Chromite ore sample having -20 cm size was first subjected to crushing by blake type jaw crusher as the first stage of size reduction to obtain a crushed product. The product was seen to be accumulated in the size range +150-22500 µm. The majority of crushed sample was above 2500 µm with average LOI value 8.2%. The measured LOI value of crushed ore is very close to that of feed, which indicated the unsufficient liberation of ore after crushing. Negligible amount of the product (3.62%) with relatively lower LOI was obtained below 2500 µm. Then, the possibility to obtain chromite pre-concentrate just after crushing was thought not to be a beneficial way.

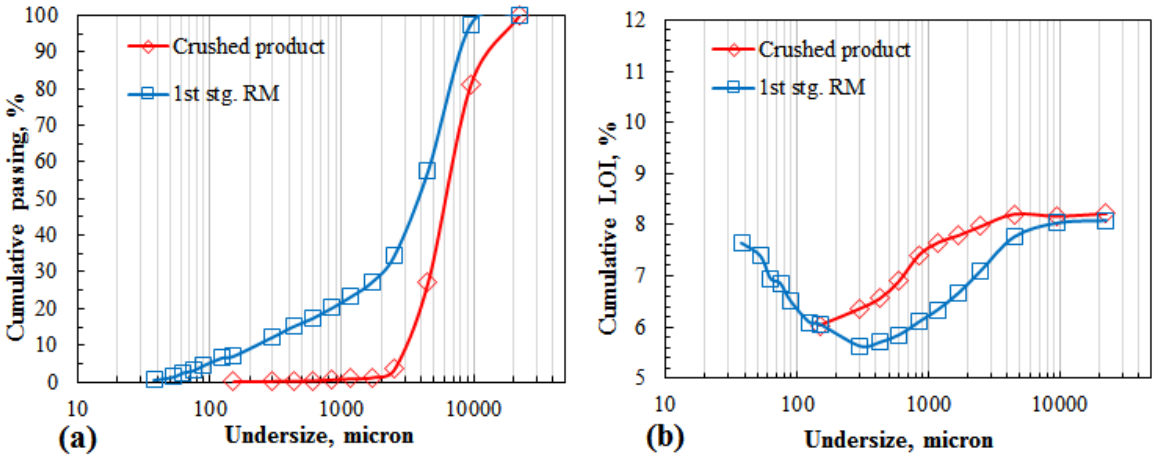


Figure 2. a): Particle size distributions for the products of jaw crusher and ground ore by rod mill for 5 minutes, b) LOI (%) distributions of the products of jaw crusher and rod mill (RM: Rod mill)

The jaw crusher product was subjected to further comminution processes. Rod mill grinding was applied for 5 min as a first stage grinding to increase the liberation rate (Figure 2). Sieve analysis showed that test sample was ground below 9500 µm by rod mill grinding. Ground ore was observed to be accumulated in the size range +2000-9500 µm. Figure 2b demonstrated that chromite concentration increased by decreasing particle size down to 300 µm and then increased gradually at finer sizes. Minimum LOI values were obtained in the size range +90-300 µm as seen in the Figure 3. In the cited range, about 8% of ore sample presents with a LOI value of 5.21%. Below 90 µm LOI value increased sharply indicating selective accumulation of hydrated serpentine minerals at ultrafine sizes.

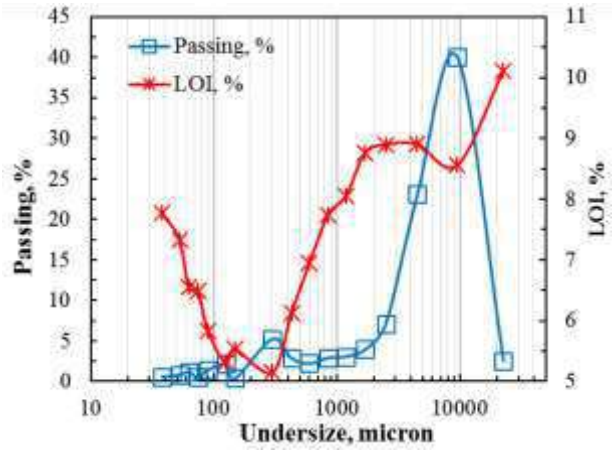


Figure 3. Particle size distributions for the products of first stage rod milling for 5 min and LOI (%) distributions

Phase segregation was not achieved sufficiently by first stage grinding. Then, ground chromite sample, having a size 80% below 6700 µm, was further subjected to grinding: 5 min and 10 min grinding by rod/ball mill were applied as second stage grinding to obtain a cleaner pre-concentrate (Figure 1, 4, 5). Rod mill grinding gave -1081 µm and -345 µm 80 % passing second stage ground product after 5 min and 10 min grinding, respectively (Figure 4a).

Similar LOI curves to that of first stage rod milling were obtained for the second stage rod milling (Figure 4b). Although V-shaped was drawn for both cases, more even distribution of hydrated minerals was observed down to about 100 µm. The minimum point of V-shaped curve, at which minimum LOI value was reached, shifted to lower sizes by increasing grinding time while minimum LOI

value increased gradually approaching to that of feed indicating more even distribution of minerals consituting the ore. The shielding effect of hard chromite on soft serpentine minerals resulted in more even distribution of minerals at coarser sizes (Yan and Eaton, 1994). LOI value increased sharply below the minimum value size. This finding was attribute to the concentration of serpentine group minerals at finer sizes due to selective grinding of hydrated soft minerals as compared with unhydrous chromite and olivine minerals especially by the grinding aid of hard chromite on soft minerals (Somasundaran and Fuerstenau, 1963; Fuerstenau and Venkataraman, 1988; Yan and Eaton, 1994; Güler et al., 2014). LOI value of fine fraction did not exceed 10%. Then, lower percentages of high LOI value finer fraction was thought not to be a promising result for pre-concentration of chromite ore by rod mill grinding.

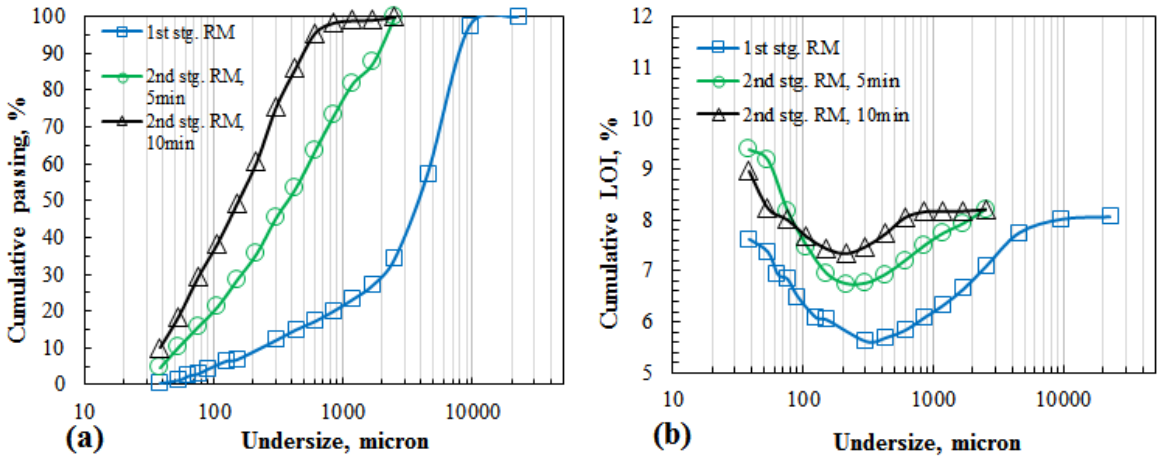


Figure 4. a): Particle size distributions for rod mill and, b): related LOI (%) distributions of rod milling products for 5 and 10 minutes (RM: Rod mill)

Further grinding of the first stage ground chromite ore sample was also performed by ball mill for 5 min and 10 min (Figure 5). Ball milling failed in size reduction of coarse fraction. Reasonable rate of coarse fraction could not be comminuted possibly due to small size of largest ball used. Then, necessary impact force could not be applied on the largest ore particel for crack propagation and grinding (Veasey and Wills, 1991; Tromans, 2008). Size distribution of ball milled product (Figure 5) was observed to be wider than that of rod mill one (Figure 4). This difference was attributed to grinding in ball mill by point contact during cataracting action (Wills and Finch, 2015; Gupta and Yan, 2016).

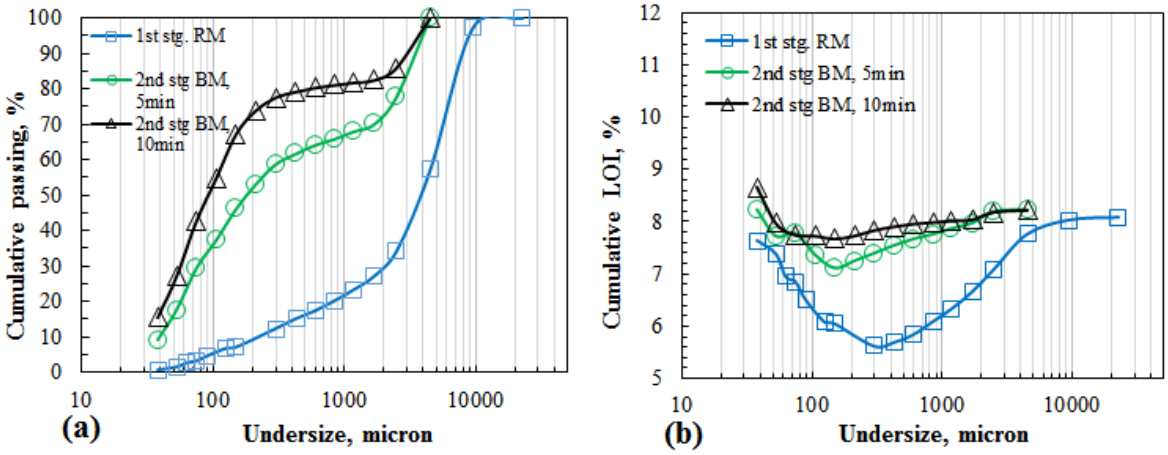


Figure 5. a): Particle size distributions for ball mill and b): related LOI (%) distributions of ball milling products for 5 and 10 minutes (RM: Rod mill, BM: Ball mill)

LOI curves of second stage ball mill products were given in Figure 5b. In contrast to the V-shaped LOI curves of rod mill product, extending the ball milling resulted in the disappearance of V-shaped. So that, minimum points of V-shaped LOI curves were hardly discriminated especially for 10 min grinding. This point shifted more finer sizes as comapred with rod milling case. Size distribution demostrated that higher rates of feed was ground down to finer sizes, which did not possitively affected the phase segregation. In ball milling, all particles have the same chance to be ground due to random grinding opportunity of each particle as a result of point contact effect. Then, selective grinding and phase segregation could not be satisfied by ball milling.

CONCLUSIONS

Chromite is the valuable hard mineral in the test ore sample and gangue phases consist predominantly of soft serpentine alteration products. Mineral liberation and chromite pre-concentration possibilities by communition was investigated and the findings are given below:

- Phase segregation was thought not to be achieved sufficiently only by applying single stage jaw crushing,
- Chromite tends to be concentrated more at the intermediate size fractions by moderate grinding, and decreases as it becomes fine-grained. But, this pre-concentrate may not be economic to be utilised particularly in metallurgical processes,
- The harder minerals are ground at slower rate in case the soft and hard minerals are equally distributed in the ore, in general. In the present study, relatively coarse chromite particles prevented soft alteration products of olivine from the grinding impacts particulary at +300 µm, while the grindability of softer fraction was more easier at -300 µm. This case is much more visible by applying 5/10 min rod grinding (clear V shape) as compared to ball,
- Serpentine minerals, hydrated alteration products of olivine minerals, are softer than chromite, and dominated more in fine size fractions,
- Perfect correlation could not be seen between hardness and grindability of minerals constituting chromite ore.

REFERENCES

Abubakre, O.K., Muriana, R.A. and Nwokike, P.N., 2007. Characterization and beneficiation of Anka chromite ore using magnetic separation process. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, *6*(02), p.143.

Fuerstenau, D.W. and Venkataraman, K.S., 1988. The comminution of multicomponent feeds under batch and locked-cycle conditions: kinetics, simulation and energy distribution. International Journal of Mineral Processing, 22(1-4), pp.105-118.

Gupta, A. and Yan, D.S., 2016. Mineral processing design and operations: an introduction. Elsevier.

Güler, T., Aktürk, S., Özer, A., 2014. Preconcentration of Muğla/Köyceğiz olivines by comminution. 14th International Mineral Processing Symposium.

Holmes, J.A. and Patching, S.W.F., 1957. A Preliminary Investigation of Differential Grinding. Grinding of Quartz-Limestone Mixtures. Trans. Inst. Chem. Engrs.(London), 35.

Jasieniak, M. and Smart, R.S.C., 2010. Surface chemical mechanisms of inadvertent recovery of chromite in UG2 ore flotation: Residual layer identification using statistical ToF-SIMS analysis. International Journal of Mineral Processing, 94(1-2), pp.72-82.

King, R.J., 2009. Olivine Group, Geology Today, 25(5), 193.

Murthy, Y.R., Tripathy, S.K. and Kumar, C.R., 2011. Chrome ore beneficiation challenges & opportunities–a review. Minerals Engineering, 24(5), pp.375-380.

Somasundaran, P. and Fuerstenau, D.W., 1963. Preferential energy consumption in tumbling mills. AIME Transactions, 226, pp.132-137.

Tromans, D., 2008. Mineral comminution: energy efficiency considerations. Minerals engineering, 21(8), pp.613-620.

Veasey, T.J. and Wills, B.A., 1991. Review of methods of improving mineral liberation. Minerals Engineering, 4(7-11), pp.747-752.

Vizcarra, T.G., Wightman, E.M., Johnson, N.W. and Manlapig, E.V., 2010. The effect of breakage mechanism on the mineral liberation properties of sulphide ores. Minerals Engineering, 23(5), pp.374-382.

Wills, B.A. and Finch, J., 2015. Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. Butterworth-Heinemann.

Yan, D. and Eaton, R., 1994. Breakage properties of ore blends. Minerals Engineering, 7(2-3), pp.185-199.

KÜÇÜLTÜLMÜŞ TAMBUR TESTİ İLE DEMİR CEVHERİ PELETLERİ AŞINMA DAYANIMI BELİRLENMESİ

DETERMINATION OF ABRASION RESISTANCE OF IRON ORE PELLETS BY THE SCALE-DOWN TUMBLER TEST

O. Sivrikaya [1,] *, A.İ. Arol [2]

[1]*Adana Alparslan Türkeş Bilim ve Teknoloji Üniversitesi, Maden ve Cevher Haz. Müh. Böl. Adana, Turkey*
*(*Sorumlu yazar: osmansivrikaya@gmail.com)*
[2]*Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Maden Müh. Böl. Ankara, Turkey*

ÖZET

Demir cevheri peletleri tambur aşınma dayanımı, ASTM E279-97(2010) standardına göre belirlenmektedir. Bu testte, peletlerin standart bir tambur içinde oluşturulan belirli aşındırma koşullarında aşınmaya karşı dayanımları/dirençleri belirlenir. Bu standarda göre tek bir tambur aşınma testi için 11,3 kg pelet kullanmak gerekmektedir. Bu miktarda pelet, endüstriyel ölçekli üretimlerden temin edilebilmektedir. Fakat laboratuvar ölçekli araştırmalarda laboratuvar cihazlarının kapasiteleri göz önünde bulundurulduğunda bu miktarda peleti üretmek mümkün olamamaktadır. Bu yüzden laboratuvar ölçekli pelet araştırmalarında bu test yapılamamaktadır. Bu çalışmada bahsi geçen standarda alternatif, daha az pelet numunesi kullanılarak (500-1000 gram), peletlerin tambur aşınma dayanımlarını belirlemek için çalışmalar yapılmıştır. Bunun için sektörde faaliyet gösteren bir firmadan 4 farklı endüstriyel peletler temin edilmiştir. Küçültülerek (scale-down) ölçeklendirilmiş bir test tamburu kullanılarak değişik deney koşullarında pelet aşınma testleri gerçekleştirilmiştir. Değişik koşullarda elde edilen pelet aşınma sonuçlarının tutarlı ve tekrar üretilebilir olup olmadıkları belirlenmiştir. Sonuçlara göre, küçültülmüş bir tamburda azaltılmış pelet numunesi kullanılarak pelet aşınma değerlerinin tutarlı ve tekrar üretilebilir olarak elde edilebildiği belirlenmiştir.

Anahtar Sözcükler: demir cevheri peleti, peletleme, basma dayanımı, tambur aşınma dayanımı, ASTM E279-97(2010)

ABSTRACT

The tumbling-abrasion indices of iron ore pellets are measured according to instructions in ASTM E279-97 (2010). This test measures the resistance of the product pellets under certain abrasive condition in a standard test drum. However, this test requires 11.3 kg pellet to carry out a single tumbling-abrasion test. This amount of pellet can be obtained from industrial-scale pellet production. However, it is impossible to produce this amount of pellet in laboratory-scale investigation since the capacities of laboratory equipment are low. Therefore, this test can not be applied in laboratory-scale pellet investigations. In this study, laboratory studies were carried out to determine the tumbling-abrasion indices of pellets in small quantities (500-1000 gram) via an alternative test method. Industrial-scale-produced 4 different pellet samples were obtained from a company. Tumbling-abrasion tests were carried out with a scale-down test drum under different test conditions. It has been investigated whether the results of pellet abrasion in different test conditions are consistent and reproducible. According to the results, it was determined that the pellet abrasion values can be obtained consistently and reproducible by using the small quantities of pellet sample in a scale-down abrasion test drum.

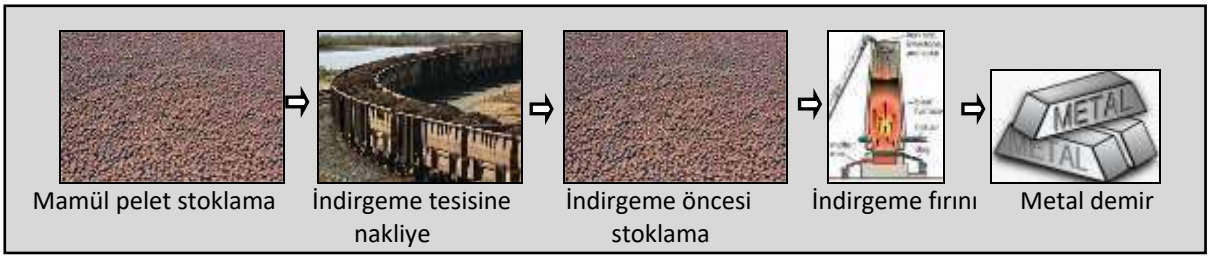
Keywords: iron ore pellet, pelletizing, compressive strength, tumble and abrasion indices, ASTM E279-97(2010)

GİRİŞ

Yüksek tenörlü (>%60 Fe) demir cevherleri kırma ve boyuta göre sınıflandırma işlemlerinden sonra gerekli miktarda cüruf yapıcı (flaks) ve indirgeyici ısı kaynağı (kok) ilavesi ile birlikte direk olarak yüksek fırınlarda ergitilerek/indirgenerek metal demir elde edilebilir. Fakat düşük tenörlü (<%60 Fe) demir cevherlerinin metalik demir üretiminde kullanılabilmesi için bir takım zenginleştirme işlemlerine tabi tutularak demir tenörlerinin istenen değerlere yükseltilmesi gerekmektedir. Öğütülerek serbestleşen minerallerin demir tenörleri, değişik zenginleştirme yöntemleri (manyetik zenginleştirme, flotasyon vb.) kullanılarak istenmeyen safsızlıkların (SiO_2, Al_2O_3 vb.) uzaklaştırılması ile arzu edilen değerlere yükseltilerek konsantre ürünler elde edilir. Çoğu zaman demir cevherinin mineralojisine bağlı olarak çok küçük tane boyutlarında serbestleşme sağlanabilmektedir. Örneğin bazı durumlarda cevherin %100'ü veya %80'i -45 mikron boyutuna öğütülmesi gerekmektedir. İstenilen demir tenörüne yükseltilmiş konsantre ürün çok küçük tane boyutu dolayısıyla yüksek fırında direk kullanılması mümkün değildir. Bu yüzden bu tür konsantrelerin değerlendirilmesinde peletleme yegâne topaklama yöntemi olarak kullanılmaktadır.

Peletleme prosesinde demir cevheri konsantrelerine ilave edilen bağlayıcı ve su yardımı ile topaklama disk veya tamburları kullanılarak 9-16 mm çapta hemen hemen küresel şekilli yaş peletler üretilir. Yaş peletler yeterli dayanıma sahip olmadıklarından bir takım kurutma, ön ısıtma ve pişirme ısıl işlem süreçlerine tabi tutulurlar. Bu ısıl işlemler hareketli ızgara ve döner fırın gibi ekipmanlarda gerçekleştirilir. Isıl işlemlerde kademeli olarak ısı artışı sayesinde, peletlerde bağlayıcı etkisi ile oluşan tane bağlanması, cüruf bağları oluşması ve yeniden kristalleşme gibi mekanizmalarla peletler sertleşerek (dayanım kazanarak) mamül peletler elde edilir.

Bahsedilen demir cevheri peletleri üretim süreci, peletleme tesislerinde gerçekleştirilir. Fakat peletlerin kullanım alanları yüksek fırın içeren entegre demir-çelik tesisleridir. Üretilen peletler stoklama ve nakliyeden sonra demir-çelik üretim tesislerine nakledilerek demir üretiminde kullanılabilirler (Şekil 1). Peletlerin sorunsuz şekilde üretilmesi, stoklanması, nakledilmesi ve indirgeme fırınlarında kullanılması için hem peletlenecek konsantrenin hem de üretilen mamül peletlerin fiziksel, kimyasal ve metalürjik yönden bazı özelliklere sahip olmaları gerekmektedir. Bu özellikler, ASTM E276-13, ASTM E389-13, ASTM C373-88 (2006), ASTM E279-97 (2010), ASTM E382-12, ISO 3087:2011, ISO 4700:2007, ISO 4701:2008, ISO 4696-2:2007, ISO 4696-1:2007, ISO 7992:2007, ISO 4698:2007, BS ISO 11256:2007 gibi uluslararası standartlara göre belirlenmektedir. Pelet özellikleri, peletleri kullanacak olan demir-çelik üretim tesisleri tarafından belirlenmektedir. Yüksek fırın teknolojisi ile pelet kullanan bir tesisin istediği pelet özellikleri Tablo 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Mamül peletlerin indirgeme fırınlarında metal demir üretiminde kullanılması

Tablo 1. Peletlerin sahip olmaları gereken bazı fiziksel, kimyasal ve metalürjik özellikler

a) Kimyasal Özellikler:

WT % (KURU BAZDA)			WT % (KURU BAZDA)		
Fe	: 65.50 Min.		As	: 0.005 Max.	
SiO_2	: 6.00	Max.	Cr	: 0.05 Max.	
Al_2O_3	: 1.00	Max	Ni	: 0.01 Max.	
CaO	: 3.00	Max.	Zn	: 0.01 Max.	
MgO	: 1.50	Max.	Pb	: 0.01 Max.	
Na_2O	: 0.05	Max.	Cu	: 0.01 Max.	
K_2O	: 0.05	Max.	Sn	: 0.005 Max.	
TiO_2	: 0.50	Max.	Mo	: 0.005 Max.	
Mn	: 3.00	Max.	V	: 0.02 Max.	
P	: 0.06	Max.	H_2O	: 3.00 Max.	
S	: 0.01	Max.			

b) Fiziksel Özellikler:

Elek Analizi (ASTM E 389-93)

+ 16.00 mm	7.00	% Maximum
-16.00 mm, + 12.50 mm	40.00	% Minimum
-12.50 mm, + 9.52 mm	45.00	% Maximum
- 9.52 mm	8.00	% Maximum

c) Diğer Özellikler:

Tumbler Testi (ASTM E 279-92)

+ 6.35 mm	95.0	% Minimum
- 0.6 mm	5.0	% Maimum

Düşük Sıcaklıkta Kırılma (Low Temperature Breakdown) (ISO 4696)

+ 6.3 mm	84.00	% Minimum
- 0.5 mm	3.00	% Maximum

Şişme (Swelling) (ISO DP 4698)

20.0 % Maximum

Basma Dayanımı (Compression Strength)

250 Kg/Pellet Minimum

Yoğunluk (Density) (ASTM C 373-88)

5.10 gr / cub cm Maximum

Yük Altında İndirgenme (Reduction Under Load) (AS PER ISO DP 7992)

a) R40 1.20 % / Minute Minimum
b) ΔP 15.00 mm WG Maximum

Peletleme tesislerinde sorunsuz bir şekilde yaş peletlerin üretilmesi, yaş peletlerin ısıl işlemlerle sertleştirilmesi, üretilen peletlerin stoklanması, nakliye sırasında dağılmadan nakledilmesi ve indirgeme fırınlarında problemsiz kullanılabilmeleri için en önemli parametre peletlerin fiziksel ve mekanik dayanımlarıdır. Peletlerin dayanım kazanabilmeleri için peletleme tesislerinde peletlenecek toz demir cevher konsantresine bağlayıcı malzeme ilave edilir. Peletlemede kullanılan bağlayıcının temel işlevi yaş, kuru ve ısıl işlem ile sertleştirilmiş peletlerin fiziksel dayanım kazanmalarını sağlamaktır. Demir cevheri peletlemesinde en çok kullanılan bağlayıcı bentonit kilidir. Doğal oluşu ve nisbeten kolay temininden dolayı bentonit endüstriyel olarak en çok kullanılan bağlayıcıdır. Bentonit, yaş, kuru ve pişmiş peletlere fiziksel dayanım vermekte başarılı bir bağlayıcıdır. Ancak SiO_2, Al_2O_3 vb. asit bileşenlerden oluşan bentonit, demir-çelik kimyası için safsızlık olup demir-çelik üretim ekonomisini olumsuz yönde etkilemektedir (Kater ve Steeghs, 1984, Heerema *vd*., 1989, Chizhikova, 2003, Schmitt, 2005). Bu olumsuz etkileri aşmak için son yıllarda bentonit bağlayıcısına alternatif olabilecek değişik kökenli bağlayıcı belirleme çalışmaları süregelmektedir. Alternatif bağlayıcıların başında, yüksek sıcaklıkta yanarak yok olan organik kökenli bağlayıcılar gelmektedir. Organik bağlayıcıların dışında inorganik kökenli bağlayıcılar ve karışım bağlayıcılar da denenmektedir. (Eisele *vd*., 1997, Kawatra *vd.*, 1998a, 1998b, Ripke ve Kawatra, 2000, Qui *vd.,* 2003, Ahmed ve Mohamed 2005, Tuğrul *vd.* 2006, 2007, de Moraes ve Kawatra, 2010, Sivrikaya ve Arol 2008, 2009a, 2009b, 2010, 2011).

Endüstriyel pelet tesislerinde bentonit bağlayıcı olarak kullanıldığından, bentonit yerine önerilecek alternatif bir bağlayıcının en az bentonit kadar iyi performans göstermesi gerekmektedir. Bunun için laboratuvar ölçekli pelet üretim araştırmalarında alternatif bağlayıcılarla elde edilen peletlerin fiziksel ve mekanik özellikleri belirlenmeli ve aynı koşullarda bentonit bağlayıcısı ile üretilmiş peletlerin özellikleri ile mukayese edilmelidir. Bugüne kadar yapılan laboratuvar araştırmalarında hep bu türlü karşılaştırmalı çalışmalar yapılmıştır (Eisele *vd*., 1997, Kawatra *vd*., 1998a, 1998b, Ripke ve Kawatra, 2000, Qui vd., 2003, Ahmed ve Mohamed 2005, Tuğrul vd., 2006, 2007, Moraes ve Kawatra, 2010, Sivrikaya ve Arol 2008, 2009a, 2009b, 2010, 2011, 2012a, 2012b, 2013a 2013b, Sivrikaya vd., 2013). Ancak peletlere ait fiziksel, kimyasal ve metalürjik bazı özelliklerinin belirlenmesi için az miktarda pelet numunesi yeterli olurken, bazı testler için, özellikle pelet tambur aşınma testi, çok miktarda pelet numunesine ihtiyaç vardır. Bu yüzden peletleme üzerinde çalışan ve bazıları yukarıda sıralanan araştırmacılar tarafından yapılan çalışmalarda laboratuvar ölçekli üretilen peletlerin tambur aşınma dayanımlarının belirlenmesi mümkün olmadığı bilinmektedir. Dolayısıyla deneysel çalışmalarda pelet aşınma dayanım belirleme testlerinin yapılmadığı sadece peletlere ait diğer bazı fiziksel deney sonuçlarının yayınlandığı ya da farklı metotlar ile peletlerin aşınmaları tahmin edilmeye çalışıldığı görülmektedir (Copeland ve Kawatra, 2011, Halt *vd*. 2015, Halt ve Kawatra, 2015)

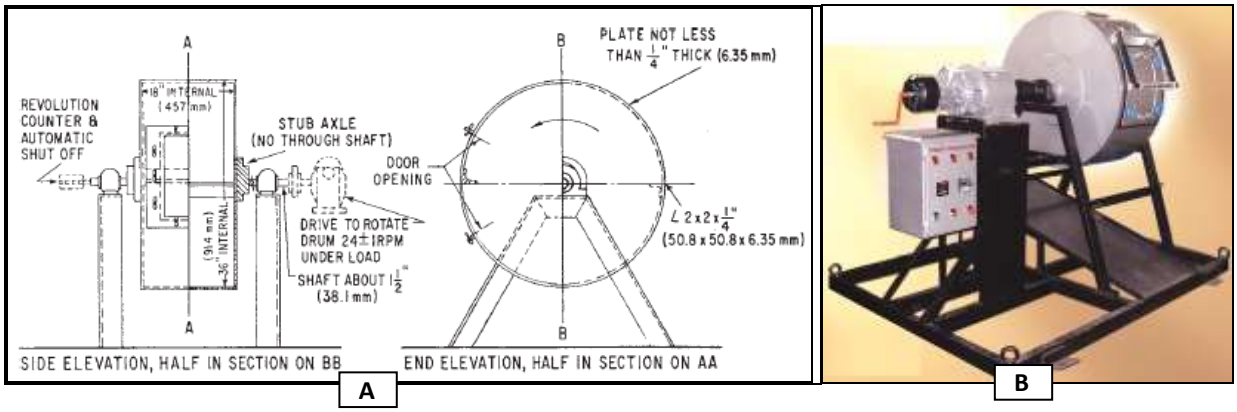
Endüstriyel ölçekli demir cevheri peletleri genel olarak 9-16 mm boyutunda üretilirler. Bununla birlikte daha büyük çaplı (25 mm) peletler de üretilebilmektedir. Laboratuvar ölçekli çalışmalarda ise

pelet boyut farklılıklarından kaynaklanan pelet kalitesinde olabilecek değişimleri en aza indirmek için peletler mümkün olduğunca birbirine yakın boyutlu üretilirler (Sivrikaya, 2011). Peletlerin boyutları, iyi bir indirgeme işlemi için çok önemlidir. Fakat kullanılan cevher özellikleri: tane boyu dağılımı, özgül yüzey alanı, nem oranı gibi pek çok özellik pelet kalitesini etkiler. İyi bir peletleme sırasında ve sonrasında peletlerin sahip olması gereken en önemli özellik ise peletlerin fiziksel ve mekanik dayanımlarıdır.

İndirgeme öncesi başlıca pelet dayanımları; basınca ve aşınmaya karşı dayanım olarak iki kısımdır. Basınca karşı dayanım; peletlerin üretim sürecinde, rulolu eleklerde, hareketli ızgarada, döner fırında maruz kaldıkları fiziksel yüklere karşı dağılmadan sağlam kalabilmelerini sağlayacak dayanımdır. Ayrıca stoklama sırasında stok yüküne karşı kırılmadan/dağılmadan sağlam kalmaları için de peletlerin basınca karşı dayanımlı olması gerekir.

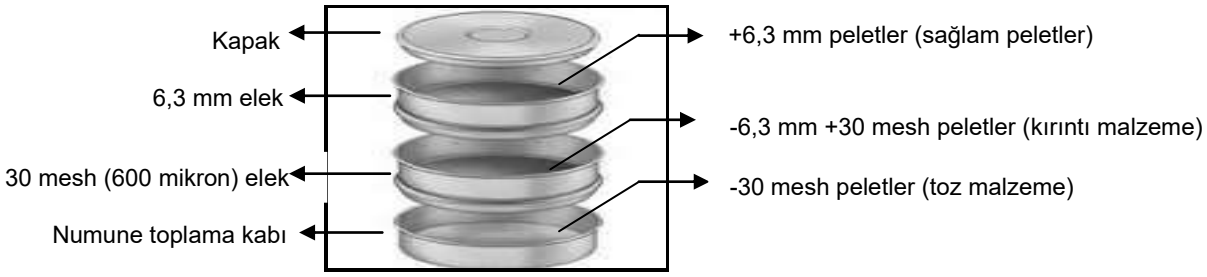
Yaş peletlerin basınca karşı dayanım göstergesi olarak ilk önce düşme sayısı (drop number) testi uygulanır. Bu test pelet düşmesi sırasında oluşan darbeye karşı dayanımın göstergesidir dolayısıyla basınca karşı dayanımın bir türevi olarak görülebilir. Bu testte laboratuvarda üretilen yaş peletler teker teker 45 cm (18 inch) yükseklikten çelik bir plaka üzerine düşürülür. Pelet yüzeyinde gözle görülür bir çatlama veya kırılma oluncaya kadar aynı pelet için düşürme işlemine devam edilir. Pelet yüzeyinde ilk çatlama görüldüğü andaki düşme sayısı o pelet için kaydedilir. Belli bir sayıdaki yaş pelet (20-40 adet) üzerinde belirlenen düşme sayılarının aritmetik ortalaması "yaş pelet düşme sayısı" değerini verir. Aritmetik ortalama olarak yaş pelet düşme sayısı en az 4 olan peletler yeteri kadar sağlam olarak kabul edilir. Yaş, kuru ve pişirilmiş peletlerin basma dayanımları genel olarak otomatik veya manuel bir basınç presi ile iki çelik plaka arasında pelet üzerine yük uygulanarak belirlenir. Pelet basma dayanımı test prosedürünün anlatıldığı uluslararası standartlar mevcuttur (ASTM E382-12). Her pelete belli bir yükleme hızında çelik plaka yüzeyler arasında basınç kuvveti uygulanır ve peletin kırıldığı andaki yük miktarı kg/pelet veya N/pelet olarak kaydedilir. Test edilen yeterli sayıda (20-40 adet) peletin basma dayanım değerlerinin aritmetik ortalaması rapor edilerek basma dayanımı belirlenmiş olur.

Peletlerin aşınmaya karşı dayanımı ise, pişirilmiş peletlerin üretim tesisinde stoklama, kullanım yerine nakliye sırasında ve kullanım yerinde stoklama aşamalarında maruz kalacakları doldurma boşaltmadan dolayı çarpma, düşme, sürtünme ve aşınma etkilerine karşı parçalanmadan/dağılmadan, kırıntı ve toz üretmeden sağlam kalıp kalamadıklarının bir göstergesidir. Pelet aşınma dayanımı "ASTM E279-97(2010)"a göre belirlenir. "Pelet tambur testi" veya "pelet aşınma testi" olarak ifade edilmektedir. Testin kısaca amacı; peletlerin, pelet tesisinde üretildikten sonra kullanılacağı tesise ulaşıncaya kadarki süreçte ve kullanım sırasında karşılaşabileceği sürtünme, çarpma, darde ve aşınma şartlarına karşı fiziksel dayanımlarını/dirençlerini ölçmektir. Bu deney için şematik çizimi ve fotoğrafı Şekil 2'de verilen standart bir test tamburu kullanılır. Bu tamburun iç çapı 914 mm ve iç derinliği 457 mm olup çelikten imal edilmiştir.



Şekil 2. Pelet aşınma dayanımı belirleme tamburu; A) Şematik çizim (ASTM E279-97(2010)), B) Fotoğraf

Pelet aşınma deneyi tamburu içinde, karşılıklı pozisyonlandırılmış 2 adet 50 mm yüksekliğinde ve 6,35 mm kalınlığa sahip çelik bariyer bulunmaktadır. Deney için 11,3 ±0,23 kg ağırlığında 105-110 °C'de kurutulmuş oda sıcaklığına soğutulmuş pelet numunesi kullanılır. Tambur içine yerleştirilen numuneler 24±1 dev/dak dönme hızı ile 200 tur döndürülür. Deney sonrası tambur içindeki malzeme 6,3 mm ve 30 mesh (600 mikron) elekler kullanılarak yeteri kadar el ile elenir (Şekil 3). Eleme sonrasında 6,3 mm elek üstünde kalan malzeme ve 600 mikron elek altına geçen malzeme yüzdeleri rapor edilir. 30 mesh elek US mesh tablosuna göre tam olarak 595 mikron gözenek açıklığına sahip elektir. Bu elek bazı kaynaklarda 500 mikron bazı kaynaklarda 600 mikron olarak yazabilmektedir.



Şekil 3. Deney sonrası numunenin 6,3 mm ve 30 mesh (600 mikron) elekler kullanılarak elenmesi

6,3 mm elek üstünde kalan malzeme (+6,3 mm) "Tambur indeksi" olarak isimlendirilir, yani bunlar aşınma sonrası sağlam kalan peletlerdir. 600 mikron elek altına geçen malzeme (-600 mikron) "Aşınma indeksi" olarak isimlendirilir, yani aşınma sırasında ufalanan toz boyutlu malzemedir. Tambur indeksi ve aşınma indeks değerleri, pelet alıcı tesis işletmecileri tarafından belirlenir ve genelde sorunsuz bir pelet kullanımı için aşağıdaki Tablo 2'de gösterildiği değerlere sahip olmaları istenir. Bu değerlerden farklı tambur indeksi ve aşınma indeksi değerlerine sahip peletlerin satışında ve kullanımında problemler yaşanmaktadır.

Tablo 2. Peletlerin sahip olması gereken tambur indeksi ve aşınma indeksi değerleri

Test ismi	Standart	Tambur indeksi (+6,3 mm)	Aşınma indeksi (-600 mikron)
Pelet tambur aşınma dayanımı testi	ASTM E279-97(2010)	95.0% min	5.0% max

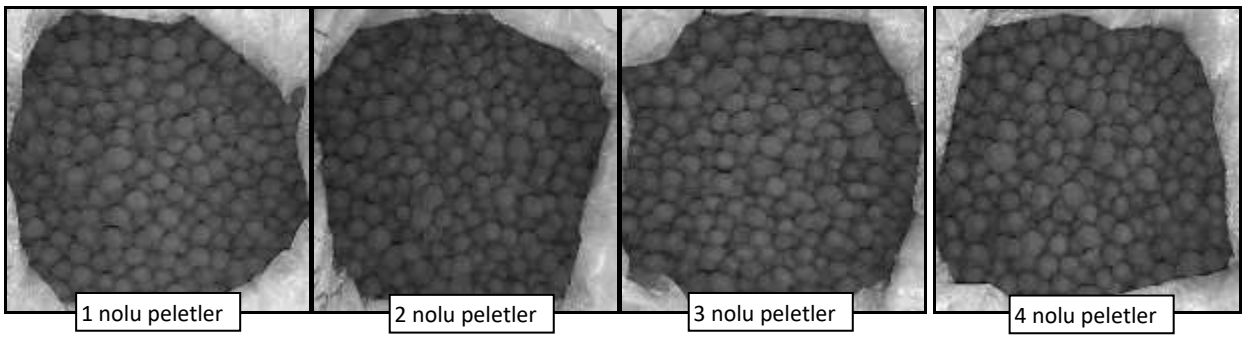
Pelet tambur aşınma dayanımı test sonuçlarının güvenilirliği bakımından tambur aşınma testi standarda uygun olarak en az iki kez tekrar edilmelidir. İki test sonucunda elde edilen tambur indeksi ve aşınma indeksi değerleri ayrı ayrı karşılaştırılır. Eğer iki tambur indeksi ve/veya iki aşınma indeksi arasında 0,4 birimlik fark varsa üçüncü bir test daha yapılmalıdır. Tek bir tambur aşınma testi için 11,3 kg pelet kullanmak gerekmektedir, sonuçların güvenilirliği için test iki kez tekrar edileceğinden bu miktar 22,6 kg olacaktır. Sonuçların birbirine yakın olmaması durumunda test bir kez daha tekrar edilecek ve yine 11,3 kg pelet kullanılacaktır. Sonuçta bir adet pelet numunesine ait tambur indeksi ve aşınma indeksi değerlerini belirlemek için toplam 33,9 kg pelete ihtiyaç duyulacaktır. Bu miktarda pelet, endüstriyel ölçekli üretimlerden temin edilebilmekte ve test uygulanabilmektedir. Fakat laboratuvar ölçekli araştırmalarda laboratuvar cihazlarının kapasiteleri göz önünde bulundurulduğunda bu miktarda peleti üretmek mümkün olamamaktadır. Ayrıca laboratuvar araştırmaları daha çok, ilk defa uygulanan yöntemlerin geliştirilmeye çalışıldığı araştırmalar olduğundan farklı koşullarda üretilmiş peletlerin tambur aşınma değerlerinin belirlenmesi gerekecektir. Bu durumda tambur aşınma deneyini gerçekleştirmek için numune ihtiyacı daha da fazla olacaktır. Dolayısıyla burada anlatılan zorluklardan dolayı laboratuvar ölçekli araştırmalarda üretilen peletlere bu test uygulanamamaktadır.

Bu çalışmada, ASTM E279-97(2010) standardına alternatif, 500-1000 gram gibi daha az pelet numunesi kullanarak tambur aşınma dayanımlarını belirlemek için çalışmalar yapılmıştır. Bunun için 4 farklı endüstriyel peletler temin edilmiştir. Küçültülerek ölçeklendirilmiş test tamburu ile değişik deney koşullarında pelet tambur aşınma deneyleri gerçekleştirilerek endüstriyel peletlerin tambur indeksleri ve aşınma indeksleri belirlenmiş, sonuçların tutarlı olup olmadıkları ve tekrar üretilebilirlikleri araştırılmıştır. Sonuçta laboratuvar ölçekli araştırmalarda üretilen peletlerin tambur indeksi ve aşınma indeksi değerlerinin belirlenmesinde kullanılabilecek küçültülmüş ölçekli bir testin güvenilir sonuçlar verip vermediğinin belirlenmesi hedeflenmiştir.

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Malzeme

Küçültülmüş tambur pelet aşınma deneylerinde kullanılan pelet malzemesi, endüstriyel olarak üretilmiş pelet numuneleridir ve sektörde faaliyet gösteren bir firma tarafından sağlanmıştır. Tesisten ve stoktan 4 farklı pelet numunesi temin edilmiş olup; 1, 2, 3 ve 4 nolu peletler olmak üzere kod verilmiştir. Deneylerde kullanılan numunelerin fotoğrafları Şekil 4'de verilmiştir.

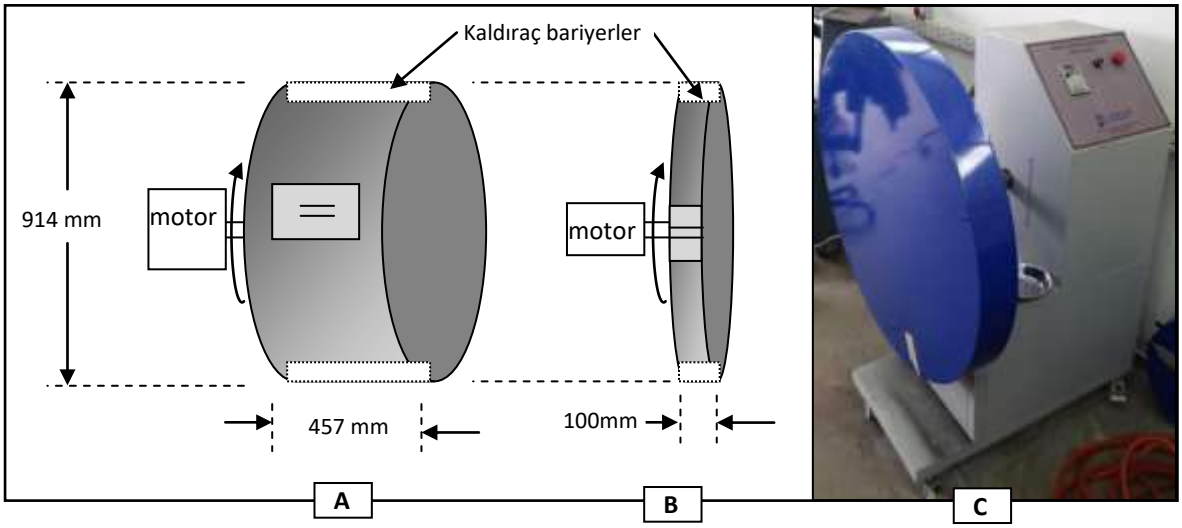


Şekil 4. Küçültülmüş tambur pelet aşınma deneylerinde kullanılan 4 farklı pelet numunelerinin fotoğrafları

Yöntem

ASTM E279-97(2010) standardına göre pelet tambur aşınma testinin nasıl uygulandığı *giriş* bölümünde izah edilmiştir. Bu çalışmada, literatürde daha önce denenmemiş ve çalışılmamış, ilk defa denenen küçültülmüş bir pelet aşındırma tamburu kullanılarak peletlerin tambur indekslerinin ve aşınma indekslerinin belirlenmesine benzer aşınma testleri yapılmış ve aynı koşullarda sonuçların tutarlı olup olmadıkları ve tekrar üretilebilirlikleri araştırılmıştır. Peletler ilk olarak 24 saat süre ile 105 ^{o}C laboratuvar etüvünde kurutulmuş ve oda sıcaklığına kadar soğutulup küçültülmüş pelet aşınma deneyleri gerçekleştirilmiştir.

Standart ASTM E279-97(2010) tamburu çizimi, küçültülmüş tambur çizimi ve fotoğrafı Şekil 5'de verilmiştir. Burada boyut küçültme mantığı tambur içine konulan malzeme veya boyutlarının yüzdesel aynı oranda azaltılması mantığı ile yapılmamıştır. Boyut küçültmede çap yani pelet düşme yüksekliği değiştirilmemiş, daha az pelet kullanılacağından sadece standart tambur derinliği olan 914 mm 100 mm'ye küçültülmüştür. Küçültülmüş tambur çelik malzemeden imal ettirilmiş olup içinde 0 ve 180 derece noktalarında 2 adet kaldıraç bariyer sabitlenmiştir. Bu bariyerlerin görevi tambur dönmesi sırasında tambur içindeki pelet yükünün tambur tepe noktasından tambur topuk noktasına düşmesini sağlamaktır.



Şekil 51. Pelet aşınma tamburları A) Standart ASTM E279-97(2010) tamburu (D:914mm, L:457mm), B) Küçültülmüş tambur (D:914mm, L:100mm), C) Küçültülmüş tamburun fotoğrafı

Küçültülmüş tamburda 500, 750, 1000 gram azaltılmış pelet numunesi kullanılarak standart tamburun dönüş hızı olan 24±1 dev/dk'da 100-400 tur aşınma deneyleri gerçekleştirilmiş ve +6,3 mm malzeme miktarı "tambur indeksi" olarak ve -600 mikron malzeme miktarı "aşınma indeksi" olarak belirlenmiştir. Ayrıca test sonrası -6.3 mm +600 mikron malzeme miktarları da belirlenmiş ve rapor edilmiştir. Bu değerlerin belirlenmesi için kullanılan standart elekler ve deney sonrası malzemeler Şekil 6'da verilmiştir.

Şekil 6. A) Pelet tambur aşınma deneyleri neticesinde elde edilen malzemenin +6,3 mm ve -600 mikron eleklerden elenmesi, B) +6,3 mm malzeme "tambur indeksi", C) -6,3 mm +600 mikron malzeme D) -600 mikron malzeme "aşınma indeksi"

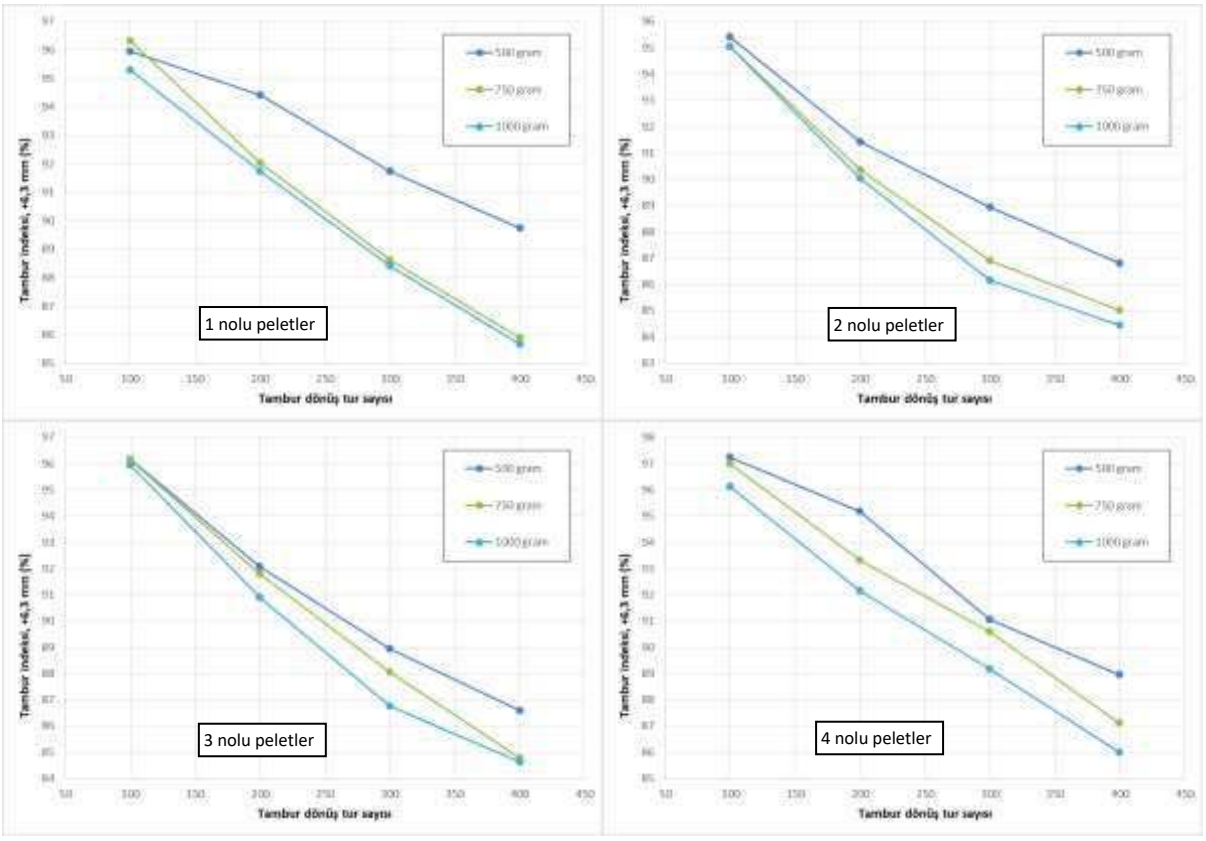
BULGULAR VE TARTIŞMA

Peletlerin laboratuvara geldiği durumları ile ihtiva ettikleri nem değerleri Tablo 3'de verilmiştir. Peletlerin yaklaşık %2 oranında nem içerdikleri görülmektedir. Peletler etüvde kurutulup laboratuvar sıcaklığına kadar soğutulduktan sonra küçültülmüş tamburda aşınma deneylerinde kullanılmışlardır.

Tablo 3. Peletlerin laboratuvara geldiği durumları ile ihtiva ettikleri nem değerleri

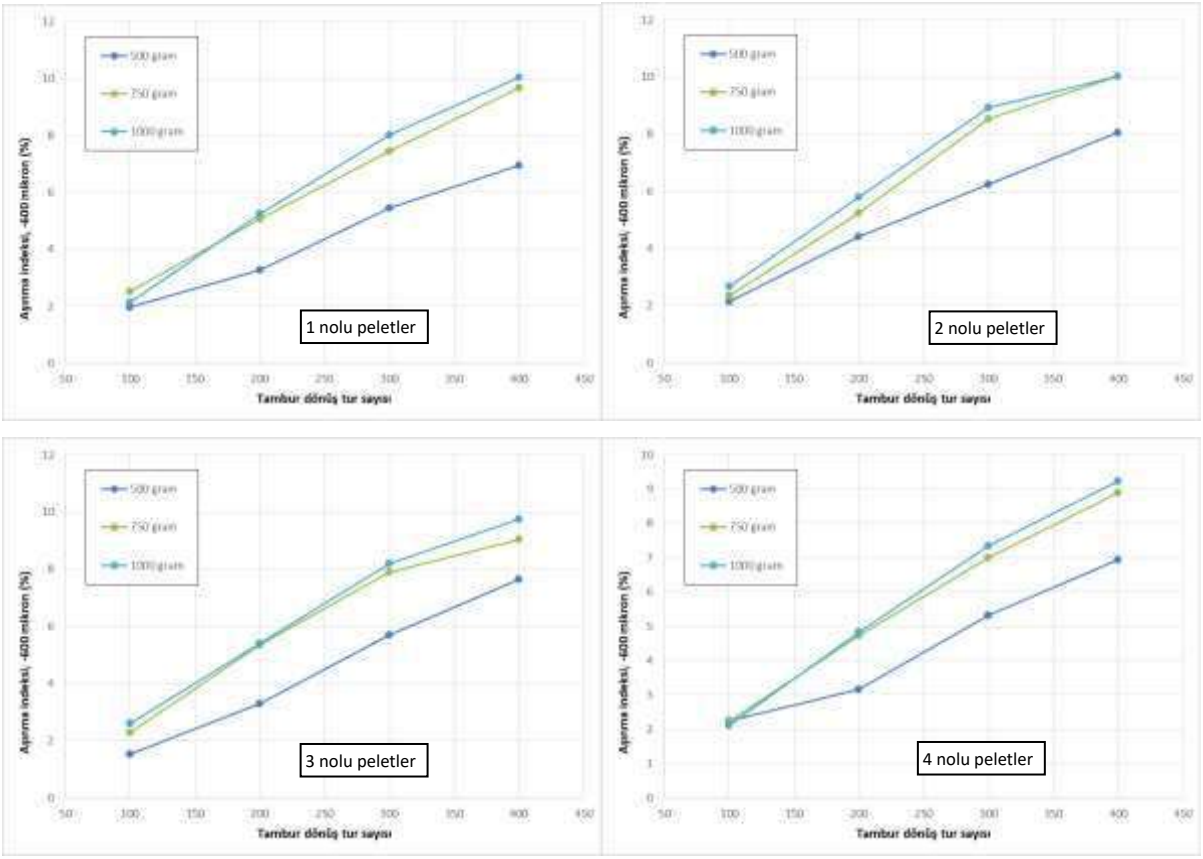
Pelet	Nem (%)
1 nolu peletler	% 1,8
2 nolu peletler	% 2,2
3 nolu peletler	% 1,7
4 nolu peletler	% 1,9

Azaltılmış pelet numunesi olarak 500, 750 ve 1000 gram pelet numunesi ile küçültülmüş tamburda deneyler gerçekleştirilmiştir. Tambur aşınma deney sonuçlarının "tambur indeksleri" Şekil 7'de "aşınma indeksleri" Şekil 8'de ve "-6,3 +600 mikron malzeme oranları" Şekil 9'da deneyde kullanılan pelet miktarına ve pelet çeşidine göre karşılaştırmak amacıyla birlikte verilmiştir.



Şekil 7. Küçültülmüş tambur ile 500, 750 ve 1000 gram pelet numunesi ile yapılan aşınma deneyleri "tambur indeksleri"

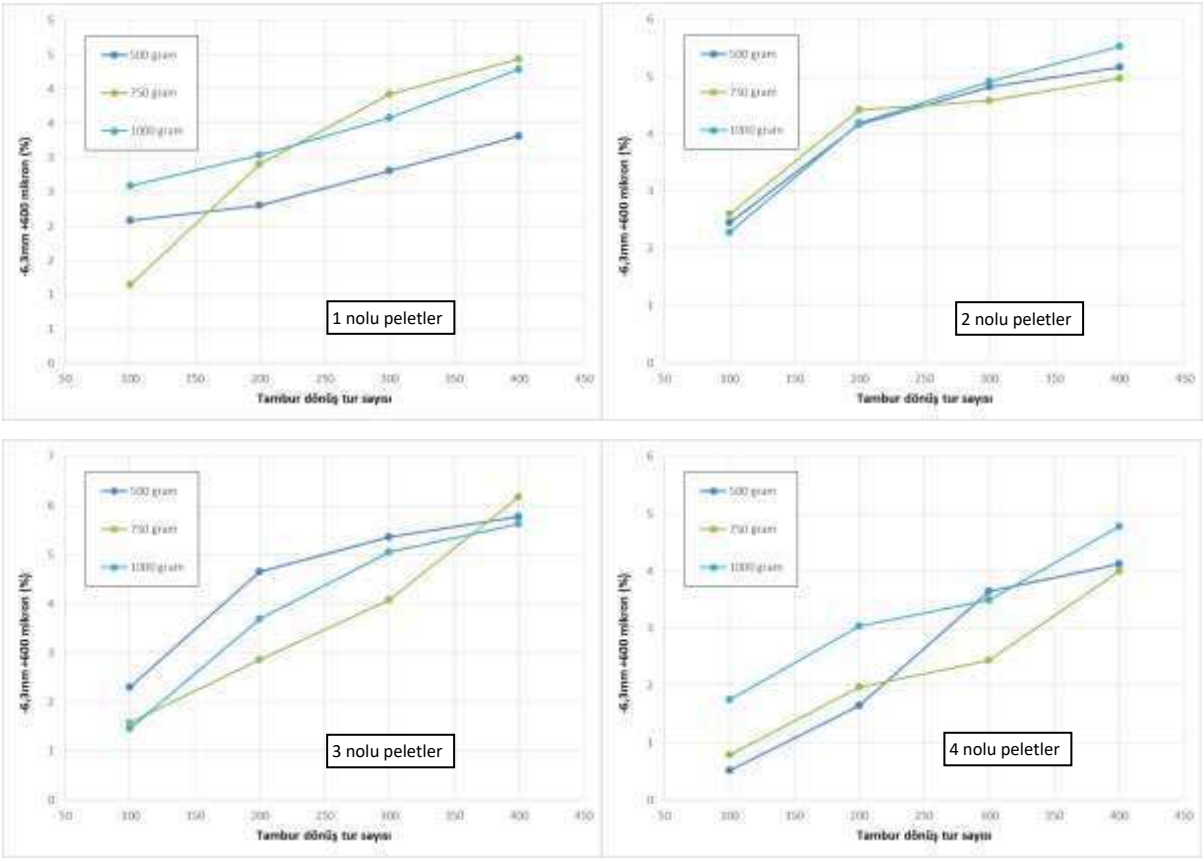
4 farklı peletin küçültülmüş tambur aşınma deneyinde kullanılan pelet miktarına bağlı olarak "tambur indeksleri" Şekil 7'de incelendiğinde, "tambur indeks" değerlerinin denenen her üç pelet miktarında da aşınma süresi arttıkça doğrusala yakın şekilde azaldıkları görülmektedir. Ancak deneylerde seçilen en az pelet miktarı olan 500 gram pelet miktarı sonuçları, 750 ve 1000 gram pelet miktarı sonuçlarına göre daha yüksek oranlarda "tambur indeks" değerleri vermişlerdir. Bunun sebebi deneyde daha az pelet kullanılması sonucunda tambur içinde pelet yükünün daha az olması dolayısıyla peletlerin birbirleri üzerinde ağırlıkları ve çarpma kuvvetlerinin daha az olmasından deney sonrası +6,3 mm malzeme miktarlarının daha yüksek olmasına dolayısıyla tambur indeks değerlerinin daha yüksek çıkmasına neden olmuştur.



Şekil 8. Küçültülmüş tambur ile 500, 750 ve 1000 gram pelet numunesi ile yapılan aşınma deneyleri "aşınma indeksleri"

Peletlerin "aşınma indeks" değerleri Şekil 8'de incelendiğinde, "aşınma indekslerinin" denenen her üç pelet miktarında da aşınma süresi arttıkça doğrusala yakın şekilde arttıkları görülmektedir. Ancak deneylerde denenen en az pelet miktarı olan 500 gram pelet miktarı sonuçları 750 ve 1000 gram pelet miktarı sonuçlarına göre daha düşük oranlarda "aşınma indeks" değerleri vermişlerdir. Yani daha az pelet kullanılması sonucunda tambur içinde pelet yükü daha az olduğundan deney sonrası -600 mikron malzeme miktarlarının daha düşük olmasına neden olmuştur. Bunun nedeni ise tambur içinde daha az pelet yükü olması ile pelet yüzeylerinden sürtünme/aşınma kuvveti ile -600 mikron malzemelerin daha az oluşmasıdır. Ancak 750 gram ve 1000 gram kullanılan deneylerin "aşınma indeks" değerleri arasında fazla fark olmadığı tespit edilmiştir.

Şekil 7 ve 8 birlikte yorumlandığında aşınma deneyinde kullanılan azaltılmış pelet numune miktarına (500, 750, 100 gram) bağlı olmaksızın hem "tambur indeksi" hem de "aşınma indeksi" değerlerinin aşınma süresine bağlı olarak doğrusala yakın sonuçlar göstermesi; farklı peletlerin "tambur aşınma testlerinin" küçültülmüş bir tamburda karşılaştırmalı olarak yapılabileceği sonucunu vermiştir. Sonuçların bu şekilde çıkması ile küçültülmüş pelet aşınma deneyinde kullanılan azaltılmış pelet numune miktarları ile elde edilen sonuçların kendi aralarında karşılaştırılabilir ve tutarlı oldukları tespit edilmiştir.



Şekil 9. Küçültülmüş tambur ile 500, 750 ve 1000 gram pelet numunesi ile yapılan aşınma deneyleri "-6,3 +600 mikron malzeme oranları"

Peletlerin "-6,3 +600 mikron malzeme oranları" Şekil 9'da incelendiğinde, "-6,3 +600 mikron malzeme oranlarının" denenen her üç pelet miktarında da aşınma süresi arttıkça arttıkları görülmektedir. Ancak "-6,3 +600 mikron malzeme oranlarının" farklı dağılım gösterdikleri tespit edilmiştir. Yani bu değerlerin "tambur indeksi" ve "aşınma indeksi" değerleri gibi düzenli ve sıralı olmayıp daha az doğrusal oldukları tespit edilmiştir. Bunun nedeni bu boyut aralığına sahip malzemenin aşınma sırasında deneyde kullanılan numune miktarından çok, deney numunesi içinde bulunması muhtemel çatlak ve çok zayıf peletlerin tambur içinde düşme/çarpma esnasında kırık pelet üretmesinden kaynaklandığı söylenebilir. Bu nedenle endüstride kabul gören ASTM E279-97(2010) standardına göre belirlenen tambur indeksi ve aşınma indeksi değerlerinin pelet aşınmasında daha doğru göstergeler olduğu bu deneylerde de bir kez daha görülmüştür.

Peletlerin tambur indeksleri ve aşınma indeksleri birbirleri ile karşılaştırıldıklarında aynı aşınma koşulunda, en az aşınan pelet çeşidinden en çok aşınan pelet çeşidine doğru sıralamanın 4, 1, 3 ve 2 nolu peletler olduğu tespit edilmiştir. Bu sıralama 3 farklı numune miktarı kullanılarak yapılan aşınma deneylerinde de aynı şekilde çıkmıştır.

Şekil 7, 8 ve 9 sonuçlarına göre azaltılmış pelet numunesi kullanılarak küçültülmüş bir pelet aşındırma tamburunda pelet aşınma testinin gerçekleştirilebilir, sonuçların tutarlı ve tekrar üretilebilir oldukları görülmüştür. Laboratuvar ölçekli pelet araştırmalarında üretilen peletlerin pelet aşınma dayanımlarının böyle küçültülmüş bir test ile karşılaştırmalı olarak tespit edilebileceği sonucuna ulaşılmıştır.

SONUÇLAR

Bu çalışmada ASTM E279-97(2010) standardına alternatif olarak küçültülerek ölçeklendirilmiş bir test tamburunda peletlerin tambur aşınma dayanımlarını daha az numune ile belirlemek ve sonuçların tekrar üretilebilirlikleri araştırmak için değişik koşullarda deneyler yapılmıştır. Küçültülmüş tamburda azaltılmış pelet numunesi olarak 500, 750, 1000 gram pelet, tambur dönüş hızı olarak 24±1 dev/dk ve aşınma süresi olarak 100-400 tur kullanılmıştır. Aşınma deneyleri sonrasında 4 farklı pelet çeşidinin tambur indeksleri, aşınma indeksleri ve -6,3 +600 mikron malzeme oranları belirlenmiştir.

Sonuçlara göre; pelet aşınma süresi arttıkça tambur indekslerinin düzenli ve doğrusala yakın olarak azaldıkları, aşınma indekslerinin düzenli ve doğrusala yakın şekilde arttıkları belirlenmiştir. Ancak -6,3 +600 mikron malzeme oranlarının farklı dağılım gösterdikleri tespit edilmiştir. Yani bu değerlerin tambur indeksi ve aşınma indeksi değerleri gibi düzenli ve sıralı olmayıp daha az doğrusal oldukları tespit edilmiştir. Bunun nedeni bu boyut aralığına sahip malzemenin aşınma sırasında deneyde kullanılan numune miktarından çok, deney numunesi içinde bulunması muhtemel çatlak ve çok zayıf peletlerin tambur içinde düşme/çarpma esnasında kırık pelet üretmesinden kaynaklandığı söylenebilir. Bu nedenle endüstride kabul gören ASTM E279-97(2010) standardına göre belirlenen tambur indeksi ve aşınma indeksi değerlerinin pelet aşınmasında daha doğru göstergeler olduğu bu deneylerde de bir kez daha görülmüştür.

Peletlerin tambur indeksleri ve aşınma indeksleri birbirleri ile karşılaştırıldıklarında aynı aşınma koşulunda, en az aşınan pelet çeşidinden en çok aşınan pelet çeşidine doğru sıralamanın 4, 1, 3 ve 2 nolu peletler olduğu tespit edilmiştir. Bu sıralama 3 farklı numune miktarı kullanılarak yapılan aşınma deneylerinde de aynı şekilde çıkmıştır. Elde edilen tüm sonuçlarına göre azaltılmış pelet numunesi ile küçültülmüş bir tambur düzeneğinde pelet tambur aşınma testinin gerçekleştirilebilir, sonuçların tutarlı ve tekrar üretilebilir oldukları görülmüştür. Laboratuvar ölçekli pelet araştırmalarında üretilen az miktardaki peletlerin aşınmaya karşı dayanımları bu surette karşılaştırmalı olarak belirlenebileceği sonucuna ulaşılmıştır. Ayrıca endüstriyel olarak üretilmiş ve ASTM E279-97(2010) standardına göre tambur ve aşınma indeksleri belirlenmiş pelet numunelerinin küçültülmüş pelet aşındırma tamburu ile korelasyon çalışmalarına devam edilmektedir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma “TÜBİTAK 1001- Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Projelerini Destekleme Programı” kapsamında “116M706 numaralı proje” ile desteklenmiştir. Desteklerinden dolayı TÜBİTAK’a teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

Ahmed, Y.M.Z. and Mohamed, F.M. (2005). Variation in physicochemical properties of iron oxide pellets using bentonite with calcium hydroxide as binder. *La Metallurgia Italiana*, 11–12, pp. 31–37.

ASTM E279 - 97 (2010). Standard Test Method for Determination of Abrasion Resistance of Iron Ore Pellets and Sinter by the Tumbler Test.

ASTM E382-12. Standard test method for determination of crushing strength of iron ore pellets.

Chizhikova, V.M. Vainshtein R.M., Zorin S.N., Zainetdinov T.I., Zinyagin G.A., Shevchenko A.A. (2003) “Production of iron ore-pellets with an organic binder.” Metallurgist, Vol.47, Nos.3-4,. pp.141-146.

Copeland C.R., Kawatra S.K. (2011). Design of a dust tower for suppression of airborne particulates for iron making, Minerals Engineering, 24 (13), pp. 1459-1466.

de Moraes S.L. and Kawatra S.K. (2010). Laboratory study of an organic binder for pelletization of a magnetite concentrate, *Minerals & Metallurgical Processing*, 27, 3, pp. 148-153.

Eisele T.C., Kawatra S.K. and Banerjee D.D. (1997). Utilization of fly-ash as an inorganic pellet binder, Presented at the XX International Mineral Processing Congress, Aachen, Germany.

Halt, J.A., Nitz, M.C., Kawatra, S.K., Dubé, M. (2015). Iron ore pellet dustiness part I: Factors affecting dust generation, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 36 (4), pp. 258-266.

Halt, J.A., Kawatra, S.K. (2015). Iron ore pellet dustiness part II: Effects of firing route and abrasion resistance on fines and dust generation, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 36 (5), pp. 340-347.

Heerema R.H., Kortmann H., Kater T., ven den Boogaard V.C. (1989). "Improvements of acid, olivine and dolomite fluxed iron ore pellets using an organic binder." In: Proceedings of Fifth International Symposium on Agglomeration, Brighton, pp.227.

Kater T., and Steeghs R.G. (1984). "Organic binders for iron ore pelletizing." In: Mining Symposium at Duluth, MN, US.

Kawatra S.K., Eisele T.C. and Banerjee D.D. (1998a) Binding iron ore pellets with fluidized-bed combustor fly ash, *Minerals and Metallurgical Processing*, 15, pp. 20-23.

Kawatra S.K., Eisele T.C. and Banerjee D.D. (1998b). High-carbon fly-ash binders for iron ore pellets, In: Iron and Steel Society, ICSTI/Ironmaking Conference Proceedings, Toronto, Ontario, Canada, The Iron and Steel Society, Warrendale, Pennsylvania, USA, pp. 1175–1181.

Qiu G., Jiang T., Li H. and Wang D. (2003). Functions and molecular structure of organic binders for iron ore pelletization, *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 224, 1-3, , pp.11-22.

Ripke, S.J. and Kawatra, S.K. (2000). Can fly-ash extend bentonite binder for iron ore agglomeration? *International Journal of Mineral Processing*, 60, 3-4 Elsevier, Amsterdam, pp. 181-198.

Schmitt J. (2005). "A method for improving the process and quality of iron ore pellets made with organic binders." In: 66th Annual University of Minnesota Mining Symposium, Duluth, MN, USA.

Sivrikaya O., Arol A. İ. (2008). Use of colemanite as an additive in iron ore pelletizing. In Özbayoğlu G., Arol A.İ., Hoşten Ç., Atalay Ü. (Eds), Proceedings of 11th International Mineral Processing Symposium, Belek-Antalya, Turkey, pp. 1121-1127.

Sivrikaya O., Arol A. İ. (2009a). "Use of organic binders and borates in hematite pelletization. In Krausz S., Ciobanu L., Cristea N., Ciocan V., Cristea G. (Eds)." Proceedings of The XIII Balkan Mineral Processing Congress, Bucharest-Romania, pp. 337-341.

Sivrikaya O., Arol A. İ. (2009b). Use of organic binders and borates in pelletizing of iron oxides. In Konuk A. Kurama H., Ak H., İphar M. (Eds), 4th International Boron Symposium, Eskişehir-Turkey, pp. 251-256.

Sivrikaya O. and Arol A.I. (2010). Use of boron compounds as binders in iron ore pelletization, in "Special Issue of Boron beneficiation, utilization and health effect" edited by Özbayoğlu G., *The Open Mineral Processing Journal,* 3, pp. 25-35.

Sivrikaya O. and Arol A.İ. (2011). Pelletization of magnetite ore with colemanite added organic binders, *Powder Technology*,210, 1, pp. 23-28.

Sivrikaya O. (2011). Use of Boron Based Binders in Pelletization of Iron Ores: Alternative Binders to Bentonite for Iron Ore PelletizationLAMBERT Academic Publishing, GmbH & Co. KG.

Sivrikaya O., Arol A. I. (2012a). Evaluation of low grade iron ore deposit in Erzincan-Turkey for iron ore pellet concentrate production, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 48-2, pp.475-484

Sivrikaya O, Arol A. I. (2012b). The bonding/strengthening mechanism of colemanite added organic binders in iron ore pelletization, *International Journal of Mineral Processing*, 110-111, pp.90-100.

Sivrikaya O, Arol A. I. (2013a). Method to improve preheated and fired strengths of haematite pellets using boron compounds with organic binders, *Ironmaking & Steelmaking*, 40-1, pp.1-8.

Sivrikaya O, Arol A. I. (2013b) An investigation of the relationship between compressive strength and dust generation potential of magnetite pellets, *International Journal of Mineral Processing*, 123, pp.158-164.

Sivrikaya O., Arol A. I., Eisele T & Kawatra S. K. (2013). The effect of calcined colemanite addition on the mechanical strength of magnetite pellets produced with organic binders, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review,* 34-4, pp.210-222.

Tuğrul N., Derun E.M. and Pişkin M. (2006). Effects of calcium hydroxide and calcium chloride addition to bentonite in iron ore pelletization, Waste *management & Research*, 24, pp. 446-455.

Tuğrul N., Derun E.M. and Pişkin M. (2007). Utilization of pyrite ash by pelletization process, *Powder Technology*, 176, pp. 72-76

LEACHING OF YAHYALI NON-SULPHIDE PB-ZN FLOTATION TAILING USING ORGANIC ACIDS

S. Hussaini [1], S. Kursunoglu [2,] *, M. Kaya [1]

[1]*Eskisehir Osmangazi University, Department of Mining Engineering, Division of Mineral Processing*
[2]*Abdullah Gul University, Department of Materials Science & Nanotechnology Engineering*
*(*Corresponding author: sait.kursunoglu@agu.edu.tr)*

ABSTRACT

The laboratory scale leaching of Kayseri-Yahyali non-sulphide lead (Pb)-zinc (Zn) flotation tailing using two organic acids was experimentally investigated. The effect of citric and oxalic acid on the dissolution of Zn, Pb, iron (Fe) and arsenic (As) was individually investigated under the following conditions: citric or oxalic acid concentration of 0.5-1.0M, temperature of 60-80°C and leaching time of 30-180 min. at 1/10 solid-to-liquid (S/L) ratio. 90.1% Zn dissolution was achieved using 0.5 M citric acid at 80°C leaching temperature for 180 min leaching time. The Fe, Pb and As dissolutions were determined as less than 20% under the conditions tested. 95.5% Fe and 68.8% As were removed from the flotation tailing along with less than 5% of Zn and Pb using 1.0 M oxalic acid for 180 min. leaching time at 60°C leaching temperature. It was found that citric acid is more prominent than oxalic acid for the selective leaching of zinc from the flotation tailing whereas a substantial amount of iron and arsenic removal can be achived by oxalic acid leaching. The use of NaCl along with citric acid was not useful for higher Zn dissolution. Based on the experimental results, an appropriate process will be improved for the selective leaching of valuable metals from the Pb-Zn non-sulphide flotation tailing in the near future.

Keywords: Non-sulphide lead-zinc, flotation tailing, zinc dissolution, citric acid, oxalic acid

INTRODUCTION

Zinc and lead are the most used non-ferrous base metals next to copper (Cu) and aluminium (Al). There are millions of tonnes of Pb-Zn sulphide ore treated by flotation technique in metallurgical industries, which are contained substantial amounts of non-ferrous and precious metal loses. Currently, mining and/or metallurgical tailings can be considered as secondary source of metals due to the depletion of scarce natural mineral resources in the developed countries (Lutandula and Maloba, 2013). The most important secondary sources of the Zn and Pb is anodes, electric arc furnace (EAF) dust, galvanizing plants, spent Pb-Zn-acid batteries, dross, flux skimming, flotation tails, pipes, solders and dry cells etc.

The minerals of Zn and Pb are naturally associated with each other. The mineralization of every Pb and Zn deposit divided into three main categories: (a) sulphide ores, (b) mixed sulphide–oxide ores, (c) non-sulphide ores, which formed two types, hypogene or supergene weathering (Gilg et al., 2006). Zinc oxide ores, such as smithsonite ($ZnCO_3$), willemite (Zn_2SiO_4), hydrozincite ($2ZnCO_3.3Zn(OH)_2$), zincite (ZnO) and hemimorphite ($Zn_2SiO_3.H_2O$), are considered as an important source of Zn.

Turkey particularly has an advantage of having plenty of sulfide and oxide type Pb and Zn reserves. According to data taken from the General Directorate of Mineral Research and Exploration (MTA) in 2013, Pb and Zn reserves in Turkey are approximately 861.000 tons and 2.5 million tons, respectively. Approximately, 864.000 tons of Turkey's total Pb and Zn reserves consist of oxide type reserves with Pb+Zn grade greater than 7%. These are mainly located in Central Anatolia (i.e. Kayseri-Niğde-Adana etc.) (SOP, 2001). In the world, although almost all of metallic Pb and Zn production (i.e.

95%) come from galena and sphalerite, non-sulfide forms also have a considerable potential for the purpose of producing Pb and Zn concentrates (Snodgrass, 1986; Van Niekerk and Begley, 1991; Yin et al., 2010; Ma et al., 2011; Abkhoshk et al., 2014). In Turkey, there are about 10 million tons of Pb-Zn oxide flotation tails which contains high contents of Zn.

Major extraction methods for oxidized Pb-Zn ores are pyrometallurgical and hydrometallurgical processes. Among these two, hydrometallurgical processes are more advantageous, since pyrometallurgical processes require higher level of energy use and the production cost is much higher as compared to hydrometallurgical processes. In addition, hydrometallurgical processes require lower temperatures and are applicable to complex ores. The hydrometallurgical processes are an economical technique to treat even complex, low grade, finely disseminated, chemically similar Zn ores, Zn leach residues, waste materials and Zn plant tailings at low temperature without dust and toxic gas generation problems in small scale operations with lower capital investments (Jha et al., 2000; Sethurajan et al., 2016). In the hydrometallurgical processes, acidic and alkaline reagents such as sulphuric acid (Terry and Monhemius, 1983; Bodas, 1996; Abdel-Aal and Shukry, 1997; Abdel-Aal, 2000; Nagib and Inoue, 2000; Espiari et al., 2006; Souza et al., 2007; Souza et al., 2009; Safari et al., 2009; Moradi and Monhemius, 2011; Asadi, et al., 2017), hydrochloric acid (Nagib and Inoue, 2000), sodium hydroxide (Zhao and Stanforth, 2000; Nagib and Inoue, 2000; Chen et al., 2009; Santos et al., 2010; Liu et al., 2011; Zhang et al., 2013; Zhang et al., 2014; Ghasemi and Azizi, 2018) ammonia, ammonium carbonate, ammonium chloride (Ju et al., 2005; Moghaddam et al., 2005; Feng et al., 2007; Wang et al., 2008; Ding et al., 2010; Rao et al., 2015; Jia et al., 2016; Yang et al., 2017) have been reported.

Leaching agents are chosen based on a number of factors such as, chemical and physical properties, cost, corrosion properties, selectivity, and possibility to regenerate. (Figure 1). Commonly used reagents are acids and alkalis. Sometimes metal salts and oxidants like oxygen, H_2O_2 etc. are used to facilitate dissolution. There are two types of acids; inorganic mineral acids which are corrosive and environmental hazardous and organic acids which are environmental friendly. Concentrated and dilute acids can be used in leaching. Inorganic acids are the most commonly used leaching agents and especially H_2SO_4 is the most preferred lixiviant due to low cost and possibilities to regenerate during electrolysis. Other used acids include HCl, HNO_3 and HF. Aqua regia (AR), a 3:1 mixture of concentrated HCl and HNO_3, is used in base metal and Au refining because it can solubilize most of the metals and Au. Mineral acids cause environmental pollution and may dissolve undesired impurities. Carbonaceous compounds using inorganic acids may lead to formation of CO_2 pressure due to fast dissolution which may cause risks. Carbonates (Magnesite, dolomite, ankerite, calcite, siderite, carbonized organics), chlorites, clays and biotite consume too much acids during leaching. Silicates and sulphides do not consume acid too much. Using spent electrolyte in waste leaching reduces leaching costs significantly. Organic acids (i.e. citric, oxalic, ascorbic, malic etc.) are environmentally benign and not corrosive. Organic acids are not usually used as leachants due to their low dissolution efficiencies, but they are attractive due to the ease of biodegradation. They can be used at midely acidic conditions (pH: 3-5). Some oxidants catalyze the leaching actions of acids.

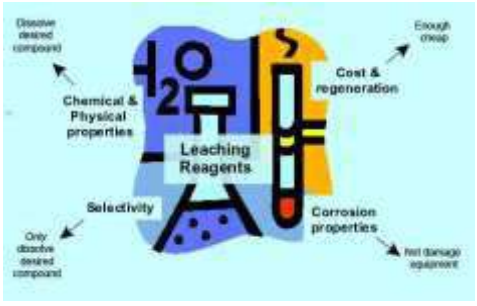


Figure 1. Factors affecting leaching reagent selection.

According to previous investigations, sulphuric acid is determined as the most conceivable lixiviants in both ambient and elevated temperatures. Zinc oxide/silicate/carbonate type minerals are readily soluble in dilute sulphuric acid (H_2SO_4) solution as given Eq. (1-5):

$$ZnO + H_2SO_4 \rightarrow ZnSO_4 + H_2O \quad (1)$$

$$ZnCO_3 + H_2SO_4 \rightarrow ZnSO_4 + H_2O + CO_2\uparrow \quad (2)$$

$$ZnCO_3 \cdot 2Zn(OH)_2 + 3H_2SO_4 \rightarrow 3ZnSO_4 + 5H_2O + CO_2\uparrow \quad (3)$$

$$Zn_2SiO_4 + 2H_2SO_4 \rightarrow 2ZnSO_4 + Si(OH)_4 \quad (4)$$

$$Zn_4Si_2O_7 \cdot (OH)_2 \cdot H_2O + 4H_2SO_4 \rightarrow 4ZnSO_4 + Si_2O(OH)_6 + 3H_2O \quad (5)$$

Non-sulphide Pb minerals are usually associated with non-sulphide Zn minerals and they react with H_2SO_4 during leaching. However, lead sulphate is insoluble in H_2SO_4 and will reprecipitate as $PbSO_4$ in the residue as given Eqs. (6-7) (Moradi and Monhemius, 2011).

$$PbCO_3 + H_2SO_4 \rightarrow PbSO_4\downarrow + CO_2\uparrow + H_2O \quad (6)$$

$$PbO + H_2SO_4 \rightarrow PbSO_4\downarrow + H_2O \quad (7)$$

Iron is present as an undesirable component of Zn tailings. During the leaching process, Fe dissolves as given Eqs. (8) (Tindall and Muir, 1998). Iron constitutes a severe impurity in zinc solutions and must be removed before electrolysis (Ismael and Carvalho, 2003). Iron causes some difficulties in the case of purification processes where solvent extraction is used.

$$2FeO(OH) + 3H_2SO_4 \rightarrow Fe_2(SO_4)_3 + 4H_2O \quad (8)$$

Citric acid ($C_6H_8O_7$) with low molecular weight is a naturally occurring fruit acid, produced by microbial fermentation and is biodegradable organic products (Figure 2). It is one of the world's largest-tonnage fermentation products. In hydrometallurgical treatments, the ability to recover metals or metal oxides depends on their chemical reactivities. When the metal treated is known to be easily dissolved then it seems more appropriate to use a less costly and more environmentally friendly leachant such as citric acid (Larba et al., 2013). Citric acid offers a more ecological treatment for Zn wastes. Bendabane et al. (2017) tested the effect of propionic acid, malic acid and citric acid on dissolution of pure Pb particles. 40-80% Pb dissolution after 60 min. at 5-50 mM citric acid concentration, 25°C leaching time and 350 rpm mixing speed.

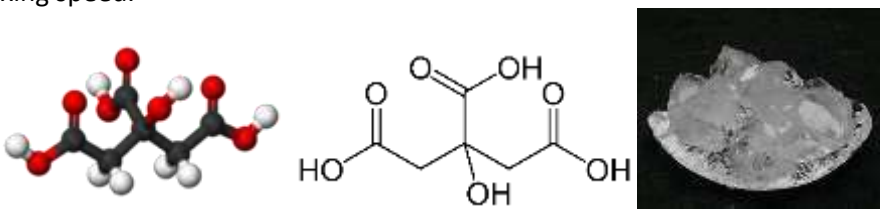


Figure 2. Citric acid molecular structure and crystals.

The reaction steps between zinc oxide and citric acid can (pH < 3) be written as follows (Demir et al., 2006 and Larba et al., 2013):

$$C_6H_8O_{7(s)} + H_2O_{(l)} \leftrightarrow H_3O_{+(aq)} + C_6H_7O_7^-{}_{(aq)} \quad (9)$$

$$C_6H_7O_7^-{}_{(aq)} + H_2O_{(l)} \leftrightarrow H_3O_{(aq)} + C_6H_6O_7^{2-}(aq) \quad (10)$$

$$C_6H_6O_7^{2-}{}_{(aq)} + H_2O_{(l)} \leftrightarrow H_3O^+(aq) + C_6H_5O_7^{3-}(aq) \quad (11)$$

$$3ZnO(s) + 2C_6H_8O_{7(aq)} \rightarrow 3Zn^{2+} + 2C_6H_5O_7^{3-}{}_{(aq)} + 3H_2O_{(l)} \quad (12)$$

The pKa values presented in the literature are $pK_1 = 3.128$, $pK_2 = 4.761$, and $pK_3 = 6.396$. Because the pH of the reaction medium was less than 3, a basic reaction was carried out with respect to Eq. 9.

Larba et al. (2013) used citric acid as an alternative lixiviant in the presence of NaCl for pure Zn oxide ($5\%ZnO/\alpha Al_2O_3$) dissolution. They obtained 70% Zn dissolution at 25°C, 0.5M citric acid concentration, 350 rpm impeller speed, 60 min. leaching time, and 50 mL/g L/S ratio. At 50°C, 90.4% Zn dissolution was obtained at 60 min. leaching period with 0.05M citric acid concentration. Larba et al. (2013) also found that mixtures of 0.05 M citric acid with 0.05 M chloride anion increased Zn dissolution to 98% at 40°C in 10 min. Since Larba et al. (2013) used pure chemical substance ($5\%ZnO/\alpha Al_2O_3$) in their study, they dissolved only Zn with very dilute citric acid in 60 min. The addition of chlorides, nitrates and sulfates enhanced the dissolution to 98%, 84% and 67% respectively attained after 15 min at 40 °C. H^+ ion from citric acid and Cl^- and NO^{3-} anions have significant effect in the dissolution of Zn. Anions have catalytic effects in Zn dissolution. The dissolution was controlled by surface chemical reaction in case of Zn dissolved by citric acid mixed with chloride ions. Activation energy of ZnO dissolution with citric acid and chloride ions were found to be 96.9 kJ/mol (Larba et al., 2013). Irannajad et al. (2013) investigated citric acid as an alternative lixiviant for Zn oxide dissolution. More than 80% of Zn was extracted when the ore sample has 350 µm size and leached for 60 min. at 80°C in the presence of 0.5 M citric acid and 1:10 S/L ratio.

The dissolution of Fe complexes in oxalic acid can be express by (Lee et al, 2007; Weast, 1976 and Ferreira Jr et al, 2018):

$$H_2C_2O_4 \rightarrow H^+ + HC_2O_4^- \rightarrow 2H^+ + C_2O_4^{2-} \quad (13)$$

$$Fe^{2+} + C_2O_4^{2-} + 2H_2O \rightarrow FeC_2O_4 \cdot 2H_2O \quad (14)$$

$$Fe_2O_3 + 2HC_2O_4^- + 4H^+ \rightarrow 2Fe(C_2O_4)^+ + 3H_2O \quad (15)$$

In recent years, organic acids were investigated for recovering Zn from low grade Zn ores and Zn plant tailings (Hursit et al., 2009; Larba et al., 2013; Irannejad et al., 2013; Deng et al., 2015; Yang et al., 2016). Shin et al., 2014 was recommended that acetic is more selective organic reagents than oxalic acid for the leaching of lead from Pb-free solder. Oxalic acid was found to be the most efficient acid that can be used for dissolving most Fe oxides as it presents a lower risk of contamination of the treated materials after calcinations. Due to the strong complexation of ferric iron and oxalate, oxalic acid is also widely used in the removal of Fe from quartz ores and these results have shown that the Fe removal was above 90% using oxalic acid as leaching agent. It also has a good complexing characteristics and high reducing power, compared to other organic acids ((Tuncuk and Akcil, 2016; Lee et al., 2007; Ambikadevi and Lalithambika, 2000). Irannejed et al. (2013) used 0.5 M citric acid for low grade smithsonite ore at 80°C and 1/10 S/L ratio and obtained 82% Zn dissolution. Ai-yuan et al. 2016 leached low grade Zn oxide ore from China with two-stage leach using 6M NH_3+6.0 M $C_6H_8O_7$+H_2O at 25°C, 300 rpm and 60 min. and obtained 81.2% Zn dissolution. The main objective of this study was investigate the dissolution behavior of Zn, Pb, Fe and As from the flotation Pb-Zn oxide flotation tailing by using citric and oxalic acid as organic reagents at least 90% Zn dissolution.

MATERIALS AND METHODS

Materials

The Pb-Zn oxide flotation plant tailing sample was provided from Yahyali-Kayseri, Turkey. The supplied sample was dried and ground using a laboratory ball mill. The particle size distribution of the ground sample was measured using Master Sizer 2000 (Malvern). The mineralogical composition was determined by using X-ray diffraction (XRD) (Empyrean, PANalytical). The full elemental composition of the sample was performed by ALS Mineral Laboratory in Izmir, Turkey using inductively coupled plasma mass spectroscopy (ICP-MS).

Methods

The leaching tests were performed in a 500 mL rounded bottom glass reactor attached with glass condenser to prevent liquid evaporation. The glass reactor was placed in a heating mantle (Mtop). The temperature was controlled by using a glass thermometer (Figure 3). For each experiment, a required amount of organic acid at a pre-determined concentration was transferred into the reactor and then heated to the desired temperature before adding sample. At selected time intervals, 5 mL of slurry was withdrawn, and then the slurry was centrifuged at 5000 rpm. Supernatant liquor was analyzed by ICP-MS. In the leaching tests, analytical grades of citric and oxalic were used. In all leaching tests, S/L ratio was maintained at 1/10. The percentage of metals dissolution was calculated based on the metal content in the leached solution. At the end of the leaching tests, the solid residue remained in the filter paper was dried in an oven at 105°C for 2 hours.

Figure 3. Experimental set-up.

RESULTS AND DISCUSSION

Materials Characterization

Figure 4 shows the particle size distribution of the ground Pb-Zn oxide flotation tail sample. d_{10} was around 1; d_{50} 13; d_{80} 57 and d_{90} 100 µm. As can be seen from the graph, almost half of the sample is less than 10 µm in size. Gravity pre-concentration and/or flotation concentration of this fine material are very difficult. The best way to recovery the valuable metals from Pb-Zn oxide flotation tail sample is hydrometllurgical leaching. Table 1 shows the chemical composition of the non-sulphide Pb-Zn flotation tailing by ICP-MS. The XRD pattern was given in (Figure 5). It is found that the major peaks were from smithsonite, cerussite, goethite, calcite, quartz and corkite.

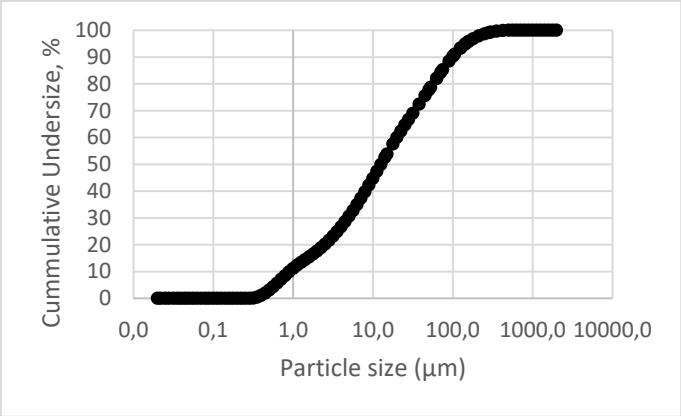


Figure 4. Particle sized distrubition of the ground sample.

Table 1. Chemical composition of the non-sulphide Pb-Zn flotation tailing by ICP-MS.

Element	wt %
Zn	5.77
Pb	7.50
Fe	21.30
As	5.60
Ca	3.91
S	1.85
Ag	101 ppm

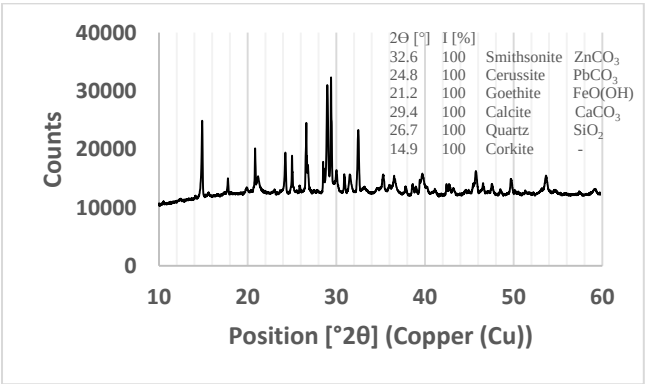


Figure 5. XRD pattern of the sample.

Effect of Organic Acids

Figure 6 shows the effects of citric acid on dissolution of Zn, Pb, Fe and As from the flotation tailing at 60°C. Zn dissolution sharply increased with increasing leaching time within 30 min. and then gradually increased with increasing leaching time up to 120 min. Maximum 84.4% Zn was extracted into the leach solution from the flotation tailing by using 1.0 M citric acid within 120 min. leaching time at 60°C leaching temperature, while 14.7% As, 12.8% Fe and 10.9%Pb were co-dissolved. Metal extraction order changed as Zn>As>Fe>Pb under these conditions. In the case of 1.0 M oxalic acid concentration, Fe and As dissolution rates sharply increased again within 30 min. leaching time at 60°C leaching temperature and then slightly increased with increasing leaching time up to 180 min., whereas the Zn and Pb dissolution rates were remained relatively constant at 5% range (Fig. 7). Maximum 95.5% Fe and 68.8% As were taken into the leach solution along with less than 5% of Zn and Pb after 3h leaching time

at 60°C. The tested results indicated that citric acid is the most appropriate lixiviant for the selective separation of Zn from the Pb, As and Fe containing flotation tailing samples. It was also determined that there is no beneficial effect of oxalic acid on the Zn dissolution whereas oxalic acid has a crucial effect on the removal of Fe and As from the flotation tailing. Hence, a citric acid leaching was decided to investigate for the separation of Zn, Pb and Fe from the flotation tailing.

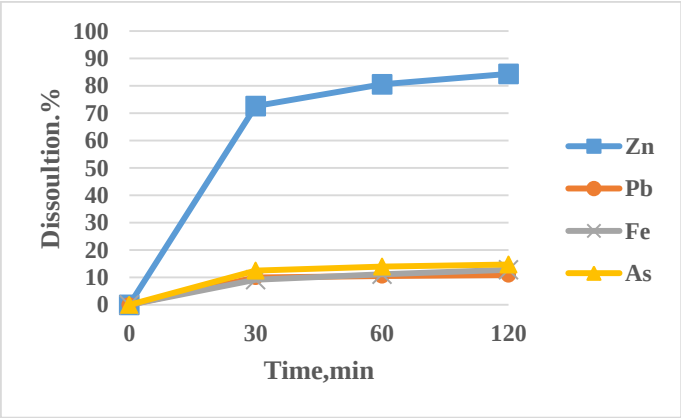


Figure 6. Effect of citric acid and leaching time on metal dissolutions (Conditions: citric acid concentration: 1 M, temperature: 60°C, S/L ratio:1/10).

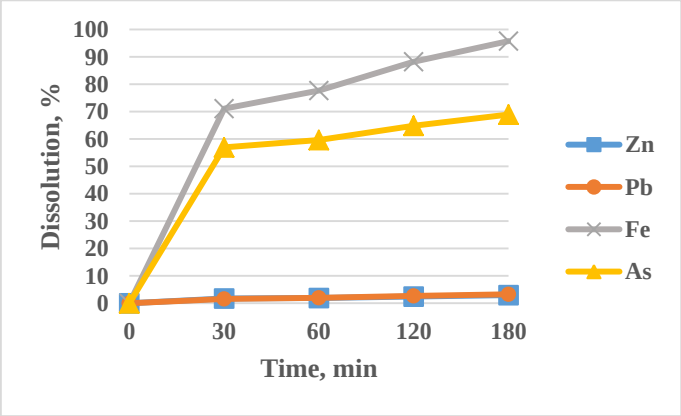


Figure 7. Effect of oxalic acid and leaching time on metal dissolutions (Conditions: oxalic acid concentration: 1 M, temperature: 60°C, S/L ratio: 1/10).

Effect of Citric Acid Concentration and Temperature on Metal Dissolution

Figures 8 and 9 show the effect of citric acid concentration (0.5 and 1.0 M) and leaching time (i.e. 30-180 min) on the dissolution of Zn, Pb, Fe and As from the flotation tailing at 80°C for 1/10 S/L ratio. From Fig. 8, the maximum Zn dissolution was determined as 90.1% using 0.5 M citric acid at 80°C leaching temperature for 180 min. leaching time while the Fe, Pb and As dissolutions were between 7% and 17%. When the leaching temperature increased from 60°C to 80°C, the Zn dissolution sharply increased until 30 min. (from 72.6% to 83.5%) and then gradually increased up to 120 min. (from 84.4% to 90.6%) and finally the reached a plateau by using 1.0 M citric acid. Maximum 91% Zn was taken into the leach solution after 180 min. leaching time at 80°C leaching temperature while the Pb, Fe and As dissolutions were found to be between 10% and 20% (Figure 9). Increasing citric acid concentration increases the $C_5H_7O_5COO^-$ activity and metal dissolutions (Ai-yuan et al. 2016). For 90% Zn dissolution,

0.5 M citric acid dosage and 120 min. leaching time or 1.0 M citric acid dosage and 60 min. leaching time will be sufficient. At 180 min leaching time, more than 90% Zn dissolution can be achieved with both citric acid concentrations; but, Fe, As and Fe co-dissolutions are slightly higher at 1.0 M citric acid concentration at 80°C leaching temperature. At 60°C leaching temperature, metal dissolution order Zn>As>Fe>Pb and at 80°C Zn>Fe>As>Pb. For 90% Zn dissolution, 0.5 M citric acid concentration should be preferred from environmental impact and reagent cost point of views.

The Effect of Citric Acid in the Presence of NaCl Addition

At 0.5 M citric acid and 0.05 M NaCl concentrations and 60°C, Zn dissolution was 58.1% at 30 min and 74.0% at 120 min. Pb dissolution was 7.2% at 30 min. and 7.5% at 120 min. Fe dissolution was 11.9% at 30 min and 16.5% at 120 min. As dissolution was 14.5% at 30 min and 15.9% at 120 min. (Figure 10). Fe dissolution was higher than both As and Pb with citric acid+NaCl. Metal extraction order changed as Zn>Fe>As>Pb under these conditions. At the highest Zn extraction of 74%; 16.5% Fe, 15.9% As and 7.5% Pb were co-dissolved. Presence of NaCl slightly decreased the Zn dissolution from 74.7% to 74% and increased As co-dissolution from 12.7% to 15.9%, Fe co-dissolution from 11.5% to 16.5% and Pb co-dissolution from 6.3% to 7.5%. Presence of chloride anions along with H^+ from citric acid catalyzed the dissolution of Zn and involve in the rate controlling step in the previous studies. For our complex floatation tailing samples, addition of NaCl into citric acid, reduced the Zn dissolution and significantly increased impurity Fe and As dissolutions. Therefore, addition of NaCl to citric acid leaching for our samples is not desirable. Maximum 74% Zn dissolution with 0.5 M citric acid in the presence and absence of NaCl at 2h and 60°C was not sufficient for our objectives.

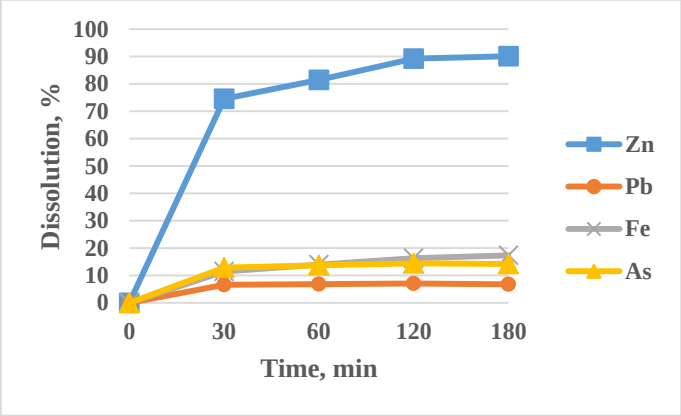


Figure 8. Effect of citric acid and temperature on metal dissolutions (Conditions: citric acid concentration: 0.5 M, temperature: 80°C, S/L ratio: 1/10).

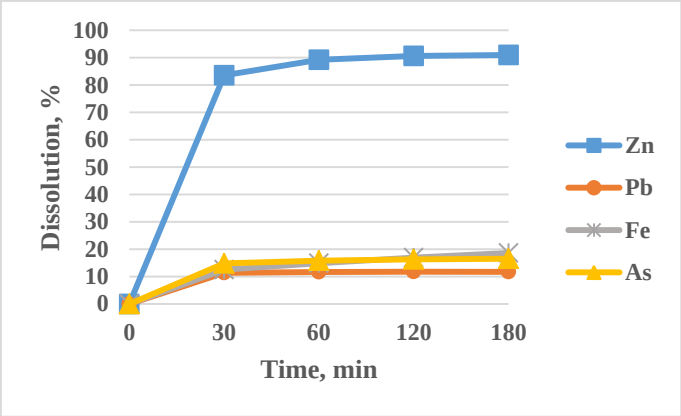


Figure 9. Effect of citric acid and leaching time on metal dissolutions (Conditions: citric acid concentration: 1 M, temperature: 80°C, S/L ratio: 1/10).

In this study, the best operating parameters for dissolving at least 90% Zn were determined as 0.5 M citric acid concentration at 80°C for 120 min. leaching time or 1.0 M citric acid concentration at 80°C for 60 min. leaching time. Fe and As impurities can be removed using 1.0 M oxalic acid at 60°C for 180 min. leaching time. There is no catalytic effect of NaCl on Zn dissolution for our sample.

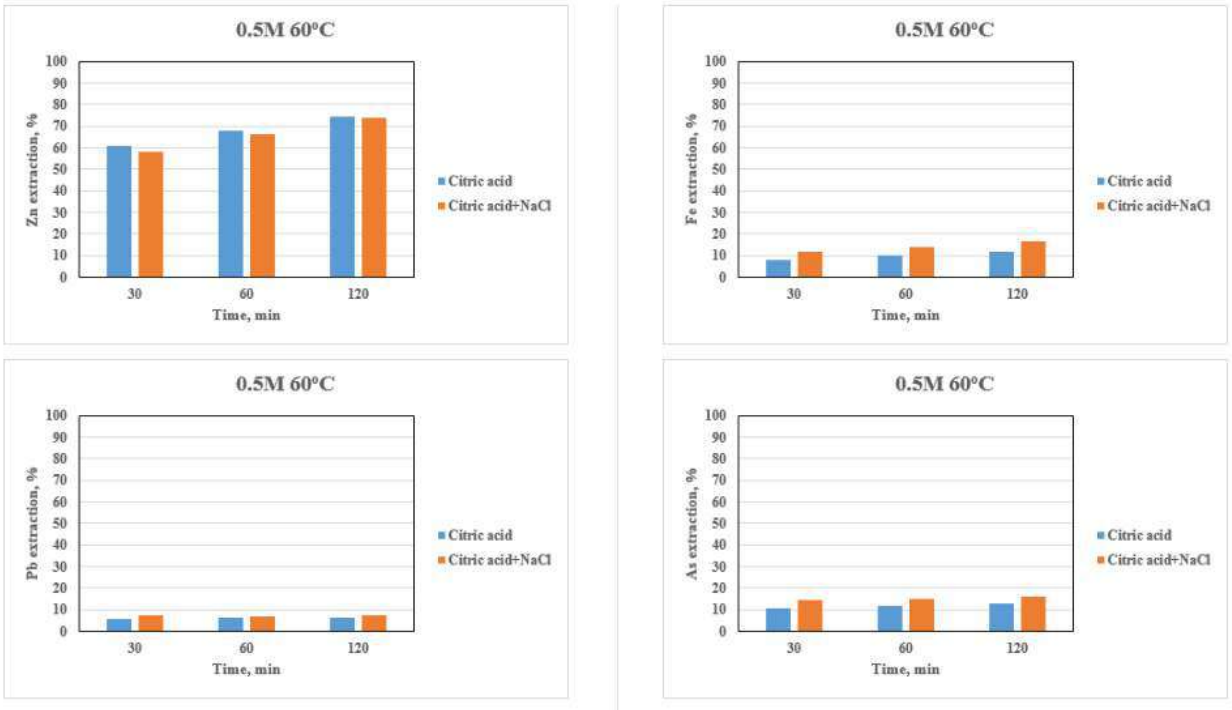


Figure 10. Comparison of the effect of citric acid and citric acid+NaCl on metal dissolutions.

CONCLUSIONS

The dissolution of Zn, Pb, Fe and As from the Pb-Zn non-sulphide flotation tailing by using citric and oxalic acid leaching was experimentally investigated. Citric and oxalic acids were individually used to understand the effect of organic acids on Zn, Pb, Fe and As dissolutions. The citric acid was determined as the most appropriate reagent for the selective dissolution of Zn. 90.1% Zn was leached using 0.5 M citric acid at 80°C for 180 min. while the Fe, Pb and As dissolutions were determined as less than 20%. On the other hand, oxalic acid was removed the bulk of Fe and As impurities from the flotation tail.

95.5% Fe and 68.8% As were removed from the flotation tailing along with less than 5% of Zn and Pb using 1.0 M oxalic acid for 180 min. leaching time at 60°C. Based on the experimental results obtained in the experimental campaign, a sequential citric + oxalic acid or oxalic + citric acid leaching method can be proposed for the selective leaching of Zn, Pb, Fe and As from the flotation tailing. The main features of this proposal are that three separate streams can be developed by the sequential leaching method. The Zn can be separated by citric acid leaching from bulk of Fe and As and then Fe and As can be removed from the remained residue by oxalic acid, leaving lead in the final residue. In this proposal, the flotation tailing can be upgraded for further purification step such as solvent extraction, precipitation and electrolysis.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors thank The Scientific and Technological Research Council of Turkey (TUBITAK) for financial support (Project No: 217M959).

REFERENCES

Abdel-Aal, E. A., Shukry, Z.E. (1997). Application of Quick Leaching Method to an Egyptian Zinc Silicate Ore. *Trans. Inst. Min. Metall. Sect. C: Miner. Process. Extr. Metall.*, *106,* 23.

Abdel-Aal, E. A. (2000). Kinetics of sulfuric acid leaching of low-grade zinc silicate ore. *Hydrometallurgy, 55,* 247–254.

Abkhoshk, E., Jorjani, E., Al-Harahsheh, M., Rashchi, F., & Naazari, M. (2014). Review of the Hydrometallurgical Processing of Non-Sulfide Zinc Ores. *Hydrometallurgy*, 153-167.

Ai-yuan, M., Jin-hui, P., Li-bo, Z., Li, S., Kun, Y., Xue-mei, Z., 2016. Leaching Zn from the low grade zinc oxide ore in NH3-H3C6H5O7-H2O media, Braz. Jour. of Chem. Eng., Vol: 33, No: 4, 907-917.

Ambikadevi, V.R., Lalithambika, M., (2000). Effect of organic acids on ferric iron removal from iron-stained kaolinite. Appl. Clay Sci. 16, 133–145.

Asadi, T., Azizi, A., Lee, J., Jahani, M. (2017). Leaching of zinc from a lead-zinc flotation tailing sample using ferric sulphate and sulfuric acid media. *Journal of Environmental Chemical Engineering, 5,* 4769–4775.

Bodas, M.G. (1996). Hydrometallurgical treatment of zinc silicate ore from Thailand. *Hydrometallurgy, 40,* 37–49.

Chen, A., Zhao, Z. W., Jia, X., Long, S., Huo, G., Chen, X. (2009). Alkaline leaching Zn and its concomitant metals from refractory hemimorphite zinc oxide ore. *Hydrometallurgy, 97,* 228–232.

Demir, F., Laçin, O., Dönmez, B., (2006). Leaching kinetics of calcined magnesite in citric acid solutions. *Industrial & Engineering Chemistry Research,* 45(4), 1307-1311.

Deng, J., Sun, Q., Lin, P., Song., G., Wen, S., Deng, J., Wu, D. (2015). Dissolution Kinetics of Zinc Oxide Ore with an Organic Acid*. Int. J. Metall Mater Eng., 1*, 109.

Ding, Z., Yin, Z., Hu, H., Chen, Q. (2010). Dissolution Kinetics of Zinc Silicate (Hemimorphite) in Ammoniacal Solution. *Hydrometallurgy, 104,* 201-206.

Espiari, S., Rashchi, F., Sadrnezhaad, S. K. (2006). Hydrometallurgical treatment of tailings with high zinc content. *Hydrometallurgy, 82,* 54–62.

Feng, L., Yang, X., Shen, Q., Xu, M., Jin, B. (2007). Pelletizing and alkaline leaching of powdery low grade zinc oxide ores. *Hydrometallurgy, 89,* 305–310.

Ferreira Jr, J.M. M. Oliveira, G.F. Trindade, L.C.L. Santos, C.R. Tomachuk, M.A. Baker. (2018). Development and characterization of zinc oxalate conversion coatings on zinc. Corrosion Science 137, 13–32.

Ghasemi, S. M. S., Azizi, A. (2018). Alkaline leaching of lead and zinc by sodium hydroxide: kinetics modeling. *J. Mater. Res. Technol., 7*,118–125.

Gilg, H. A., Boni, M., Balassone, G., Allen, C. R., Banks, D., Moore, F. (2006). Marble hosted sulfide ores in the Angouran Zn–(Pb–Ag) deposit, NW Iran: interaction of sedimentary brines with a metamorphic core complex. *Mineralium Deposita, 41,* 1–16.

Hursit, M., Lacin, O., Sarac, H. (2009). Dissolution kinetics of smithsonite ore as an alternative zinc source with an alternative zinc source with an organic leach agent. *Journal of the Taiwan Institute of Chemical Engineers,40,* 6-12.

Irannejad, M., Meshkini, M., Azadmehr, A. (2013). Leaching of Zinc from Low Grade Oxide Ore Using Organic Acid. *Physicochem. Probl. Miner. Process., 49,* 547−555.

Ismael, M. R. C, Carvalho J. M. R. (2003). Iron recovery from sulphate leach liquors in zinc hydrometallurgy. *Minerals Engineering 16,* 31–39.

Jha, M. K., Kumar, V., R. J., Singh, R. J. (2000). Review of hydrometallurgical recovery of zinc from industrial wastes. *Resources, Conservation and Recycling, 33*, 1–22.

Jia, N., Wang, H., Zhang, M., Gue, M. (2016). Selective and Efficient Extraction of Zinc from Mixed Sulfide–oxide Zinc and Lead Ore. *Mineral Process. and Extractive Metallurgy Review, 37, 6,* 418–426.

Ju, S., Motang, T., Shenghai, Y., Yingnian, L. (2005). Dissolution Kinetics of Smithsonite Ore in Ammonium Chloride Solution. *Hydrometallurgy, 80,* 67-74.

Larba, R., Boukerche, I., Alane, N., Habbache, N., Djerad, S., Tifouti, L. (2013). Citric acid as an alternative lixiviant for zinc oxide dissolution. *Hydrometallurgy, 134–135,* 117–123.

Lee, S.O., Tran, T., Jung, B.H., Kim, S.J., Kim, M.J. (2007). Dissolution of iron oxide using oxalic acid. *Hydrometallurgy* 87, 91 – 99.

Liu, Q., Zhao, Y., Zhao, G. (2011). Production of zinc and lead concentrates from lean oxidized zinc ores by alkaline leaching followed by two-step precipitation using sulfides. *Hydrometallurgy, 110,* 79–84.

Lutandula, M. S., Maloba, B. (2013). Recovery of cobalt and copper through reprocessing of tailings from flotation of oxidized ores. *J. Environ. Chem. Eng., 1*, 1085–1090.

Ma, S., Yang, J., Wang, G., Mo, W., & Su, X. (2011). Alkaline Leaching of Low Grade Complex Zinc Oxide Ore. *Advanced Materials Research*, 12-17.

Moghaddam, J., Sarraf-Mamoory, R., Yamini, Y., Abdollahy, M. (2005). Determination of the Optimum Conditions for the Leaching of Nonsulfide Zinc Ores (High-SiO_2) in Ammonium Carbonate Media. *Ind. Eng. Chem. Res.,* 8952-8958.

Moradi, S., Monhemius, A. J. (2011). Mixed sulfide lead and zinc ores: problems and solutions. *Miner. Eng., 24,* 1062–1076.

Nagib, S., Inoue, K. (2000). Recovery of lead and zinc from fly ash generated from municipal incineration plants by means of acid and/or alkaline leaching. *Hydrometallurgy, 56,* 269–292.

Rao, S., Yang, T., Zhang, D., Liu, W., Chen, L., Hao, Z., Xiao, Q., Wen, L. (2015). Leaching of low grade zinc oxide ores in NH_4Cl–NH_3 solutions with nitrilotriacetic acid as complexing agents. *Hydrometallurgy, 158,* 101–106.

Safari, V., Azarpeyma, G., Rashchi, F., Mostoufi, N. (2009). A shrinking particle-shrinking core model for leaching of a zinc ore containing silica. *Int. J. Miner. Process., 93,* 79–83.

Santos, F. M. F., Peina, P. S., Porcaro, A., Oliviera, V. A., Silva, C. A., Leao, V. A. (2010). The kinetics of zinc silicate leaching in sodium hydroxide. *Hydrometallurgy, 102,* 43–49.

Sethurajan, H. A., Horn, H. A. F., Luiz, P. N. L., Lens, E. D., van Hullebusch (2016). Leaching and Recovery of Metals from Metallic Industrial Sludge's, Dusts and Residues—A review, submitted to Sustainable Technologies for Heavy Metal Removal from Soils, Solid Wastes and Wastewater, Springer.

Shin, D., Jeong, J., Kim, B.-s., Ilyas, S., Lee, J.-c. (2014). Lead trace removal from waste electronic scraps by organic acids. *Materials Transactions, 55,* 586-590.

Snodgrass, R. (1986). Lead in South Africa. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 97-111.

SOP. (2001). *Specialization Commission Metallic Mines Sub-Commission Lead-Zinc- Cadmium Study Group Report.* Ankara.

Souza, A. D., Peina, P. S., Lima, E. V. O., daSilva, C. A., Leão, V. A. (2007). Kinetics of sulphuric acid leaching of a zinc silicate calcine. *Hydrometallurgy, 89,* 337–345.

Souza, A. D., Peina, P. S., Santos, F. M. F., daSilva, C. A., Leão, V. A. (2009). Effect of iron in zinc silicate concentrate on leaching with sulphuric acid. *Hydrometallurgy, 95,* 207–214.

Terry, B., Monhemius, A. J. (1983). Acid dissolution of willemite and hemimorphite. *Metall. Trans., 14B*, 335–346.

Tindall, G. P., Muir, D. M. (1998). Effect of Eh on the rate and mechanism of the transformation of goethite into hematite in a high temperature acid leach process. *Hydrometallurgy 47, (2–3),* 377–381.

Tuncuk, A., Akcil, A., (2016). Iron removal in production of purified quartz by a hydrometallurgical process. Int. J. Miner. Process. 153, 44–50.

Van Niekerk, C. J., & Begley, C. C. (1991). Zinc in South Africa. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 233-248.

Wang, R., Tang, M., Yang, S., Zhang, W., Tang, C., He, J., Yang, J. (2008). Leaching Kinetics of Low Grade Zinc Oxide Ore in NH3-NH4Cl-H2O System. *J. Cent. South Univ. Technology,* 679-683.

Weast, R.C. (1976). Handbook of Chemistry and Physics. CRC Press, Inc., Boca Raton, USA, pp. B73–B170.

Yang, T., Rao, S., Zhang, D., Wen, J., Lio, W., Chen, L., Zhang, X. (2016). Leaching of low grade zinc oxide ores in nitrilotriacetic acid solutions. *Hydrometallurgy, 161,* 107–111.

Yang, K., Zhang, L., Lv, C., Peng, J., Li, S., Ma, A., Chen, W., Xie, F. (2017). Role of sodium citrate in leaching of low-grade and multiphase zinc oxide ore in ammonia–ammonium sulfate solution. *Hydrometallurgy, 169,* 534–541.

Yin, Z., Ding, Z., Hu, H., Liu, K., & Chen, Q. (2010). Dissolution of Zinc Silicate (Hemimorphite) with Ammonia - Ammonium Chloride Solution. *Hydrometallurgy*, 215-220.

Zhang, Y., Deng, J., Chen, J., Yu, R., Xing, X. (2013). Leaching of Zinc from Calcined Smithsonite Using Sodium Hydroxide. *Hydrometallurgy, 131-132,* 89-92.

Zhang, Y., Deng, J., Chen, J., Yu, R., Xing, X. (2014). A low-cost and large-scale synthesis of nano-zinc oxide from Smithsonite. *Inorganic Chemistry Communications, 43,* 138–141.

Zhao, Y., Stanforth, R. (2000). Production of Zn powder by alkaline treatment of smithsonite Zn–Pb ores. *Hydrometallurgy 56,* 237–249.

LEARNING FROM OTHER INDUSTRIES; WHY THE VRM TECHNOLOGY IS A SERIOUS ALTERNATIVE FOR ORE GRINDING

C. Gerold [1,*], C. Schmitz [1]

[1] *Loesche GmbH*
*(*Corresponding author: Carsten.Gerold@loesche.de)*

ABSTRACT

Ongoing and future mining projects face manifold challenges like stricter environmental regulations, continuously increasing costs for process relevant resources and a higher competition for their usage. At the same time the deposits are getting more complex with depleting ore grades. More efficient technologies are needed to stabilize or even better increase the metal output and hence the revenue. Conventional comminution technologies are very well proven and reliable but offer little process flexibility when the feed characteristic and hence the necessary degree of mineral liberation changes. Numerous authors come to the conclusion that the conventional grinding systems used in the ore industry are reaching their efficiency peak. So why not thinking out of the box and see what can be learned from other industries? The paper demonstrates why the Loesche Vertical-Roller-Mill (VRM) is a serious alternative to conventional grinding technologies and where the limitations of the system are. VRM's are state of the art technology in the cement, steel, power and minerals industry. The reasons for the success in other industries are, next to others the process flexibility, the high and stable product quality, reduced operating expenses, reduced process steps, online process control, high reliability and maintenance friendliness. The paper gives a general overview about VRM applications in various industries and points out additional ore specific advantages of the VRM technology.

Keywords: Vertical-Roller-Mill, compressive in bed grinding, dry grinding, Mineral liberation, Recovery, energy efficiency

INTRODUCTION

The mining industry is challenged by a continuous increase of costs for process relevant resources, a simultaneous decrease of the allowed resource consumption and stricter environmental limits to be fulfilled. As the metal prices are very volatile in the last years these factors can endanger the economics of existing mines. In the same time, the average deposit grades are decreasing and the ores are getting more complex. This results in more ore to be ground for the same metal output and a higher effort and finer grind to recover the valuable minerals. (Baum, 2013; Mudd, 2012; Rule and Schouwstra, 2011).

Comminution is a fundamental part of the minerals processing, as it has significant impact on the performance of the downstream beneficiation process and represents a major share in the overall operating expenditure of a mining and beneficiation operation. More efficient technologies are needed to stabilize or even better increase the metal output and hence the revenue. Because of this, comminution research is typically focused on increasing efficiencies and reducing operating costs (Rule, 2008; Tromans, 2008).

A topic discussed in the mining industry for the last two decades is the aim of increasing the amount of dry processing, as far as possible. Within the iron ore industry the topic of complete dry processing is actively followed in various countries since a few years. Amongst others the reasons are

that through consequent further technical development nowadays dry sorting processes, which also work for fine particles below 40µm, are available and that the industry faces more difficulties to get the allowance for the construction of tailings dams. Especially in Brazil the two fatal tailings dam failures increased the political and social pressure on the mining companies to develop alternative dry process routes.

With ever increasing requirements on the grinding product, alternative technologies such as compressive comminution using Vertical-Roller-Mills (VRM) can offer efficient solutions and replace conventional grinding technology.

INTRODUCTION TO VERTICAL-ROLLER-MILLING TECHNOLOGY

With feed sizes up to 150mm and grinding products down to P80=20µm the Loesche VRM combines crushing and grinding in one aggregate. The mill consists of a turning grinding table and fixed grinding rollers. The grinding rollers are pressed on the grinding table via a hydro-pneumatic spring system, as illustrated in Figure 1. The comminution takes place in the gap between the grinding rollers and the grinding table. The grinding rollers are driven through the table by friction forces. The particle breakage happens through compressive and shear forces in a bed of particles known as compressive in-bed comminution. Both forces are adjustable, depending on the requirements. The advantage of the in-bed comminution principle is that through the multiple contact points applying pressure from all sides on the particle agglomerates a higher chance is given for crack initiation on the mineral boundaries. Hence often an improved degree of mineral liberation compared to conventional tumbling milling has been reported in the literature.

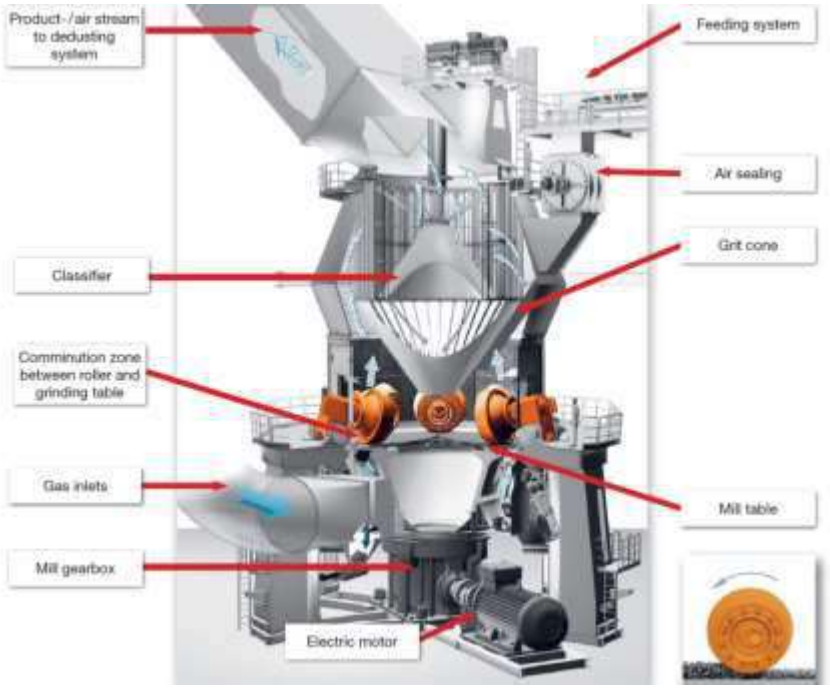


Figure 1. Loesche Vertical-Roller-Mill

VRM's can be operated with internal or external classifying systems. The by far most common is the internal classifying the so called Airflow-Mode in which a high efficiency air classifier is mounted directly on top of the mill as illustrated in Figure 1. Ore fed into the VRM grinding chamber is transported by the rotation of the table outwards into the comminution zone between the grinding

table and the grinding rollers. After between one and three grinding contacts in which the ore is crushed and ground the ore is thrown of the grinding table and fines and middlings are being picked up by the upwards directed gas flow. The particles are lifted pneumatically to the dynamic, high efficiency vane-type classifier which separates the fines, which are according to the product specification, from the middlings. Direct classifying after just a few grinding contacts avoids overgrinding resulting in a steep product particle size distribution and reduced amounts of ultra-fines. The rotational speed of the classifier in combination with the inward directed speed of the gas flow determines the cut size of the classifier. The middlings rejected by the classifier are guided through the grit cone back to the centre of the grinding table and are recombined with the fresh feed. The majority of the coarse ore is directly blown back on the grinding table while a smaller amount; the biggest particles are discharged and externally recirculated back to the mill feed. A typical simplified flow sheet for the air flow mode is illustrated in Figure 2. As can be seen the VRM technology in this case characterizes by an internal grinding classifying circuit.

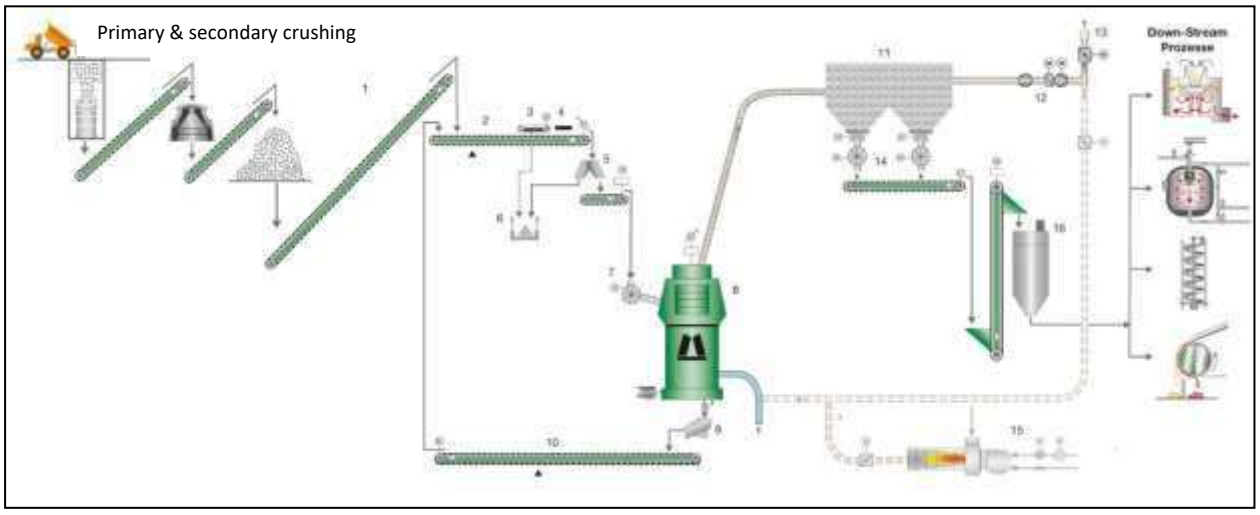


Figure 2: simplified VRM flow sheet for an airflow grinding classifying circuit

ACTUAL SITUATION IN THE MINING INDUSTRY

According to Muir (Muir, 2014) the conventional tumbling mills have been optimized to a point close to the technologies maximum efficiency. As comminution consumes often more than 50 % of the energy and causes high expenses for grinding media savings this process step has a huge impact on the operating expenses (OPEX). Different strategies and approaches or even better a combination of these can be used to reduce the energy consumption in comminution. Examples are the optimization of the existing circuits, alternative flow sheets and equipment selection or the development of a holistic view on the process chain (Napier-Munn, 2014). Another already successfully practised example is the reduction of the feed size already in the mine known as mine to mill concept (Valery, 2002) or grade engineering (Walters, 2016) prior to the comminution. Another alternative could be the reduction of the amount of gangue to be ground via the installation of sorting processes like sensor sorting or magnetic separation prior to comminution.

A further option is the utilization of more efficient grinding technologies which would reduce the grinding energy consumption in any case. In this paper, compressive comminution in VRMs will be presented as such an alternative comminution technology that can help to increase the efficiency of ore comminution.

THE LOESCHE VRM IN THE CEMENT, COAL AND MINERALS INDUSTRY

The VRM technology is one of the oldest grinding technologies known and has proven its efficiency and reliability in various industries. With a few thousand installations, the compressive comminution technology is a standard in the cement, minerals and coal industry. The first VRM's were installed for grinding coal for power plants. When the cement industry was investigating energy efficient alternatives to tumbling mills, VRMs got the preferred technology for firstly raw material and secondly also clinker grinding. Later the VRM technology offered a solution for CO_2 savings by efficiently grinding steel slags which can substitute noticeable parts of the clinker in lower cement qualities. The technology with the biggest spreading in the minerals industry is the VRM technology. The main reason is the improved efficiency and the higher flexibility of the VRM compared to conventional tumbling mills. VRMs are designed for a very wide range of applications. The hydro-pneumatic spring system, the easy adjustment of particle size distribution and specific product surface area allow a changeover from one type of product to the other within minutes without interrupting production. (Schaefer, 2003) The same is applicable for changing ore feed characteristics which are to be expected over time in nearly every ore mine over the mine life time.

Large VRMs can be fed with up to 150 mm feed size and produce finished products in the range of P_{80} = 500 µm to P_{80} = 20 µm within one process step. Loesche VRMs are available for grinding clinker or slag to product finesse between 3000 and 7000 Blaine with throughputs up to 550 t/h. Throughputs for grinding lime stone or ores go up to over 1800 t/h depending on material and target product size.

In the ore industry, compressive comminution is mainly known from high pressure grinding rollers (HPGR). With only a few installations in the ore industry the VRM technology is firstly starting to get into the focus of the ore industry. Considering the success of the VRM technology in other industries it is astonishing that the ore industry took so long to focus on this alternative comminution technology as it already fulfils a lot of the industry's most urgent requirements as presented in following chapters.

Many studies have been performed in cement plants comparing conventional grinding systems and vertical-roller-mills in terms of energy consumption. It was noticed that 30% energy saving could be provided by VRM for cement grinding (Schaefer, 2002). Similar conclusions have also been drawn by Tamashige et.al. (1991), Ito et al. (1997), Roy (2002), Simmons et al. (2005), Jørgensen (2005).

Exemplary for the performance benefits of VRMs in the cement industry results of a 7 year lasting technology comparison carried out by Flacher et al. (2014) for the major cement producer Holcim are given. The results of the maintenance cost comparison carried from 2004 till 2010 are illustrated in Figure 3 and Figure 4. The production rate index and overall equipment efficiency of the VRM systems, illustrated in Figure 3, exceed the performance of the other grinding systems.

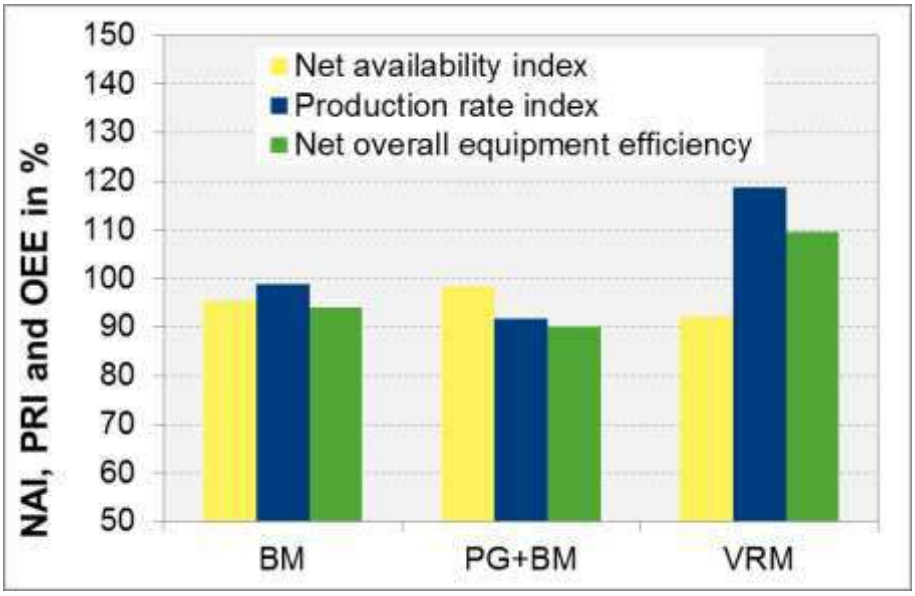


Figure 3. Performance Indicators of Different Comminution Circuits (Flacher, 2014) Legend: BM = Ball Mill; PG+BM= HPGR + Ball Mill, VRM = Vertical-Roller-Mill

The comparison given in Figure 4 includes the wear part replacement and illustrates about 6% cost saving through the VRM grinding compared to the Ball Milling and 19% compared to the combination of HPGR and Ball Milling.

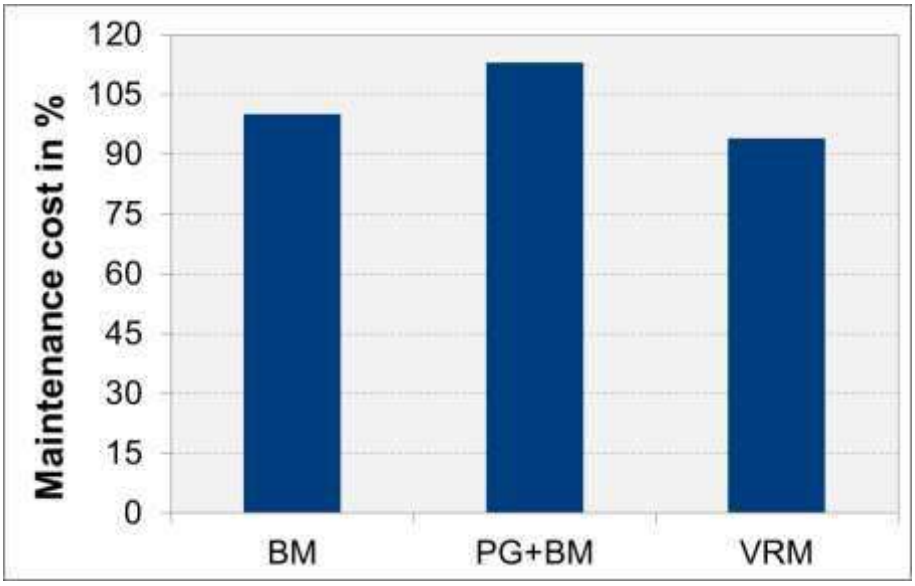


Figure 4. Holcim 7 Year Cost Comparison (Flacher, 2014)

When considering the VRM for ore comminution the same advantages that have been proven in the cement industry are also valid. In some cases like the grinding media and wear costs the advantages are even bigger as the grinding media consumption in ore comminution is higher than in the cement industry. Next to that the grinding media consumption causes metallic impurities which are reducing the efficiency in base and precious metal flotation and leaching processes. The next innovation step was to introduce the VRM technology into the ore industry for the grinding of a hard rock phosphate rock, illustrated in Figure 5. Other Loesche VRMs successfully being installed in the ore and industrial minerals

industry for the grinding of manganese oxide, magnesite, barite, colemanite, quartz for sandstone production and other industrial minerals prove the versatility of this technology.

Figure 5. first VRM installed in Hard Rock Application (BWI 25 kWh/t) for grinding phosphate Rock at Foskor RSA

Another example for the flexibility of the grinding system is the market development for the grinding of copper matte in the Outotec Flash smelting Kennecott-Outotec flash converting process. Nowadays the Loesche VRM is used for the grinding of copper matte prior to the flash converting process in all existing plants.

Another innovative application for the VRM grinding is the complete dry processing of iron ores. Loesche is developing concepts in different projects that focus on completely dry iron ore processing. The steep particle size distribution of the VRM, resulting in a lower amount of ultra-fines, is hereby a key to achieve premium Fe grades in the concentrate of dry magnetic separation.

In total Loesche installed over 2000 mills; ~1000 coal mills, ~500 for Raw Material, ~370 Clinker and Slag Mills and ~225 mills in other areas mainly in the minerals industry.

ADDITIONAL ADVANATGES OF THE VRM FOR THE ORE INDUSTRY

Current Experiences of the VRM Technology for Ore Grinding

Next to the more machine related advantages discussed before there are grinding and process advantages resulting from the different ore stressing through the in-bed comminution in the Loesche VRM. In the last one and a half decades Loesche carried out over 500 grinding tests and test programs with ores from 135 deposits. The aim was to identify if the benefits proven for VRM's in the cement industry can be transferred to the mineral industry. The test programs were carried out together with international mining companies and several research institutes. The tests were mainly carried out in the Loesche Test Center in Germany but also in the containerized Ore Grinding Plant (OGP)mobile. Loesche developed the OGPmobile to prove the concept of VRM technology directly on the mine site or in a specified test facility. The OGPmobile is a complete grinding plant that can be used to test the whole variety of ores a potential client has in his deposits. The advantage is that the client's experts can

directly and personally evaluate the product quality, the grinding performance and influence and optimize the test program for their downstream process. Aging effects that might influence the downstream results, when the downstream test work is carried out, days or weeks later, can be avoided. The plant is designed for throughputs between 1500 kg/h and 250 kg/h depending on the product particle size and grindability of the specific ore.

Within the test programs the grinding performance and the product quality were determined. Figure 6 illustrates the different ore types tested. Within the test programs between 1 and 50 tons have been ground. In about half of the projects the grinding products have been beneficiated by flotation, leaching or magnetic separation.

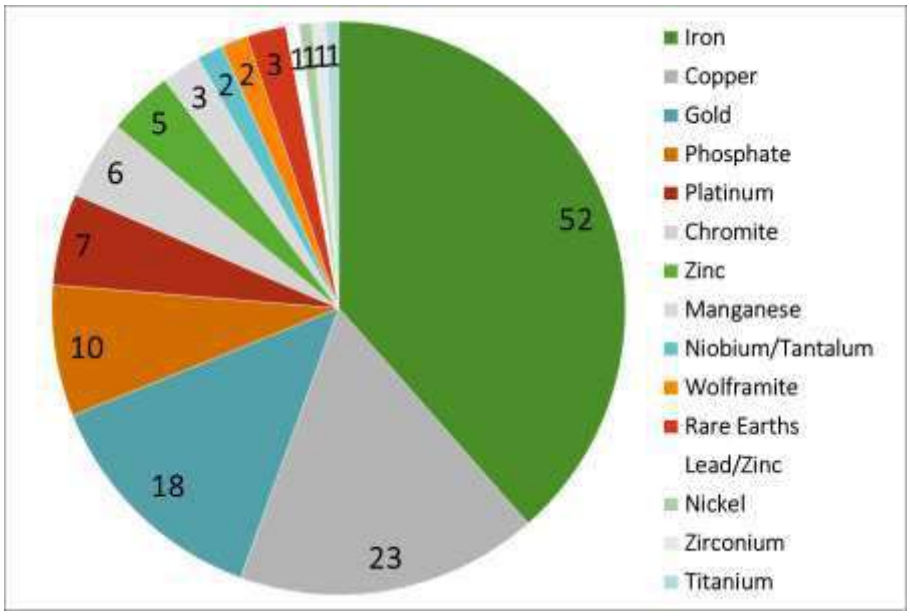


Figure 6. Quantity and Type of Ores Tested by Loesche in the last 15 Years (in total 135)

In recent years the interest of the mining industry, consultants and academic researchers into the VRM technology steadily increased. The following paragraph summarizes some of the articles based on industrial experiences, test work with Loesche VRMs but also general comminution technology comparisons.

Nowadays an increased amount papers have been published about the differences in product quality, degree of mineral liberation and hence potential increase of downstream recovery but also OPEX reductions when grinding with a VRM.

Jacobs (2016) published a paper about 16 years of successful operation of a Loesche VRM in a hard rock application (BWI 25 kWh/t) in which he compares the Loesche VRM towards a parallel operated Rod and Ball Mill plant. He reports over 90 % lower specific grinding media consumption in the Loesche Mill and lifts out the higher flexibility of the VRM technology at changing feed characteristics.

Van Drunick W. et al reported about a case study about Zink ore grinding in which the flotation recovery and kinetics were increased through an increased degree of mineral liberation. In the same time the specific grinding energy of SAG Ball Mill circuit of 22.11 kWh/t could be reduced to 13.66kWh/t when using the VRM.

Altun D. et al reported about increased recovery when floating chalcopyrite copper ore as part of an OGPmobile campaign. The specific energy consumption could be reduced about 18% from

24.2 kWh/t for the Rod-Ball Mill circuit to 19.8kWh/t in the VRM circuit. Within this case study the wear costs could be reduced by over 50% which would result in in an overall reduction of the operating expenses of 38,1%. Another topic of her research about the operational parameters affecting the VRM performance as part of the development of a calculation model for the performance prediction of the VRM has been published 2016.

Erkan et al. (2012) compared the Loesche VRM with a conventional Ball Milling circuit in a hard rock (BWI = 20 kWh/t, Bond Abrasion Index 0.6) gold leaching process during an OGPmobile campaign. Next to other advantages he emphasized the much lower specific grinding media and energy consumption. The pilot test work indicates a reduction of the specific grinding media consumption of 95% when operating a VRM using metal matrix composite grinding elements.

Reichert et al. (2014) investigated the effect of the grinding process parameters on the degree of mineral liberation for magnetite iron ores and tungsten ore and found out that the degree of mineral liberation could be significantly improved by grinding with the Loesche VRM. Mersmann (2015) discussed the status of the existing performance evaluation and optimization computational models. Little W. investigated the effect of grinding platinum ore with a Loesche VRM. Jankovic et al. (2016) compared HPGR and VRM technology with conventional grinding technologies to evaluate their suitability for hard rock mining operations and came to the conclusion that further investigation for these technologies is warranted and they should be considered for new circuits or expansions, and should be evaluated during engineering studies.

Since a long time the mining industry discusses that dry processing would be wishful and more sustainable than wet processing. The iron ore industry develops and pushes dry processing most actively in the mining industry and is a front runner in that regards. The reason is that iron ores offer the possibility to be beneficiated by dry magnetic separation. Magnetic separation of coarser particles is a standard in the industry. The magnetic separation of finer fractions, especially finer than -100µm, was not implemented until lately because the achievable Fe grades and recoveries were not competitive. In the last years different supplier companies developed innovative processes and methods to achieve comparable grades and recoveries with dry magnetic separators. Successful pilot campaigns and industrial installations proved that the new technologies can be an alternative solution to wet processing. Especially after the latest lethal tailing dam failures in Brazil governmental and social pressure could lead to a faster implementation of dry processing methods.

WHAT ARE THE INDUSTRY REQUIREMENTS TOWARDS COMMINUTION?

Requirements to Comminution

Having in mind the before reported VRM results of industrial experiences and the results from pilot and laboratory campaigns this chapter deals with the requirements of the ore industry and the options given by the VRM technology.

Talking to metallurgists and maintenance experts the following answers are often to be heard when asked how the ideal comminution process should look like:

1. as little process steps and aggregates as possible
2. little plant foot print
3. reliable process with a high availability
4. easy to maintain
5. stable operation
6. easy to monitor
7. flexible towards changes in the feed characteristic

8. controllable with quick response to parameter changes
9. sustainable resource consumption of energy, water and grinding media
10. …

In the following reasons are given why the VRM technology fulfills exactly these above mentioned requirements:

To 1 and 2) These requirements are achieved through the ability of big VRM's to be fed with up to 150mm and to produce products down to P80=20µm. Hence a comminution process with VRM's can consist of primary and secondary crushing followed by the VRM with very small foot print.

To 3-5) The VRM technology has proven its reliability in various industries. Hence the single machine components are field proven with lots of references and experiences. Undoubtedly a lot of ores are more compact and abrasive than the materials usually ground in VRM's but the improvements in material technology in the last years provide solutions for the higher requirements in ore grinding. Examples are the metal matrix grinding elements in which ceramic wafers are imbedded in hard castings. Ceramic tiles are well proven for all areas in which pneumatic transport of solids is carried out. Hard faced compound plates of high quality provide solutions for areas in which impact happens. Well thought out concepts for maintenance and spare part exchange are developed allowing even less maintenance interruptions than known from conventional technologies. In short measures are available to ensure a high availability of the technology.

To 6-8) an advantage of the VRM system towards conventional tumbling mill technologies is that all important process parameters like the material loading inside the mill, the grinding pressure, the grinding bed height, mill vibration, the volume flow or the throughput can be online monitored. Next to that all relevant process parameters can be adjusted online, like illustrated in Figure 7 in green. Therefore the mill can be operated automatically by a process control system and doesn't need the permanent operator's attention. Combining the grinding process with an online measurement of the product particle size distribution even allows for immediate adjustment of the grinding parameters and hence the product quality; if required even automated.

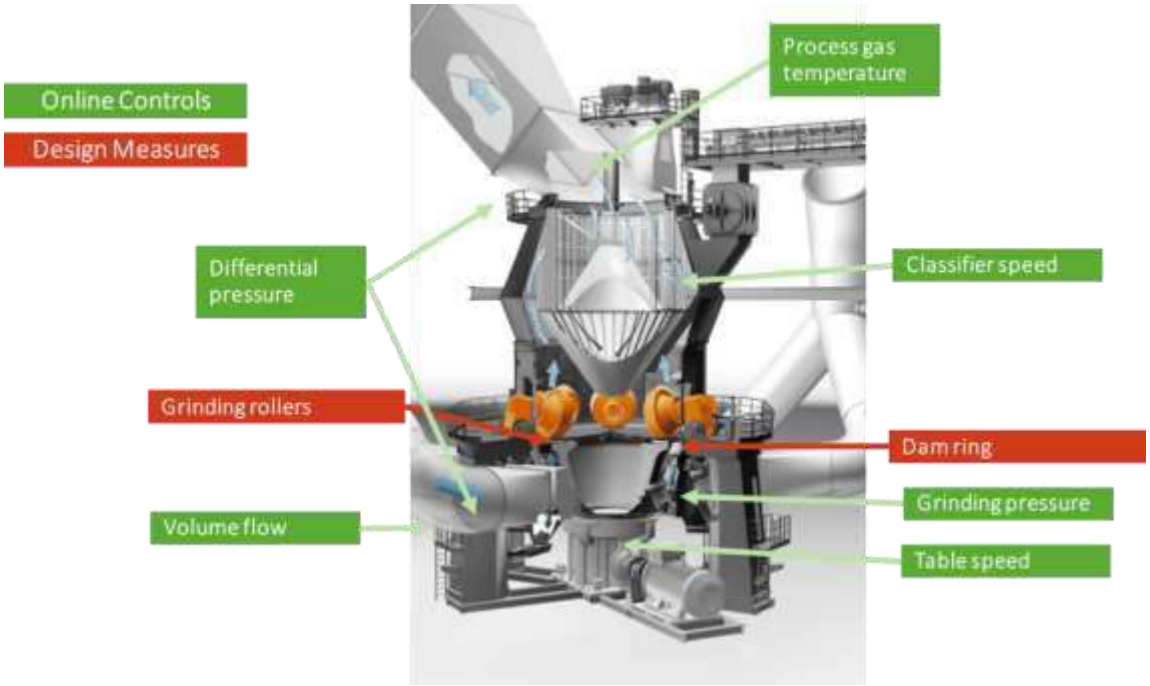


Figure 7. VRM online controls

The majority of the ore deposits are heterogenic in the quantitative mineralogical composition. In case of open pit mining the hardness of the ore often changes, depending on the status of the ore weathering, from the top to the bottom layers. This often results in changing grindabilities of the ore being fed to the mill. Conventional tumbling mills will respond with a change in throughput and or a change in product quality. Changes in the feed also affect the grinding in VRM's, the difference is just that the online control can adjust the grinding parameters to stabilize the throughput and the product quality. Ore ground in the VRM has a retention time inside the mill between 30 – 90 seconds. Hence parameter changes are quickly to be seen in the mill performance. In contrast to tumbling mill circuits a VRM circuit stabilizes within 15 -30 minutes when the feed changes or the grinding parameters have been changed to produce a product with a different product particle size. Therefore VRM's provide optimized feed to the downstream process even when the feed changes.

To 9) Industrial experiences from the minerals and cement industry prove that the VRM technology is more energy efficient than conventional tumbling milling for the majority of the applications. In numerous studies for ore grinding similar results were obtained, like summarized in the chapter Current Experiences of the VRM Technology for Ore Grinding. Especially when the material to be ground is hard and brittle the VRM technology proves to reduce the specific energy consumption. Together with the lower specific grinding media consumption a reduction of the operating expenses has been identified in various case studies and industrial applications.

A limiting factor for the reduction of the operating expenses through VRM grinding can be the feed moisture. Ore being ground tends to agglomerate when it is moist and hence the classifier would reject the agglomerates and partial overgrinding could be the consequence. The tendency to agglomerate is ore type dependent, for example iron ore concentrates show snowball effects, already below 3 weight %, when being squeezed by hand while ores with high quartz and low clay contents are still free flowing at 4% moisture. If drying is necessary during the grinding this can be efficiently be done during the comminution in the VRM. None the less drying adds costs and reduces the advantages in the operating expenses. As a rule of thumb the potential benefits when installing a VRM have to be evaluated on a case to case base for ores which have higher natural moisture than 5 weight %.

Requirements towards the Grinding Product

Out of the sight of the metallurgists operating the downstream processes the requirements towards the grinding process and the grinding product often shall fulfill the following demands:

1. optimum feed quality in regards of sufficient degree of mineral liberation and reactivity of the mineral surfaces, even if the ore composition changes
2. decoupling of the comminution and the downstream process to allow for individual process optimization
3. constant feed mass flow to enable adjusting a stable solid-liquid ratio, pulp-volume and -density in the downstream process
4. Low amount of over-ground fines to avoid recovery losses and problems for the concentrate grade
5. Low amount of metallic impurities from grinding media wear
6. ...

To 1) the option to quickly adjust the grinding parameters in case of changing ore characteristics and hence to provide optimized feed properties to the downstream process is already is definitively given for the VRM technology and is described above in paragraph To 6-8)

To 2 and 3) there are various reasons why one could wish for a decoupling of comminution and flotation processes. In complete wet operated mineral processing plants, this is just wishful thinking,

because the wet, fine ground product can't be easily stored prior to beneficiation. But if a dry grinding process is chosen the storage of the ground product is possible. The installation of a product silo of adequate size allows decoupling for an according period, ranging from a few hours to even some days. Also blending from different silos would be possible it that should be beneficial for the process. The adjustment of the pulp density is easily done in re-pulpers. In such mixing tanks solids and water can be precisely dosed and mixed. If required flotation reagents can be added at this stage, too.

As almost every sorting process also froth flotation and leaching processes are best operated when being fed as constant as possible. This accounts for the particle size distribution of the solids included as well as for the solid to liquid ratio of the pulp that is fed to the process.

A constant volume flow with a constant pulp density and a constant particle size distribution is the optimal scenario for the flotation process. This allows a perfect dosage of the flotation reagents and enables the flotation cells to be operated at high efficiency which finally leads to higher recovery and higher concentrate grade and optimized costs compared to a flotation process that suffers from changing feed volume and solid liquid ratio.

To 4) Compared with conventional tumbling mill products the product particle size distribution of a VRM product is steeper in the majority of the cases which is beneficial for froth flotation processes, because of the smaller amount of ultrafine particles as well as the smaller amount of very coarse particles. Ultrafine particles tend to cause two problems. They are difficult to be selectively recovered during flotation. They also cause problems in filtration respectively water reclamation processes. Very coarse particles are usually not sufficiently liberated and are either lost in tailings or have to be re-ground if they are recovered.

Because the VRM technology fulfills the all requirements towards the comminution process and the grinding product Loesche has been awarded to supply the first VRM into a gold project, in Turkey. An intensive evaluation procedure between different wet and dry grinding technologies resulted in choosing a VRM for the project (Benzer, 2018).

SUMMARY AND OUTLOOK

In summary the compressive grinding has a big potential for energy savings, a reduction of the operating expenses and most important an increase of the downstream recovery and hence for improved revenue. Especially compact ores tend to be brittle and respond very well to compressive grinding. As the energy and wear costs are usually highest for these types of ore; such projects will benefit most from VRM technology. From the cement industry it is known that the energy efficiency and the wear cost reduction of the VRM compared to conventional technologies increases further with finer grinds. Similar can be observed for ore grinding. This paper aims to encourage engineers to be open minded when developing concepts for new mining projects and to include the VRM technology as an alternative solution in their feasibility studies. The VRM technology has the potential to optimize the project in revenue and resource sustainability.

REFERENCES

Abazapor A (2017). Physicochemical Problems of Mineral Processing, 53(2), 908−919

Altun, D. (2015). Copper ore grinding in a mobile vertical roller mill pilot plant et al (*International Journal of Mineral Processing 136*, 32-36).

Altun D. (2017). Operational parameters affecting the vertical roller mill performance, *Minerals Engineering, Volumes 103–104*, Pages 67-71

Baum, W. (2013). Ore characterization, process mineralogy and lab automation a roadmap for future mining. *Miner. Eng. 60*, 69–73. doi:10.1016/j.mineng.2013.11.008

Erkan. E., Comparison of the Vertical Roller Mill and Rod-Ball Mill Circuit on the Gold Extraction, Proceedings of XIIIth International Mineral Processing Symposium – Bodrum-Turkey, 2012, 597 – 603

Ito, M., Sato, K., Naoi, Y. (1997). Productivity increase of the vertical roller mill for cement grinding. Cement Industry Technical Conference, Conference Record, IEEE, 39, 177-194

Jorgensen, S. W. (2005). Cement grinding-a comparison between vertical roller mill and ball mill, *Cement International, (3),* 2, 54-63

Jacobs. P (2016). 16 Years of successful operation of a Loesche Vertical-Roller-Mill Type LM 50.4 in a Hard Rock Application at Foskor Pty (Ltd) in Phalaborwa, Comminution 16,

Jankovic A. (2016), Evaluation of HPGR and VRM for dry comminution of mineral ores, *Journal of Mining and Metallurgy, 52 A (1*), 11 – 25

Mersmann M. (2015), Potential of the Loesche Vertical Roller for the processing of ores & minerals, ESCC 2015

Mudd, G.M. (2012). Key trends in the resource sustainability of platinum group elements. *Ore Geol. Rev. 46*, 106–117. doi:10.1016/j.oregeorev.2012.02.005

Muir A, Evolution in Comminution, Keynote Address – Comminution 2014

Rule, C., Minnaar, D.M., Sauermann, G.M., (2008). HPGR—revolution in Platinum, in: Third International Platinum Conference "Platinum in Transformation." pp. 21–28.

Rule, C., Schouwstra, R.P., (2011). Process Mineralogy Delivering Significant Value at Anglo Platinum Concentrator Operations, in: 10th International Congress for Applied Mineralogy. pp. 1–5.

Schaefer, H.U. (2002). Slag grinding: latest advances. *World Cement, 9*, 61-66.

Simmons, M., Gorby, L., Terembula, J. (2005). Operational experience from the United States' first vertical mill for cement grinding. Cement Industry Technical Conference, IEEE, 241-249.

Tamashige, T., Obana, H., Hamaguchi, M. (1991). Operational results of OK series roller mill. *IEEE Transactions of Industry Applications, (27*), 3, 99, 416-424.

Tromans, D., (2008). Mineral comminution: Energy efficiency considerations. *Miner. Eng. 21*, 613–620. doi:10.1016/j.mineng.2007.12.003

Reichert M. (2015). Research of iron ore grinding in a vertical-roller-mill, *Minerals Engineering 73* (2015), 109–115

Roy, G.R. (2002). Increasing cement grinding capacity with vertical roller mill technology. Cement Industry Technical Conference. Conference Record, IEEE, 44. 205-211.

Van Der Meer, F.P., (2015), Pellet feed grinding by HPGR, *Minerals Engineering, 73*, 21-30.

Van Drunick, W. (2010). Implementation of an energy efficient dry grinding technology into an Anglo American zinc beneficiation process. XXV International Mineral Processing Congress (IMPC) Proceedings, Brisbane, QLD, Australia, 1333–1341.

Walters. S.G. (2017). Driving Productivity by Increasing Feed Quality Through Application of Innovative Grade Engineering® Technologies, https://www.crcore.org.au/index.php/solutions/grade-engineering

Valery W. (2002), Mine to Mill optimization for conventional grinding circuits – a scoping study, *Journal of Mining and Metallurgy, 38*, (1-4) A 49-66.

Viljoen, R.M., Smit, J.T., Du Plessis, I., Ser, V. (2001). The development and application of in bed compressıon breakage principles. *Minerals Engineering, (14),* 5, 465-471.

MALZEME DOLULUK ORANININ SİLİS KUMU KIRILMA PARAMETRELERİNE ETKİSİNİN ARAŞTIRILMASI

AN INVESTIGATION OF THE EFFECT ON BREAKAGE PARAMETERS OF SILICA SAND OF POWDER FILLING

S. Haner

Afyon Kocatepe Üniversitesi, İş Sağlığı ve Güvenliği Bölümü
(serhan.haner@gmail.com)

ÖZET

Bu çalışmada, malzeme doluluk oranının silis kumunun kinetik modele dayalı öğütme özellikleri ve model parametrelerine etkileri araştırılmıştır. Bu amaçla, 0,106-0,045 mm arası √2 elek serisine göre 4 dar tane boyutu fraksiyonu hazırlanmıştır. Laboratuvar ölçekli değirmen ünitesinde, sulu öğütme ortamında 10 mm silpeps ile f_c=0,072, 0,096, 0,120 ve 0,144 malzeme yüklerinde ve %30 bilya yükünde farklı öğütme sürelerinde elde edilen tane boyutu dağılımlarından özgül kırılma hızı ve kümülatif kırılma dağılımı fonksiyonlarına ait model parametreleri (S_i, a_T, α, γ ve Φ_j) bulunmuştur. Testlerin sonucunda, azami kapasite açısından malzeme doluluk oranı (f_c) için en ideal boşluk doldurma oranı 1,00 olarak tespit edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Öğütme, silis kumu, kinetik model

ABSTRACT

In this study, the effects on grinding conditions based on a kinetic model and model parameters of fractional powder filling were investigated on the silica sand. For this purpose, firstly, four different mono-sized fractions were prepared between 0,106 and 0,045 mm formed by √2 sieve series. S_i and $B_{i,j}$ (breakage distribution function and related model parameter) equations were determined from the size distributions at different grinding period, and the model parameters (S_i, a_T, α, γ and Φ_j) 10 mm cylpebs and wet grinding medium, four different filling ratios (f_c=0,072, 0,096, 0,120 and 0,144) and 30% ball filling loads. The results of tests, the optimum interstitial filling ratio for material filling rate (f_c) in terms of maximum capacity is determined as 1,00.

Keywords: Grinding, silica sand, kinetic model

GİRİŞ

Silis kumu veya kuvars kumu, kuvarsça zengin magmatik, metamorfik kayaçların ayrışması sonucu oluşan, tane boyutları 2,00-0,05 mm arasında değişen kuvars (SiO_2) tanecikleridir. Silis kumları beyaz olup, demir oksit içeren kumların rengi pembeden kızıla veya kahverengiye kadar değişir. Silisten oluşan silis kumu az miktarda kil, feldspat, demir oksitler ve karbonatlar içerebilirler. Seramik kalitesindeki silis kumları genelde sulu değirmenlerde öğütülmektedir. Ancak değirmenlerde mikronize öğütme işlemi için harcanan süre ve dolayısıyla enerji tüketimi önemli yer tutmaktadır. Öğütmede harcanan enerji 2-1000 kWsa/t aralığındadır. Harcanan enerji malzeme özelliklerine ve istenilen tane boyutuna bağlı olarak değişebilmekte olup, örneğin ince öğütme için 50 kWsa/t değerine kadar çıkılabilmektedir. Öğütme işleminden en üst seviyede öğütme miktarının elde edilmesi ve ton başına en düşük seviyede enerji tüketimi beklenmektedir. Bu nedenle, öğütme devrelerinin tasarımı oldukça önemlidir.

Öğütme işlemini verimli kılmak amacıyla, değirmen içinde oluşan mikro düzeydeki farklı kırılma olaylarının incelenmesi temeline dayanan matematiksel modeller geliştirilmiştir. Bu modellerden biri olan kinetik modelde, her bir malzemenin kırılma ve dağılma özelliklerini tanımlayan parametreler tespit edilerek kırılma hızını ve kırılma dağılımını tanımlayan matematiksel ifadeler geliştirilmiştir (Austin vd., 1984). Bu ifadelerle öğütme işlemi sonunda elde edilecek ürünün tane boyutu dağılımı ile miktarının hesaplanması mümkün olmaktadır.

Bilyalı değirmenlerde özgül kırılma hızı ve kümülatif kırılma dağılımı terimlerini içeren boyut küçültme yaklaşımları kullanılmaktadır. Özgül kırılma hızının (S_i), değirmen içerisindeki malzemenin kırılma/öğütülme karakteristiği ile doğrudan ilişkisi bulunmaktadır. Malzemenin kırılma hızı; hammadde tane boyutu, bilya doluluk oranı, malzeme doluluk oranı, bilya çapı, bilya sertliği ve bilya yoğunluğu ile değişmektedir. Malzeme doluluk oranı ve bilya doluluk oranının fazla veya az olması durumunda öğütme enerjisinin bir kısmı gereksiz yüzeylerde harcanmaktadır. Dolayısıyla bu durum kırılma hızının yavaşlamasına ve normale göre daha düşük bir $S_i f_c$ değerinin oluşmasına sebep olmaktadır. En yüksek kırılma hızı için, malzeme ile bilya doldurma miktarı arasındaki oranın ($f_c/0,4J$) yani U değerinin 0,6 ile 1,1 arasında olduğu belirlenmiştir (Austin vd., 1984).

Araştırmacılar tarafından, (-3,35+0,106) mm arasındaki çeşitli tane boyutlarında sınıflandırılmış olan kalsit, barit, kolemanit, boksit, amorf silika, kuvars, klinker, kireçtaşı, zeolit, krom, katı fosil yakıt ve kuvars-kaolin, kuvars-K feldispat, kaolin-K feldispat gibi hammadde karışımlarının öğütme parametreleri değerleri ile hammadde ve değirmen özelliklerine bağlı parametreler arasındaki ilişkilerin araştırıldığı çalışmalar mevcuttur (Aras, 2009; Deniz, 2004; Deniz ve Sütçü, 2004; Deniz, 2012; Deniz, 2016; Erkırelli, 2015; İpek vd., 2005; İpek ve Göktepe, 2011; Özkan ve Yekeler, 2003; Özkan vd., 2006; Özkan vd., 2009; Samanlı, 2008; Teke, 1998; Yekeler, 1995). Bu çalışmalar incelendiğinde, (-0,850+0,106) mm tane boyutları için ince tane boyutu terimi kullanılmaktadır. Literatürde ince sınıflandırılmış (-0,106+0,045) mm hammaddelere ait az sayıda kinetik model tabanlı öğütme çalışmalarına rastlanmamıştır (Haner vd., 2017; Haner, 2018a, 2018b; Umucu vd., 2015).

Bu çalışmada, öğütme parametreleri ve değirmen kapasitesi açısından azami malzeme ile bilya doldurma miktarı arasındaki oranı (U) tespit etmek amacıyla endüstriyel seramik hammaddesi olan silis kumu örneği kullanılarak kinetik model tabanlı öğütme çalışmaları yapılmıştır.

TEORİ

Bilyalı değirmenler için özgül kırılma hızı ve kümülatif kırılma dağılımı kavramlarını içeren boyut küçültme yaklaşımı kullanılmaktadır. Özgül kırılma hızının bir matematiksel formülü Austin vd. (1984) tarafından aşağıdaki gibi verilmiştir.

$$S_i = a_T X_i^{\alpha} \tag{1}$$

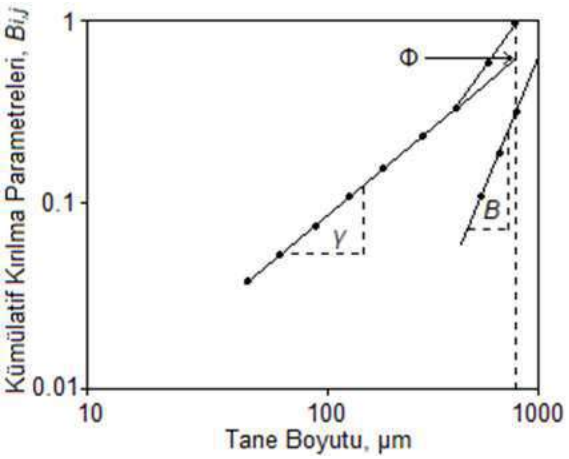
Burada; X_i: i fraksiyonundaki üst boyutu (mm), α ve a: öğütme şartlarına ve malzemenin özelliklerine bağlı olan model parametrelerdir. Kırılan veya öğütülen malzemenin hangi boyut fraksiyonlarına nasıl dağıldığı kümülatif kırılma dağılımı fonksiyonu olarak tanımlanmış ve aşağıda gösterilmiştir.

$$B_{i,j} = \sum_{i=n}^{j+1} b_{i,j} \tag{2}$$

Kısa öğütme süresi verilerinden elde edilen boyut dağılım eğrisini temsil eden bu fonksiyon da, söz konusu parametreler Austin vd. (1984) aşağıda verilen, BII yaklaşımından elde edilen $B_{i,j}$, değerlerine karşı nispi boyut grafiği çizildiğinde bulunur (Şekil 1).

$$B_{i,j} = \Phi_j \left(X_{i-1}/X_j\right)^{\gamma} + \left(1-\Phi_j\right)\left(X_{i-1}/X_j\right)^{\beta} \qquad 0<\Phi_j<1 \tag{3}$$

Burada; Φ_j, β ve γ malzemelerin özelliklerine bağlı olan model parametrelerdir. Bu parametreler, farklı bilya oranları, değirmen çapları vb. için aynı olup, farklı malzeme özelliklerinde farklıdır (Austin vd., 1984).



Şekil 1. Kırılma dağılım fonksiyonunun gösterimi

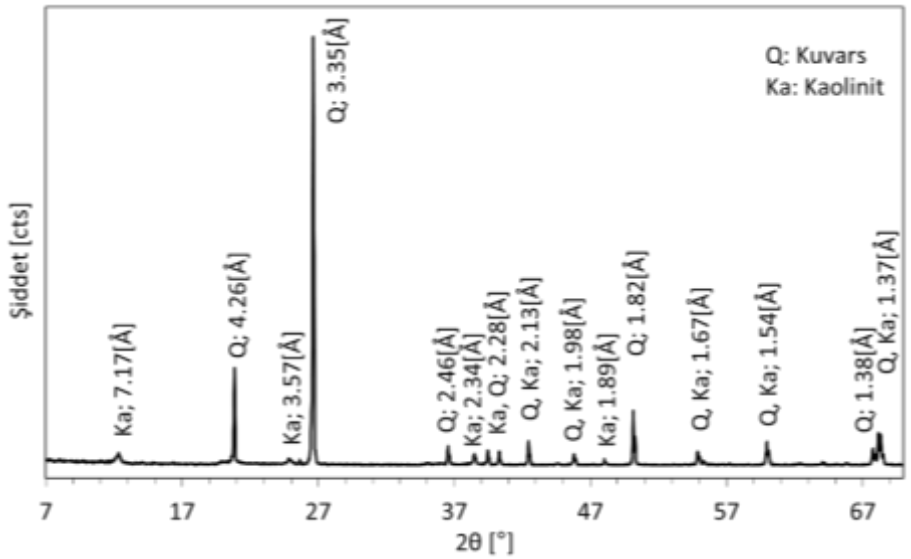
DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Deneysel çalışmada, kullanılan silis kumu örneğinin piknometre ile ölçülmüş ortalama gerçek yoğunluk değeri 2,67 gr/cm^3 ve 106 µm sınama boyutu için Bond iş indeksi değeri (W_i) 18,74 kWh/t olarak belirlenmiştir. Bu numunenin kimyasal analizi Perkin Elmer marka Optima 2100 DV model ICP-OES cihazında yapılmış ve sonuçlar Çizelge 1'de verilmiştir. Çizelge 1'de Al_2O_3 görülmektedir. Bu oksit, Şekil 2'de görülen kaolinit mineralinden kaynaklanmaktadır. Ayrıca silis kumunun lup ile incelenmesi sonucunda yaklaşık 20-30 µm tane boyutuna sahip koyu renkli demirli minerallere rastlanmıştır.

Çizelge 1. Silis kumunun kimyasal analiz sonucu

Oksit	Ağırlıkça %
SiO_2	92,42
Al_2O_3	4,99
Na_2O	-
Fe_2O_3	0,40
TiO_2	0,38
CaO	-
MgO	-
K_2O	0,15
SO_3	-
Kızdırma Kaybı	1,66

Silis kumunun mineralojik kompozisyonu Panalytical X'Pert Pro model X-Işını kırınımı (XRD) cihazında 7-70° tarama aralığında, 2°/dk tarama hızında, Cu Kα (45 kV/40mA) radyasyon ile belirlenmiştir. Şekil 2'deki XRD analizinde, ana mineralin kuvars [ICDD (01-079-1910)] olduğu görülmektedir. Çizelge 1'deki kimyasal analizde görülen Al_2O_3 içeriğinin kaolinit [ICDD (01-080-0886)] türü kil mineralinden kaynaklandığı görülmüştür. Kimyasal analiz ve lup ile incelemede tespit edilen demirli minerallerin miktarları çok az olduğu için XRD analizinde görülememiştir.



Şekil 2. Silis kumunun X-ışını kırınımı diyagramı

Silis kumunun, özgül kırılma hızı ve kümülatif dağılım fonksiyonlarına bağlı kinetik model parametrelerinin belirlenmesi için √2 elek serisine göre 4 farklı dar tane boyut fraksiyonunda (-106+90, -90+75, -75+63, -63+45 µm) sınıflandırılmıştır. Numunelerin kinetik modele dayalı öğütme deneylerinden elde edilen model parametrelerinin tespiti için 15x15cm çap ve uzunluğunda çelikten imal edilmiş değirmen, öğütücü ortam olarak ise 10 mm silpeps bilya kullanılmış, sulu ortamda öğütme işlemi yapılmıştır. Hazırlanan her bir tane boyutu fraksiyonu, kırılma fonksiyonlarının belirlenmesi için kesikli olarak öğütülmüştür. Her öğütme süresi sonunda, değirmenin tamamı boşaltılmış ve numune alınmıştır. Tane boyut dağılımı Malvern marka Hydro 2000G model cihaz kullanılarak ölçülmüştür. Kullanılan bilyalı değirmen karakteristikleri ve deney koşulları Çizelge 2'de verilmiştir. Deneylerde bilyalı değirmenin dönüş hızı, değirmenin kritik hız değerinin %75'i alınmıştır.

Çizelge 2. Bilyalı değirmen karakteristikleri ve deney koşulları

Değirmen	İç çap, mm	150
	İç uzunluk, mm	150
	Hacim, cm^3	2650,72
	Çalışma (N_c[a]=%75), d/d	85
Bilya	Malzeme	Silpeps (dökme demir)
	Boyut, mm	10
	Özgül ağırlık, g/cm^3	6,75
	Hacim doluluğu, %J[b]	30
Malzeme	Örnek	Silis kumu
	Özgül ağırlık, g/cm^3	2,67
	Malzeme yükü, %f_c[c]	0,072 0,096 0,120 0,144
	f_c'ye göre boşluk doldurma oranı, %U[d]	0,60 0,80 1,00 1,20

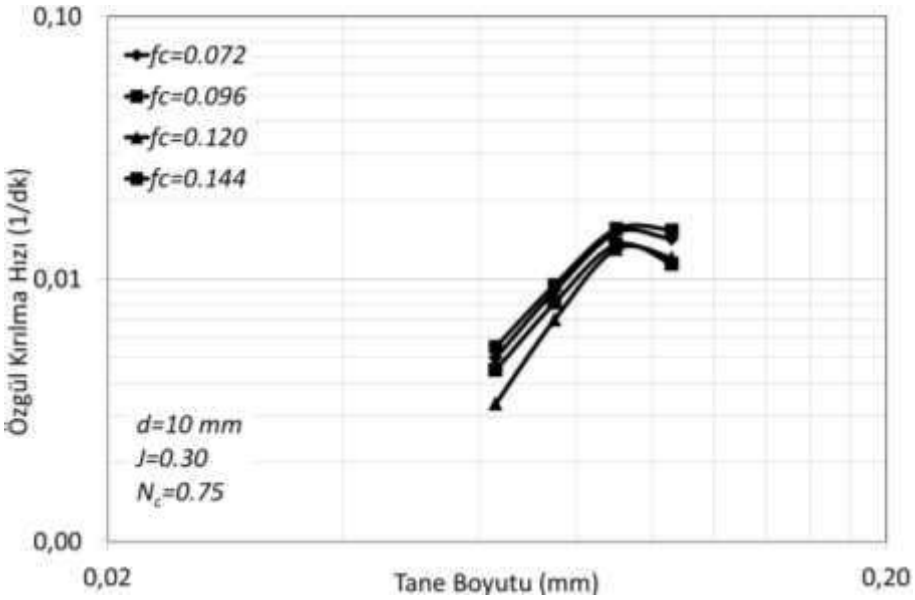
[a] $N_c = 42{,}3/\sqrt{D-d}$ (D, d in metres)
[b] $J = ((\text{mass of balls}/\text{ball density})/(\text{mill volume})) \times (1{,}0/0{,}6)$
[c] $f_c = (\text{mass of powder}/\text{powder density})/(\text{mill volume})$
[d] $U = f_c/0{,}4J$

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Özgül Kırılma Hız Fonksiyonlarının Belirlenmesi

Kırılma hız fonksiyonlarını belirlemek için yapılan deneylerde örneklerin dört farklı besleme tane boyut fraksiyonu (-106+90, -90+75, -75+63, -63+45 µm) kullanılmıştır. Her bir tane boyut fraksiyonu için özgül kırılma hızları (S_i) birinci derece kırılma hız fonksiyonu grafiklerinden hesaplanmıştır. Değirmen çalışma koşullarından, farklı malzeme doluluk oranlarında ve farklı bilya türlerinde belirlenen S_i değerlerine karşı tane boyut fraksiyonu grafikleri çizilmiştir (Şekil 3). Bu grafiklerin doğrusal kısmından hesaplanan α_T ve α kırılma hız parametre değerleri Çizelge 3'te verilmiştir.

S_i ya da α_T değeri arttıkça, etkin bir kırılmanın olduğu ve tanelerin alt boyutlara daha hızlı bir biçimde indiği anlaşılmaktadır.



Şekil 3. Farklı malzeme yükü için S_i eğrileri

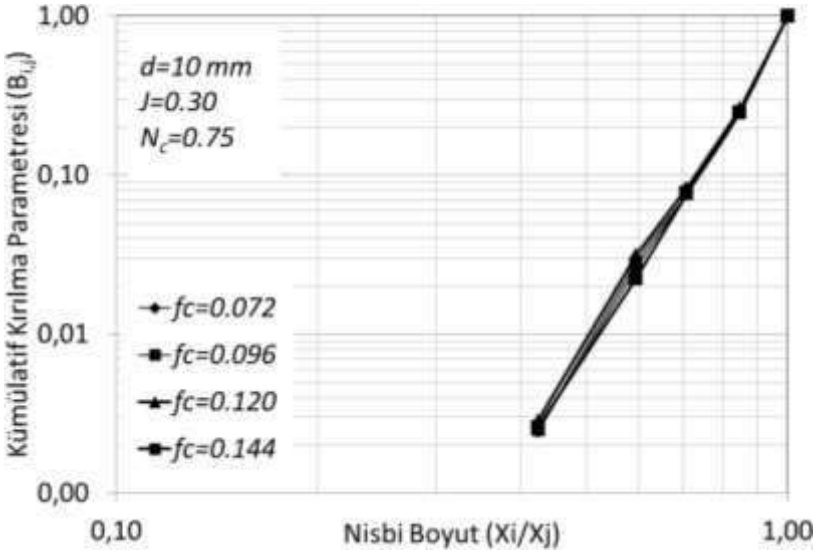
Şekil 3'de, malzeme yüklerinde kırılma hızlarının belirli bir tane boyutuna kadar arttığı ve bir maksimum değere ulaştıktan sonra azalmaya başladığı görülmektedir. Bu değer yaklaşık 90 µm tane boyutunda maksimuma ulaşmış ve sonra azalmaya başlamıştır. 90 µm tane boyutunun üzerindeki malzeme başlangıçta hızlı, daha sonra yavaşlayan bir hız ile kırılmıştır. Pülpün viskozitesi, çok düşük veya yüksek olduğunda öğütme verimliliği azalmaktadır. Burada, pülpün viskozitesini tane boyutu etkilemektedir. Tane boyutu irileştikçe, pülpün viskozitesi azalmış ve şarj içerisindeki enerji iletiminin ve öğütme bölgesindeki tanelerin zayıf konumda kalmasına neden olarak değirmenin etkinliği azalmıştır (Özkan ve Yekeler, 2001). Malzeme doluluk oranlarına göre değişik dar besleme tane boyut fraksiyonları için birinci derece kırılma kinetiğine uyduğu görülmüştür.

Tane boyutuna bağlı kırılma hızlarına bakıldığında, tane boyutu büyük olan malzemenin birincil kırılma hızı daha yüksek olduğu da görülmüştür. Bunun sebebi, tane boyutu inceldikçe; kırılmaya etken olan düzensiz gelişmiş çatlakların azalması, geometrik etki nedeniyle bilyalar tarafından tanelerin kavranmalarının zorlaşması, yaklaşık 20-30 µm tane boyutuna sahip koyu renkli demirli minerallerin tane boyut aralığına yaklaşılmış olması söylenebilir. Ayrıca 90 µm tane boyutlarından sonra kırılma hızındaki düşüşün sebebi, bu tane boyut aralıkları için kaolen miktarının daha düşük ve kuvars miktarının daha yüksek olmasıdır.

Kümülatif Kırılma Fonksiyonlarının Belirlenmesi

$B_{i,j}$ değerlerinin normalize edilebildiği ve boyuttan bağımsız olduğu belirlenmiştir. Değirmen çalışma koşullarından, farklı malzeme doluluk oranlarında ve bilya doluluk oranlarında belirlenen $B_{i,j}$ değerlerine karşılık nispi boyut (X_i/X_j) grafikleri çizilmiştir (Şekil 4). Bu grafikten hesaplanan Φ_j ve γ model parametre değerleri Çizelge 3'te verilmiştir.

γ değeri azaldıkça ince malzeme oranının arttığı ve Φ_j değeri arttıkça en üst boyutların bir alt boyuta daha hızlı kırıldığı anlaşılmaktadır.



Şekil 4. Farklı malzeme yükü için kümülatif kırılma dağılım fonksiyonları

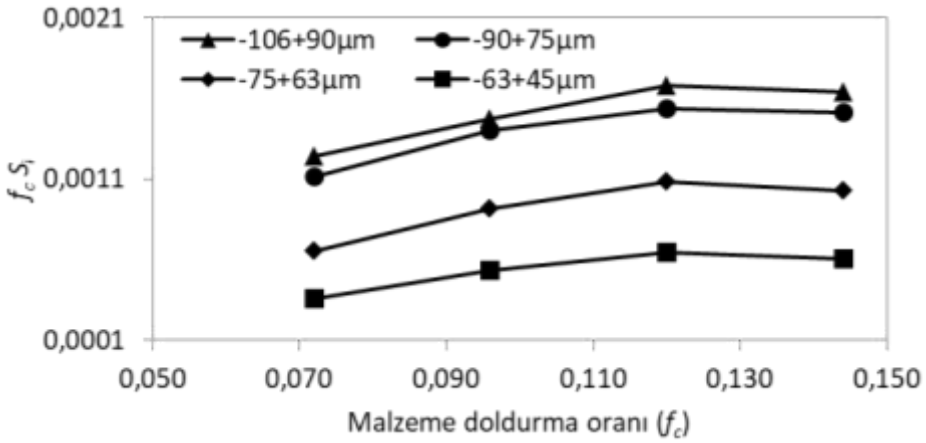
Çizelge 3. Silis kumunun farklı malzeme yükü için model parametreleri

f_c (%)	U (%)	a_T	α	Φ_j	γ
0,072	0,60	1,40	1,69	0,818	6,763
0,096	0,80	1,52	1,70	0,858	6,773
0,120	1,00	1,78	2,13	0,900	6,670
0,144	1,20	0,73	1,48	0,732	6,603

Şekil 3, 4 ve Çizelge 3 incelendiğinde, malzeme yükü arttıkça, a_T değerleri değirmen için ideal malzeme yükü olan f_c=0,120'de en yüksek değere ulaştığı tespit edilmiştir. γ değeri f_c=0,120'de azalmış yani ince malzeme miktarı artmıştır. Φ_j değerinin de a_T değeri ile paralel olarak değiştiği gözlenmektedir. Kırılma hızı değerlerine bakıldığında, en düşük (f_c=0,072) ve en yüksek (f_c=0,144) malzeme doldurma oranlarında düşük kırılma hızı değerleri elde edilmiştir. f_c=0,120'de daha yüksek kırılma hızı değerlerinin elde edilmesinin nedeni, pülp yoğunluğuyla alakalıdır. f_c=0,120'nin sahip olduğu pülp yoğunluğu değerine kadar, artan yoğunluk ile kırılma hızlarında görülen artış, bilya-bilya çarpışma bölgesinde daha yüksek katı içeriğinin toplanmasından ileri gelmektedir. Ancak, bu pülp yoğunluğu değerinin üzerinde ve altında ise kırılma hızında azalma görülmektedir. Bunların nedeni olarak, yüksek pülp yoğunluğu nedeniyle viskozitenin artışı sonucu değirmendeki malzeme akış koşullarının zorlaşması ve düşük pülp yoğunluğunda ise enerji iletiminin sağlanamamasından olduğu söylenebilir.

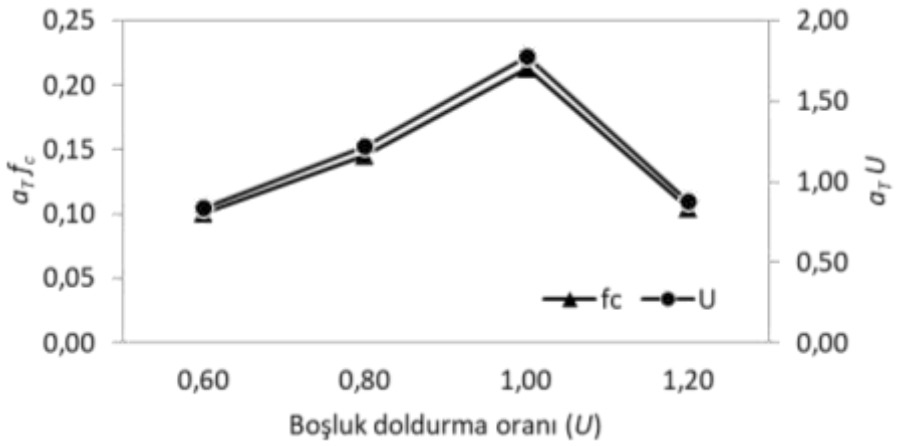
Malzeme Doldurma Oranı İle İlgili İlişkiler

Yapılan bu çalışmada, silis kumunun kırılma parametrelerine malzeme doldurma oranının (f_c) etkisi incelendiğinden dolayı, değirmene beslenen malzeme miktarının bilinmesi önemlidir. Değirmen kapasitesi ile ilişkili olan bu durum için, S_iW veya S_if_c ile belirtilen mutlak kırılma hızının karşılaştırılması uygun olmaktadır (Austin vd., 1984; Özgür vd., 2004; Prasher, 1987). Malzeme doldurma oranına (f_c) karşılık mutlak kırılma hızının (f_cS_i) grafiği çizilmiş ve sonuçlar Şekil 5'te verilmiştir.



Şekil 5. Malzeme doldurma oranı ile mutlak kırılma hızının değişimi

Azami kapasitenin belirlenmesi için ise a_Tf_c ve a_TU ile boşluk doldurma oranı yani U arasındaki ilişkiyi içeren grafik çizilmiş ve Şekil 6'da verilmiştir.



Şekil 6. Doldurma oranı ile ilgili ilişkiler

Şekil 5 incelendiğinde, tane boyut aralığının azalmasına bağlı olarak mutlak kırılma hızlarının beklenen şekilde azaldığı görülmektedir. Çatlak teorisine göre tanelerin boyutları küçüldükçe Griffith çatlaklarının azalmasına bağlı olarak dayanımları artmaktadır. İlaveten, geometrik etki nedeniyle küçük boyutlu tanelerin bilyalar tarafından kavranmaları daha zor olmaktadır. Bu durumlar nedeniyle kırılma hızlarında azalma olmaktadır. Ayrıca malzeme doldurma oranı açısından mutlak kırılma hızı değerlendirildiğinde, fc=0,120'de en yüksek değere ulaşmıştır. Artan S_if_c değeri, öğütmenin enerji kullanımı açısından verimliliğini göstermektedir.

Şekil 6'da azami kapasite değerinin U=1'de olduğu görülmektedir.

YORUM

Dört farklı malzeme yükünde silis kumu örneğinin farklı sürelerde öğütülmesi sonucunda, elde edilen verilerden çizilen grafiklerin lineer bir doğru verdiği ve birinci derece kırılma kinetiğine uyduğu gözlenmiştir. Bunun dışında, $B_{i,j}$ değerlerinin, tane boyutundan bağımsız olduğu da belirlenmiştir.

Si değerlerinin ya da a_T değerinin büyük olması daha etkin bir kırılmanın olacağını ve orijinal parçanın daha çabuk alt boyuta indirgeneceği anlamına gelmekte olup, a_T değerlerinin yani kırılma hızının, malzeme yükü f_c=0,120 doluluk oranına kadar sırasıyla 1,40, 1,52, 1,78 şeklinde arttığı ancak sonrasında hızlı bir şekilde 0,73'e düştüğü görülmüştür.

Φ_j değerinin artması sonucunda en üst boyutların bir alt boyuta daha hızlı kırıldığı anlaşılmaktadır. a_T değerleri ile aynı eğilimde olduğu ve f_c=0,120 doluluk oranına kadar sırasıyla 0,818, 0,858, 0,900 değerlerini aldığı görülmektedir.

Azami malzeme ile bilya doldurma miktarı arasındaki oranın (*U*) 1,00'da elde edildiği görülmektedir. *U*=1'de daha etkili kırılma olmuş ve orijinal parça daha hızlı alt boyutlara inmiştir. Bu sonuca varılmasında a_T'nin en yüksek değer olan 1,78 olması etkilidir. En üst boyutların bir alt boyutta daha hızlı kırıldığını göstermek için kullanılan Φ_j değeri de *U*=1'de en yüksek değer olan 0,900'a ulaşmıştır.

y değeri küçüldükçe, ince malzeme miktarı artmaktadır. *U*=1,20'de en düşük değer olan 6,603 olduğunu ve en fazla miktarda ince malzeme elde edildiği anlaşılmaktadır.

Azami kapasite açısından malzeme doluluk oranı (f_c) için en ideal boşluk doldurma oranı 1,00 olarak tespit edilmiştir.

KAYNAKLAR

Aras, A. (2009). Bazı kayaçların mekanik özellikleri ile öğütülebilirliğinin ilişkilendirilmesi. Doktora Tezi, Selçuk Üniversitesi, Konya.

Austin, L.G., Klimpel, R.R., Luckie PT. (1984). Process engineering of size reduction: Ball milling. New York, USA, AIME.

Deniz, V. (2004). The effect of mill speed on kinetic breakage parameters of clinker and limestone. Cement and Concrete Research, 34, 1365–1371.

Deniz, V., Sütçü, N. (2004). Doğal amorf silikanın kinetik öğütme parametrelerine hacimsel bilya ve malzeme doluluk oranlarının etkisi. 5. Endüstriyel Hammaddeler Sempozyumu (s. 13-14). İzmir.

Deniz, V. (2012). The effects of ball filling and ball diameter on kinetic breakage parameters of barite powder. Advanced Powder Technology, 23, 640-646.

Deniz, V. (2016). An investigation on the effects of the ball filling on the breakage parameters of natural amorphous silica. Advanced Powder Technology, 27, 1272-1279.

Erkırelli, F. (2015). Linyit ve taşkömürlerinin bilyalı değirmenle öğütme parametrelerinin karşılaştırılması. Doktora Tezi, Cumhuriyet Üniversitesi, Sivas.

Haner, S. (2017). An investigation of grinding characteristics of Na-feldspar by means of the kinetic model parameters. Sigma Journal of Engineering and Natural Sciences, 35, 275-282.

Haner, S. (2018a). Kaolenin kırılma parametrelerine malzeme doluluk oranının etkisi. Pamukkale Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi, 24, 1304-1307.

Haner, S. (2018b). Silis kumunun kırılma parametrelerinde bilya türünün etkisinin araştırılması. Bilecik Şeyh Edebali Üniversitesi Fen Bilimleri Dergisi, 5, 1-7.

İpek, H., Üçbaş, Y., Yekeler, M., Hoşten, Ç. (2005). Dry grinding kinetics of binary mixtures of ceramic raw materials by Bond milling. Ceramics International, 31, 1065-1071.

İpek, H., Göktepe, F. (2011). Determination of grindability characteristics of zeolite. Physicochemical Problems of Mineral Processing, 47, 183-192.

Özgür, I., Bozkurt, V., İpek, H. (2004). Boşluk doldurma oranının kolemanitin öğütme kinetiği üzerine etkisi. 5. Endüstriyel Hammaddeler Sempozyumu, İzmir.

Özkan, A., Yekeler, M. (2001). Palp reolojisinin öğütme işlemine etkisi ve kontrolü. Madencilik, 40, 40-47.

Özkan, A., Yekeler, M. (2003). Fine dry grinding of zeolite in a laboratory ball mill. Particle & Particle Systems Characterization, 20, 276-282.

Özkan, A., Düzyol, S., Uçbeyiay, H., Ağaçayak, T. (2006). Krom cevherinin kuru ve yaş öğütme kinetiği ve pülp yoğunluğunun etkisi. Pamukkale Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi, 12, 73-78.

Özkan, A., Yekeler, M., Çalkaya, M. (2009). Kinetics of fine wet grinding of zeolite in a steel ball mill in comparison to dry grinding. International Journal of Mineral Processing, 90, 67-73.

Prasher, C.L. (1987). Crushing and grinding process handbook. Great Britain, John Wiley & Sons Ltd.

Samanlı, S. (2008). Zonguldak-Çatalağzı termik santrali katı fosil yakıtı öğütme kinetiğinin araştırılması. Doktora Tezi, Zonguldak Karaelmas Üniversitesi, Zonguldak.

Teke, E. (1998). Kalsit ve baritin ince öğütme kinetiğinin analizi. Doktora Tezi, Cumhuriyet Üniversitesi, Sivas.

Umucu, Y., Haner, S., Tunay, T. (2015). The investigation of effect of wet-dry grinding condition and ball types on kinetic model parameters for kaolin. Journal of the Polish Mineral Engineering Society, 35, 205-211.

Yekeler, M. (1995). Bilyalı değirmenle kuvarsın yaş öğütülme kinetiği. Endüstriyel Hammaddeler Sempozyumu, İzmir.

MODELING OF TRANSPORTATION IN ELECTROSLAG METALLURGY PROCESS

H.F. Shen [1,*], H. Shi [1]

[1] *Key Laboratory for Advanced Materials Processing Technology, Ministry of Education; School of Materials Science and Engineering, Tsinghua University, Beijing 100084, China*
*(*Corresponding author: shen@tsinghua.edu.cn)*

ABSTRACT

Electroslag remelting (ESR) is an effective method for the production of high-quality ingots. In ESR process, the movement of droplets and fluid flow play an important role in heat and mass transfer in slag. In this paper, the droplet formation and movement during ESR process is simulated by means of a magnetohydrodynamic (MHD) and the slag-metal multiphase flow is modeled with Re-Normalisation Group (RNG) k-ε turbulence model. The computational domain includes a layer of slag and a layer of liquid steel. The two-phase flow is tracked with the volume of fluid (VOF) method. Results show that a strong interaction among electromagnetic field, fluid flow and heat transfer. Since the metal has a higher electrical conductivity, the electric current travels through the liquid metal in priority and the current density around the droplet is higher than that in the periphery of the electrode. Hence, the maximum Joule heat and Lorentz force occur in the slag around the metal droplet. Under the electrode, a thin metal liquid film is formed first and then the droplet is formed. The droplet falling causes strong flow in the slag and melt pool. The flow in the slag is more vigorous throughout the process than that in the metal pool. The flow in the slag has two dominant flow vortexes. The colder metal in the liquid metal pool flows downward washing the solidification front in the process.

Keywords: Electroslag remelting; numerical simulation; two-phase flow; metal droplet; multi-physics coupling.

INTRODUCTION

High-quality ingots are becoming more important in mining, metallurgy, machinery, electricity and aerospace with the rapid development of industry. Electroslag remelting (ESR), a method of refining a consumable metal electrode through a molten slag that is electrically heated, is thought as a promising method for the production of high-quality ingots because non-metallic inclusions and sulfur dissolved in the metal can be removed efficiently and compact structure can be obtained (Kharicha at al., 2018). ESR has been widely used in the production of high-quality ingots of special steels or nickel-based superalloys.

Due to the complexity of the mechanism and high temperature, it is very difficult to make industrial scale experimental observations of the phenomena occurring within the molten slag. It is widely accepted that the development of heat and mass transfer at the slag/droplet interface affects the process of the non-metallic inclusion removal and desulfurization directly. Moreover, when the droplet falls through the slag and into the metal pool, it will cause violent flow, which affects the distribution of the temperature field and the heat transfer between the slag and metal. Thus, for fundamental and technical reasons, investigations of how the droplets form at the tip of consumable electrodes and how they behave in the slag pool are important to validate the mechanism and provide value direction to the production. It is also difficult to observe and measure the ESR process due to the opaque materials, high temperature and strong electric current. Hence, many fundamental aspects of this process are still unclear and subject of controversy. During the past decades, many researchers have

devoted significant efforts to understand the electromagnetic phenomenon and slag-metal two phases flow during the ESR process. Some physical models similar to the ESR process have been established to investigate the formation of droplets. Campbell (1970) used a slag containing a transparent substances, such as LiCl-KCl, NaOH, to remelt an electrode comprising low-melting metals. Similar models have also been reported by Cao et al. (2016). An oscilloscope was used to detect the occurrence of a droplet departure in conventional nontransparent slag by monitoring the curve of the voltage. By counting droplets and measuring the weight change of ingot, an approximate size of each droplet was determined (Schlienger and Robertson, 2000). Wang et al. (2017) set up a transparent model to explore the effect of transverse static magnetic field on the droplet behavior in ESR process. Molten ZnCl2 was as the slag and low-melting-point zinc bar was selected as electrode. Although these physical experiments can be used to study the formation and detachment of droplets, understanding the real conditions of the ESR process is still needed.

In recently years, mathematical models, much faster and easier than experiments, have been widely used to simulate the ESR process benefited from the development of the computer and the achievement of the experiment. Kharicha et al. (2011) simulated the electromagnetic field considering influences of the movement of slag-melt pool interface and dripping of droplets through the slag. However, such simulation was computationally expensive. Liu et al. (2017) established a 3D mathematical model to describe the effects of the slag-metal two-phase flow on the distribution of Joule heat and Lorentz force. Dong et al. (2016) built a two-dimensional axisymmetric model and simulated the electrode melting and droplet falling in the slag. However, it is difficult to use the two-dimensional axisymmetric model to predict the asymmetrical phenomena of falling droplets (Wang et al., 2016).

The purpose of the present work is to understand the formation and drop of metal droplets in slag bath of ESR processes based on the three-dimensional model with the primary variables of two-phase flow field. Non-uniform mesh and adaptive time step are employed to speed up the calculation of programs.

MATHEMATICAL MODEL

The complex ESR process involves a range of physical phenomena and their coupling interaction: heat transfer with phase change and fluid convection, the interaction between the turbulent flow and electromagnetic field known as magnetohydrodynamics (MHD). The general transport equation for Alternating Current electromagnetic fields could be expressed by the magnetic diffusion equation. The Lorentz force and Joule heat obtained from the electromagnetic field calculation affect the flow and temperature distribution in slag pool, respectively. The temperature field affects the fluid flow through the buoyancy, and the knowledge of the velocity field and of the turbulence parameters is required in the solution of the convective heat transfer equation. Meanwhile, the slag-metal two-phase flow affects the electromagnetic field as a result of the significant different electric conductivity between the slag and the metal. The process parameters as well as the physical properties of the metal and slag, are listed in Tabs. 1-2.

Table 1. Operating and boundary conditions

Parameter	value	BCs	value
Current, A	1500	$h_{slag\text{-}mold}$, W/m^2·K	400
Melting rate, kg/s	0.01	$h_{ingot\text{-}mold}$, W/m^2·K	400
Temperature of water and environment, K	298.15	$h_{air\text{-}slag}$, W/m^2·K	188
Frequency, Hz	50	ε_{slag}	0.6
Interfacial tension, N/m	0.2/0.5/1.0		
Thermal coefficient of cubical expansion, K^{-1}	0.0001		

The interface between the molten slag and liquid steel melt is tracked with the geometric reconstruction VOF technology. A single set of momentum equations is shared by all fluids. The motion of the slag and liquid metal is turbulent. Consequently, the flow is modeled using Reynolds-averaged Navier-Stokes equations, which has been shown to give a satisfactory reproduction of the time averaged velocity field.

Table 2 Physical properties of metal and slag

Parameter	metal	slag
Density, kg/m^3	7200	2850
Dynamic viscosity, Pa·s	0.006	0.01
Thermal conductivity, W/m·K	30.52	10.46
Specific heat, J/kg·K	752	1255
Electrical conductivity, Ω^{-1}·m^{-1}	714000	250
Thermal coefficient of cubical expansion, K^{-1}	0.0001	0.0004

Figure 1. shows computational model and mesh, and Tab. 3 gives geometrical parameters.

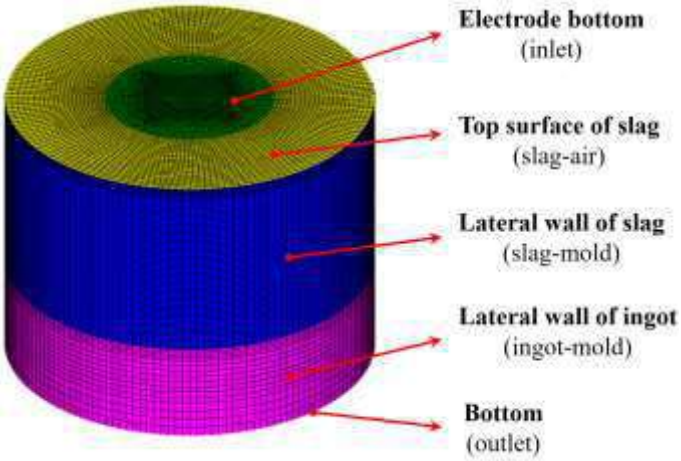


Fig. 1 Computational model and mesh

Table 3. Geometrical parameters

Geometry	value
Electrode diameter, m	0.055
Immersion depth of electrode, m	0.0
Ingot diameter, m	0.12
Slag height, m	0.06
Metal height, m	0.032

RESULTS AND DISCUSSION

Formation of Droplets

Fig. 2 shows the field variations of electromagnetic quantities in ESR process. It is obvious that there are three stages for the droplet motion: (1) formation of droplets at the electrode tip; (2) droplets falling through the slag, and (3) collection of the droplets in a metal pool at the top of the ingot.

At the time of t_0, Fig. 2 (a) shows that a larger current density occurs at the edge of electrode and droplet tip. It is because the current always choose preferentially to flow through the metal droplet to minimize the electric resistance and the current usually aggregates at the conductor tips. Interacting with magnetic field, the current creating the maximum Lorentz force, nearly 30 232N/m^3, at the edge of electrode. The Joule heat is concentrated at the edge of electrode and droplet tip due to the high current density.

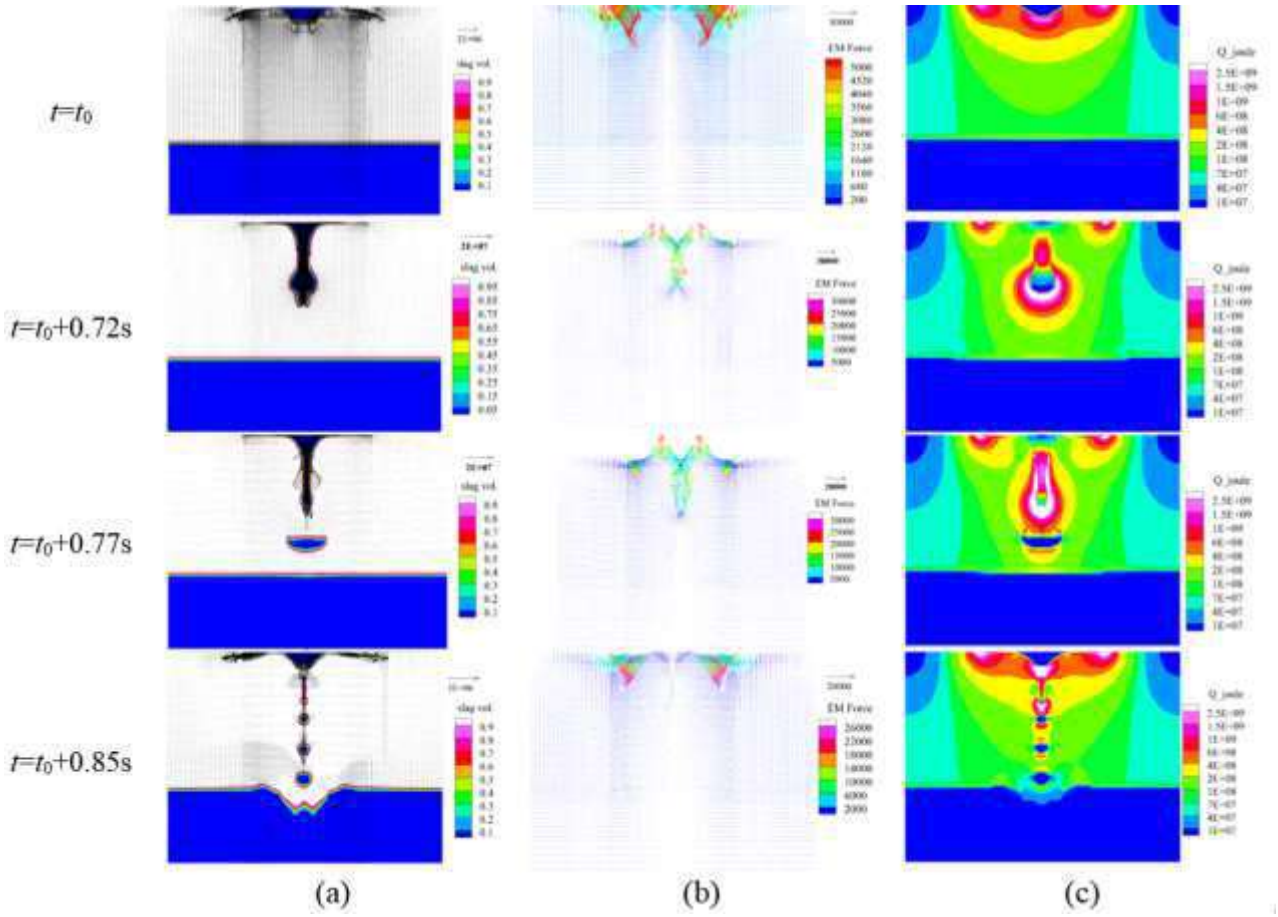


Figure 2. Field variables of the electromagnetic quantities (a) the slag volume fraction, (b) Lorentz force, (c) Joule heat

As the electrode melting and the liquid metal accumulating at the bottom electrode, an elongated faucet forms (shown in Fig. 2) and the necking phenomenon takes place at the time t_0+0.72s under the effect of gravity, Lorentz force and interfacial tension. Almost all of the current passes through the metal faucet to the slag, thus the current from the edge of electrode flows towards the center, which raises the upward Lorentz force as shown in Fig. 2 (b). As a result of large amount of current passing through the faucet, a lot of Joule heat is generated in the faucet.

When the liquid metal at the electrode bottom accumulates to a certain critical value, the gravity of liquid metal is greater than interfacial tension and the formation of droplets occurs. At t_0+0.77s, the departure of the first droplet occurs and a slag gap forms between the droplet and the remaining faucet, shown in Fig. 2 (a). The diameter of the first droplet is about 15mm. Obviously, the surface area of the remaining faucet decreases due to the droplets formation, thus the current density is increasing at the slag-metal surface which cause the generation of Joule heat increasing.

Flow in the Slag and Metal Pool

The evolution of flow and metal pool profile is shown in Figs. 3 (a)-(d). Under the effects of the thermal buoyancy and Lorentz force, the flow in the slag is more vigorous throughout the process than that in the metal pool. The maximum velocity in slag is about 0.65m/s while the maximum velocity in metal pool is about 0.05m/s. There are about three vortexes in the slag and metal pool. The flow in the slag has two dominant flow vortexes. The clockwise flow vortex near the mold wall is driven by large thermal buoyancy because of the extremely fast cooling of the slag. Near the centerline of ingot, the thermal buoyancy becomes weak, and the Lorentz force and the drag of droplets falling are the driven force for the counterclockwise vortex. Although the flow vortexes in the slag interacts with the flow in the melt pool at the slag–metal interface, it does have little effect on the melt flow in metal pool. When the droplets fall down into the metal pool, it will cause local flow and a small counterclockwise vortex is formed near the centerline of mold.

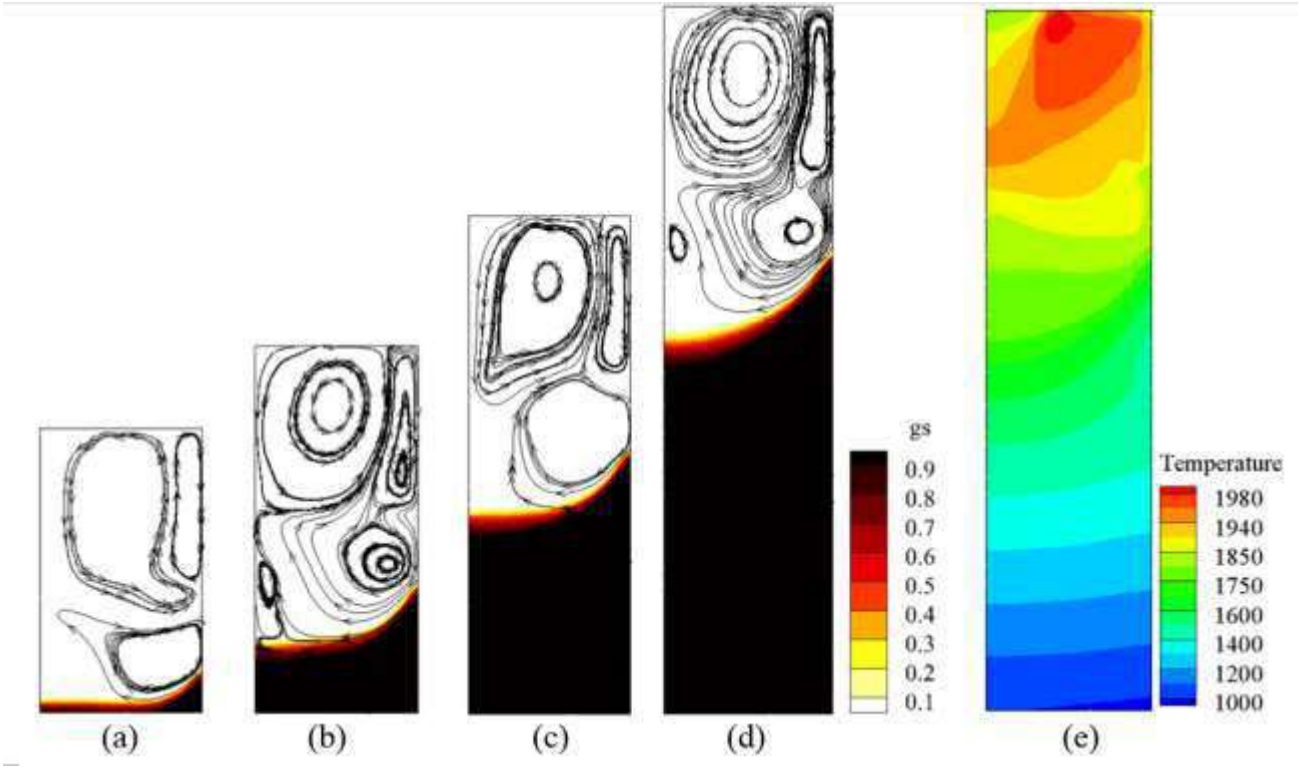


Figure 3. Streamlines, metal pool profile and temperature field (a-d) streamline and metal pool profile at 183s, 444s, 832s and 1374s (e) temperature field at 1374s

Flow in the liquid metal pool is driven by thermal and solutal density differences and a clockwise vortex in the liquid metal pool is formed. The fluid moves along the mold wall in the metal head (i.e., the liquid metal region directly below the slag before solidification begins at the mold) and flows briefly across the solidification front towards the centerline of mold. Then the fluid turns up toward the slag–metal interface and then back to the mold wall. In the solidification front, from the mold wall to

the centerline, the strength of the flow field decreases as the sump becomes hot and the difference of solute is decreased.

Fig. 3 also displays that the metal pool profile changes over the time. At the beginning, the heat dissipation from the baseplate at bottom is strong, and the metal pool profile of ingot is almost parallel to the baseplate. As the ingot grows, the cooling effect of the baseplate weakens and the heat dissipation of the side wall gradually becomes dominant. Meanwhile, the shape of the metal pool changes from “U” to “V”. Fig. 3 (e) represents the temperature distribution. The hottest area locates underneath the midradius of the slag region, and the maximum temperature is about 2030K.

SUMMARY

A 3-D VOF model coupled with a magneto-hydrodynamic model was proposed to simulate the droplet formation and movement during Electroslag Remelting (ESR) process. The model can predict the electric and magnetic field distribution in function of the metal distribution in the low electric conductivity slag. In addition, the effect of the interfacial tension coefficient on the droplets behavior was investigated.

(1) As the melt is a much better conductor than the molten slag, most of the current provided by the electrode chooses to flow through the metallic path. According to the simulation results, the slag-metal two-phase flow influences the current distribution greatly. The Joule heat reaches maximum where current flows from metal into slag.

(2) Under the effects of the thermal buoyancy and Lorentz force, the flow in the slag is more vigorous throughout the process than that in the metal pool. The flow in the slag has two dominant flow vortexes.

(3) Flow in the liquid metal pool is driven by thermal and solutal density differences. The colder metal flows downward washing the solidification front in the process.

ACKNOWLEDGEMENT

This work was financially supported by the project of green manufacturing system integration of MIIT China (2016-64).

REFERENCES

Campbell, J. (1970). Fluid flow and droplet formation in the electroslag remelting process. *JOM,* 22(7), 23-35.

Cao, Y., Dong, Y., & Jiang, Z. (2016). Research on droplet formation and dripping behavior during the electroslag remelting process, *International Journal of Minerals Metallurgy and Materials*. 23(4), 399-407.

Dong, Y., Jiang, Z., & Fan, J. (2016). Comprehensive mathematical model for simulating electroslag remelting, *Metallurgical and Materials Transactions. B*. 47(2), 1475-1488.

Kharicha, A., Karimi-Sibaki, E., & Wu, M. (2018). Review on modeling and simulation of electroslag remelting. *Steel Reserch International,* 89(1), 1-20.

Kharicha, A., Ludwig, A., & Wu, M. (2011). 3D Simulation of the melting during an electro-slag remelting process, Epd Congress, TMS (The Minerals, Metals & Materials Society) (pp. 771-778). San Diego, California.

Liu, S., He, Z., & Hui, C. (2017) Numerical simulation of the formation and the dripping of droplet in the electroslag remelting process, *Thermal Science*. 21(3), 70-70.

Schlienger, E., & Robertson, J.M. (2000). United States Patent 6019811. Metals processing control by counting molten metal droplets.

Wang, H., & Zhong Y. (2017). Influences of the transverse static magnetic field on the droplet evolution behaviors during the low frequency electroslag remelting process, *ISIJ International*. 57(12), 2157-2164.

Wang, Q., Cai, H., & Pan, L. (2016). Numerical investigation of influence of electrode immersion depth on heat transfer and fluid flow in electroslag remelting process, *JOM.* 68(12), 1-7.

OPTIMISATION OF THE CRUSHING CIRCUIT IN A COPPER OPERATION

B. Sönmez [1,*], S. Lynch-Watson [1], S. Villalobos [1], H. Dündar [2], H. Benzer [2]

[1] *Metso, Process Optimization Services*
*(*Corresponding author: birol.sonmez@metso.com)*
[2] *Hacettepe University, Mining Engineering Department*

ABSTRACT

Metso Process Optimisation (PRO) have reviewed and optimised the operating strategies for the crushing circuit in a copper mine in Chile. The aim of the project was to conduct crushing circuit optimisation to maximise plant throughput.

A full circuit survey was conducted followed by a complete mass balance and model fit, and these have been utilized to investigate alternative operating strategies and possible circuit modifications. This project looked at the process variables, from feed properties, through crushing and screening practices and resulted in options for around 13% increase in crushing circuit production. Several options were investigated using the currently available equipment. Further simulations were performed to evaluate a circuit modification, with inclusion of some arrangements.

This paper summarises the major conclusions drawn from the crushing circuit optimisation project performed by Metso PRO.

Keywords: Crushing Circuit Optimization, Data Analysis, Modelling and Simulation

INTRODUCTION

The aim of crushing plant optimization is to develop production and control strategies that maximize the production and the quality of product and which minimize energy consumption. The mathematical simulations can be used as a process design aid for a new crushing and screening plant or as a process optimisation aid for existing plants.

In a typical crushing and screening circuit; the capacity and efficiency of the circuit is influenced by several parameters such as the change in feed size distribution and settings of the crushers and screen efficiencies. The efficiencies of each individual unit affect the whole efficiency of the circuit. Mathematical modelling for each unit in the circuit allows the identification of the response of the units to changes in circuit conditions.

The crushing circuit consists of three stages, each using Metso crushers. A Metso Superior MK-II 60-89 Gyratory crusher are operated as the primary crusher. Secondary crushers are two Metso MP1000 crushers with standard head cone, discharging a minus 100 mm product. The tertiary crushing is carried out with four Metso MP1000 crushers with short head and four single deck Banana screens. The circuit produces a -30 mm final product (P80≈ 17 mm), which is stored in bins feeding the agglomeration process, and then heap leaching. A simplified flowsheet of the crushing circuit is provided in Figure 1.

The Run of Mine (ROM) ore is fed by trucks into the primary gyratory crusher. There is no any intermediate coarse ore stockpile between the primary and secondary crushing stages. The crushed ore is screened through 8’ x 24’ double deck banana screen with 50 mm and 37 mm apertures of top and bottom decks, respectively. The oversize material from both decks is crushed by secondary crushers

operated in open mode with a nominal closed side setting (CSS) of 32 mm. The secondary screen undersize combines with both secondary and tertiary crusher products on the same conveyor belt which feeds the tertiary screens. The tertiary screens are 12’ x 27’ single deck banana screens having an aperture of 30 mm. The screen oversize reports to surge bins before being fed to tertiary crushers same as the secondary crusher. The tertiary crusher with a nominal CSS of 18 mm operates in a close circuit with the tertiary screen where the screen undersize is taken as a final product of the crushing circuit.

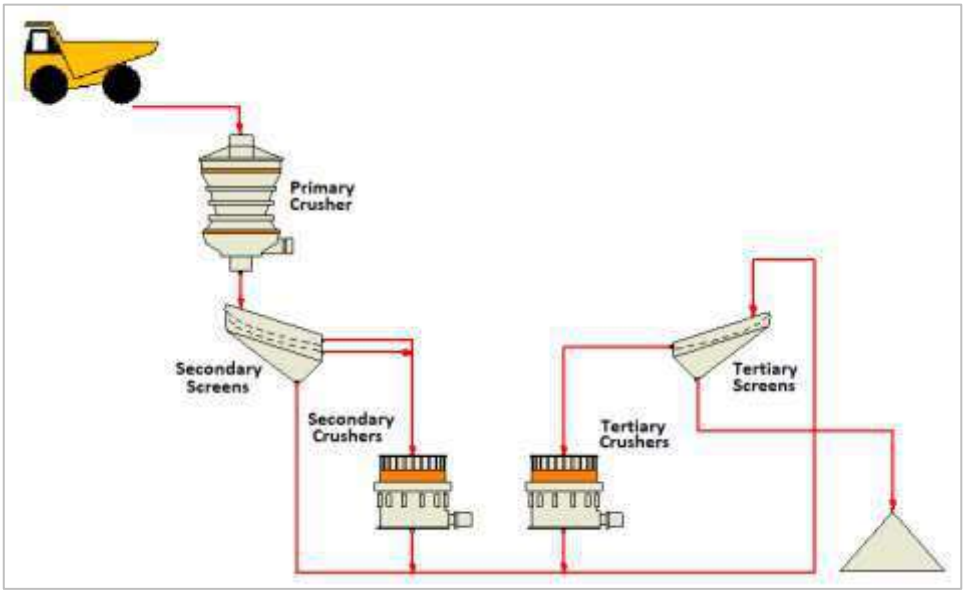


Figure 1. Schematic of the Condestable crushing circuit flowsheet

The crushing circuit was designed to treat around 4000 t/h and achieve a final P80 of 19 mm, however examination of the historical PI data for six months period before the survey indicated that the production capacity at the crushing plant ranged between 2312 to 3568 t/h with an average of 3192 t/h, which was significantly lower than design capacity due to operational issues and variability of ore hardness.

An optimisation project was performed to review current crushing practices and develop the best operating strategies for the crushing plant to increase throughput and improve overall circuit performance.

MODELLING OF CRUSHING CIRCUIT

Investigation of the effect of the operating variables on the existing circuit or different circuit configurations by plant trials is difficult, time consuming and expensive because of the cost of modifying and operating the circuits to conduct these trials. Mathematical simulation of the process is therefore a very valuable tool in order to identify the most promising routes for optimizing the process performance in a cost- and time-effective way. The major benefit of these simulators is that, if used correctly, they can reduce the time and cost element of flow sheet design and allow adjusting the optimum settings of the units in the circuit.

JKSimMet Mineral Processing Simulator, used in this study, is a powerful tool for the analysis and simulation of comminution circuit data. This software includes a number of comminution and classification equipment models. These models predict outputs based on input parameters including both ore characteristics and machine characteristics. Ore parameters are determined from ore characterisation tests, and machine parameters (e.g. breakage rates) are calculated from survey data.

Model fitting is the process by which existing models are customised to an existing circuit. The customised models can then be used to predict the behaviour of the circuit over a wide range of operational conditions; they can be used to simulate the process and solve practical problems of circuit optimisation. JKSimMet uses a least-squares fitting technique; parameters are adjusted until the model best reproduces the observed product.

A detailed description of the models used in simulation studies are given elsewhere (Napier-Munn et al., 2005, Whiten 1972). Andersen and Whiten crusher model for cone crushers was used for simulating crushing operations, while JKMRC (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre) Kavetsky vibrating screen model was preferred for screening.

In the crusher model, the crusher is simplified to a single breakage zone with particles that have a probability of entering and re-entering this breakage zone (Whiten, 1972). A size reduction process mainly consists of repetitive breakage events combined with the breakage probability. The particles subjected to size reduction are first selected for breakage for a given probability. Then the breakage occurs and a new product size distribution is obtained depending on the breakage distribution of the parent sizes.

The model uses the results of breakage testing of coarse particles to predict both breakage and crusher power consumption (Morrell, Napier-Munn and Andersen 1992). The JK Drop Weight test/SMC® test provides ore specific parameters for use in the JKSimMet. In JKSimMet, these parameters are combined with equipment details and operating conditions to analyse and/or predict equipment performance. The SMC® is a laboratory test to measure the breakage parameters of a rock sample (http://www.smctesting.com/documents/Using_the_SMC_Test.pdf). The test provides a cost effective means of obtaining these parameters, in addition to a range of other power-based comminution parameters, from drill core or in situations where limited quantities of material are available. The ore specific parameters can be calculated from the test results.

In the Kavetsky screen model, screening process is defined as the probability of particles reporting to undersize. The probability is represented by number of trials which is actually equal to the number of bounces take place on the screen surface through the screen length for a particular size. The number of trials or bounces is a function of the feedrate per metre of screen width and can be calculated from operating conditions by regression equations.

SAMPLING AND EXPERIMENTAL

The full crushing circuit survey was conducted to develop a comprehensive model of the entire circuit. This involved surveying all accessible streams. The sampling campaign comprised images from three muckpiles feeding the primary crusher and 5 samples taken from stopped, loaded conveyor belts (Figure 2). In addition to these samples, a separate sample was taken from tertiary screens feed to obtain a sample for the tertiary crusher product. This was achieved by operating only the tertiary crushing circuit whilst the secondary crushing stage was running idle.

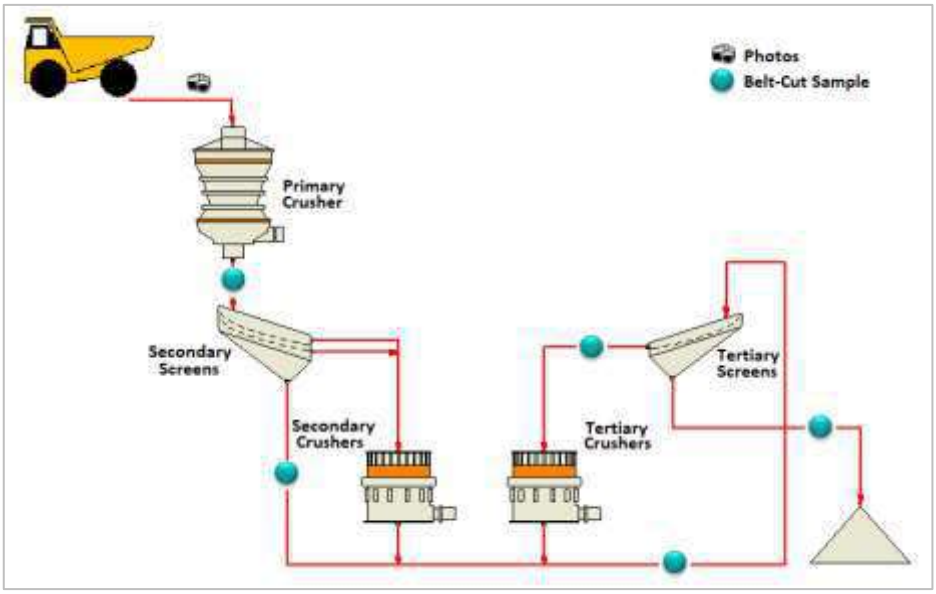


Figure 2. Crushing circuit flowsheet showing survey sampling points

The standard Metso PRO survey procedure was followed. The operating conditions were observed during the survey for a period to ensure crushing circuit steady state conditions. The crushing circuit was then crash stopped for collection of belt samples. Operational data, where available, was collected during sampling to determine production rates and power consumption for each piece of equipment. Sample processing was undertaken by the on-site laboratory and, sieving/sizing results were provided to Metso PRO.

In addition, representative ore samples were collected in the primary crusher product conveyor belts during the survey and were sent to Metso PRO Laboratory in Sorocoba, Brazil, for ore characterisation tests. Tests conducted were the SMC® test for the ore specific breakage parameters and Macon test, developed by Metso for modelling of crushing circuits, for the ore crushability and abrasiveness.

Comprehensive set of historian PI data was also collected for period spanning the survey to review and analysis crushing circuit performance. The complete size distributions of the survey samples and ore characterisation test results, together with the PI process historian data constitute the full survey data.

RESULTS AND DISCUSSION

ROM Sizing

Previous fieldwork studies at numerous operations worldwide have demonstrated that image analysis systems are an effective way to measure ROM size distributions, and a good alternative to full-scale screening. In fact, for post blast muckpiles, this is the only practical way to get a measure of the particle size distribution (PSD). Current commercial systems allow the user to process captured images from muckpiles, haul trucks dumping at the primary crusher or conveyor belts.

During the survey, photographs were captured from the three blast muckpiles feeding the primary crusher. These were then delineated and size distributions estimated with the commercially available Split Desktop software. Image analysis cannot accurately measure fines. Therefore, correction

factors for fines calibration were applied based on the primary crusher product belt cut sample size distribution. An example of a blast muckpile image before and after delineation is shown in Figure 3.

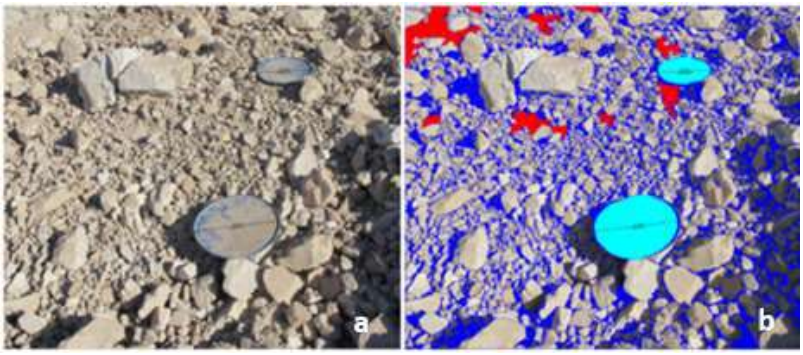


Figure 3. Example of muckpile image before (a) and after delineation (b)

More than fifteen images from each muckpiles were analysed. The comparison of resulting average size distributions is shown in Figure 4. It can be observed that the overall ROM fragmentation results estimated from muckpile images were similar for each muckpiles. Based on the image analysis results, the estimated 80% passing size for average ROM is around 450 mm and the estimated content of "fines", i.e. -19 mm material which is essentially the plant's product is ≈17%.

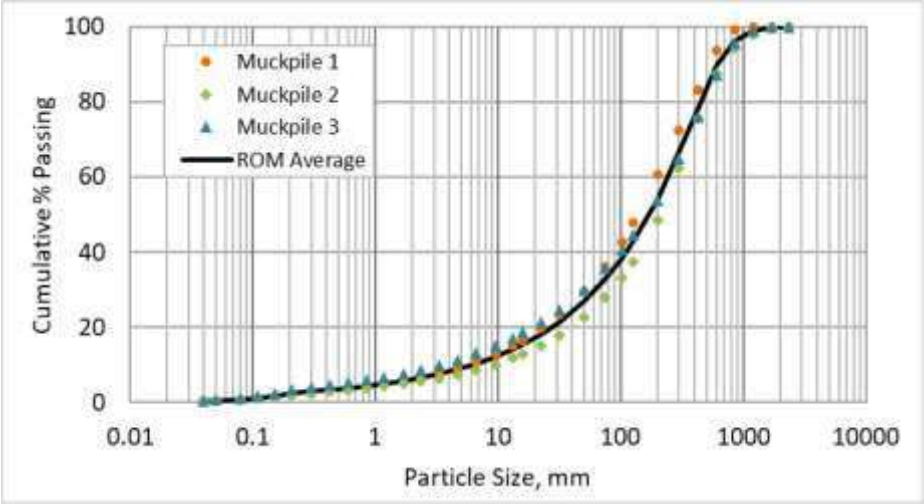


Figure 4. Blast muckpile image analysis results

Mass Balance and Modelling

A mass balance was conducted around the crushing circuit to determine tonnages and size distributions for all process streams and to assess the quality of the survey data. JKSimMet software was used to mass balance the plant survey data. Size distributions and the weightometer data were used in the procedure to arrive at best solution resulting in a minimum sum of error squared (SSQ). It should be noted that mass balancing cannot fix bad data, but the process is useful for assessing the quality of the survey data.

The measured and balanced particle size values were plotted against each other in Figure 5 in order to see the differences after the adjustment by mass balancing. In general, the agreement shown in Figure 5 were in quite good. The results indicate that the survey data can be

confidently used for the crushing circuit model fitting. A summary of experimental and mass balanced tonnages together with 80% passing sizes of each stream around the crushing circuit is given in Table 2.

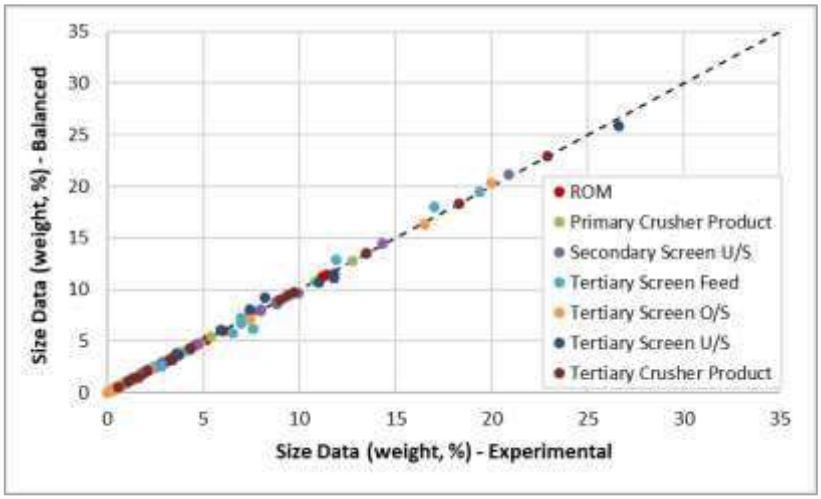


Figure 5. Experimental vs calculated particle size data

Table 1. Summary of experimental and mass balanced data

	Tonnage tph		80 % Passing Size mm	
	Exp	**Bal**	**Exp**	**Bal**
Circuit Feed	3777	3777	444.9	444.9
Primary Crusher Product	3777	3777	103.0	103.0
Secondary Screens O/S		2269		124.0
Secondary Screens U/S	1508	1508	22.3	22.4
Secondary Crushers Product		2269		39.9
Tertiary Screen Feed		5648	30.0	29.9
Tertiary Screens O/S		1871	42.2	42.1
Tertiary Crushers Product		1871	22.7	22.7
Tertiary Screen U/S	3777	3777	17.7	17.4

Following mass balancing, JKSimmet crusher and screen models were calibrated based on survey data and mass balance results to determine the machine dependent parameters characterizing the equipment performance and produce a representative simulation model of the circuit. This in turn provided a “base case” simulation, which can be used as the basis of simulations with changes in operating parameters, such feed hardness, crusher settings, screen apertures, feed rates, etc. The base simulation flowsheet from JKSimMet is shown inFigure 6.

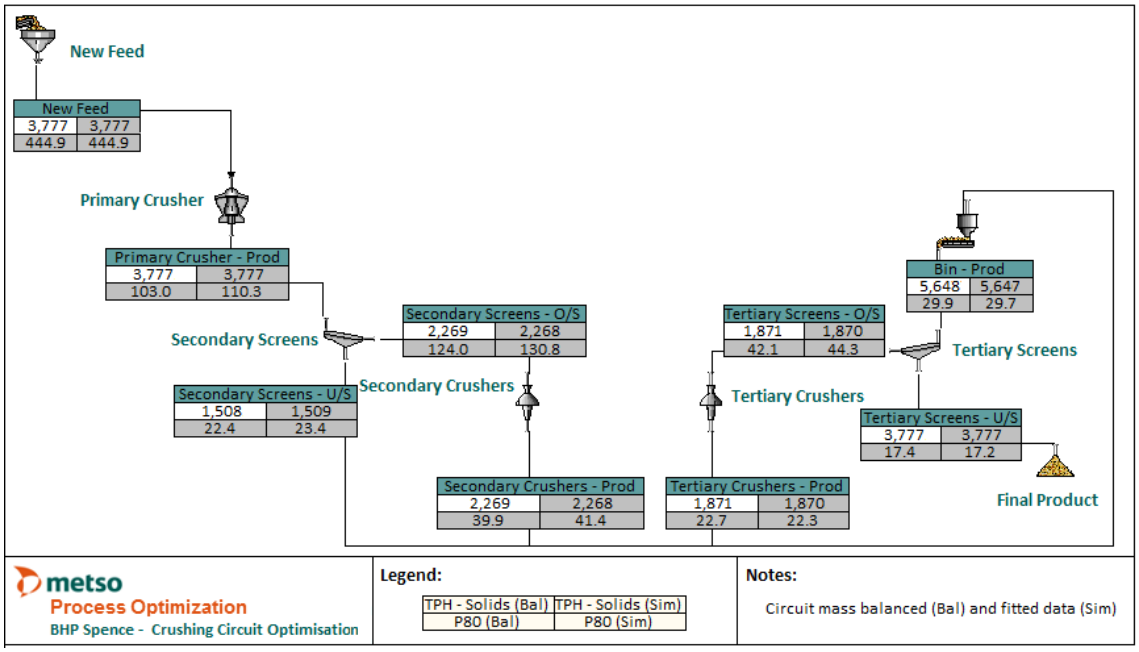


Figure 6. Model fitted flowsheet of the crushing circuit

The model fitting procedure was successful and reasonable representation of the process was obtained, and model fitted parameters were in normal and expected ranges.

Simulations

Upon completion of the crushing circuit model development and calibration using the survey data, a series of simulations were carried out to evaluate the effect of a number of changes to plant operating conditions with a view to increasing throughput.

The most important part of the simulation is to know the operational restrictions or limitations of the circuit or equipment for reasonable simulation scenarios. It is well known that the capacity of a crusher is limited by three factors. These are:

1. **Volumetric capacity:** This is the maximum amount of material that can be physically processed through the crusher. When a crusher is choke fed, it is operating at its volumetric capacity limit.
2. **Power capacity:** The crusher cannot draw more power than its rated power.
3. **Crushing force limits:** This is the mechanical limit of the machine's components. Typically, this is the capacity limitation for crushers treating hard ore with high reduction ratios. Operating at close the crushing force limits for extended periods will typically cause mechanical problems.

Depending on the particular duty, one of these limits will be reached as throughput is increased or closed setting is reduced. The crusher is then at maximum operating capacity for the particular operating conditions. The ideal operation (from a process point of view) is choke fed at close to maximum power, without reaching crushing force limitations.

In this study, the nominal operating conditions of the equipment were considered at all steps of the simulation. For this purpose, a check of the design of the crushing plant was made using Metso Bruno software before the simulation study. Bruno is a tool used internally by Metso for selection of crusher and screen, and circuit design.

The design assessment indicated that:

- The crushers were typically operated well below their power limits,
- The plant bottleneck was the primary crusher. The results suggested that the primary crusher was at or close to its volumetric capacity at the time of the survey,
- The secondary crushers have sufficient capacity (power and volumetric) to handle coarser (increases in primary crusher setting) and harder feed at plant feed rates of up to 4200 t/h,
- There is an excess of tertiary crusher capacity relative to the rest of the plant,
- Secondary and tertiary screen areas are sufficient for 95% efficiency at simulated throughputs up to 4200 t/h, with the current aperture sizes and open areas.

The capacity-limiting criterion was the product conveyor capacity of 4200 t/h. This also approximates the volumetric capacity of the primary crusher, as indicated by the Bruno analysis.

As the Bruno analysis indicated, the primary crusher is a bottleneck limiting any circuit throughput increase. However, there is sufficient capacity in the secondary and tertiary crushers to handle increases in primary throughput. Therefore, simulation studies to maximise the circuit throughput included strategies to maximise the amount of material treated by the primary crusher. An obvious strategy was to increase the primary crusher closed side setting and decrease the feed size of the ROM ore delivered to the primary crusher. The ROM PSDs used in the simulations are estimated which may not represent the actual behaviours of the ore. The following changes were considered by simulation:

- Reduction in ROM size
- Increase in primary crusher closed side setting
- Increase in secondary crushers closed side setting
- Increase in tertiary screen deck aperture
- Increase in the number of tertiary crusher operating
- Alternate flowsheet (Sim 9 and Sim 10)

Data processing showed that the secondary screen undersize and final product had a similar particle size distribution during the survey (Figure 7). Therefore, an alternate flowsheet option which uses the same screen panels in the secondary screen bottom deck with the tertiary screens to short circuit undersize material across tertiary crushers and screens was considered in simulations (Sim 9 and Sim 10). In this option, as shown in Figure 8, the secondary screen undersize material is directly conveyed to the final product stockpile.

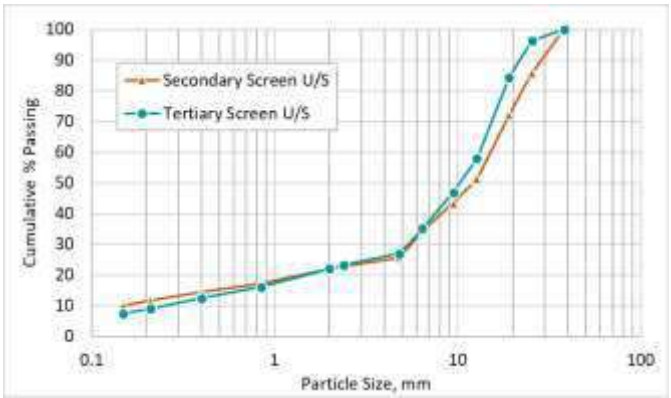


Figure 7. Screen undersize particle size distributions

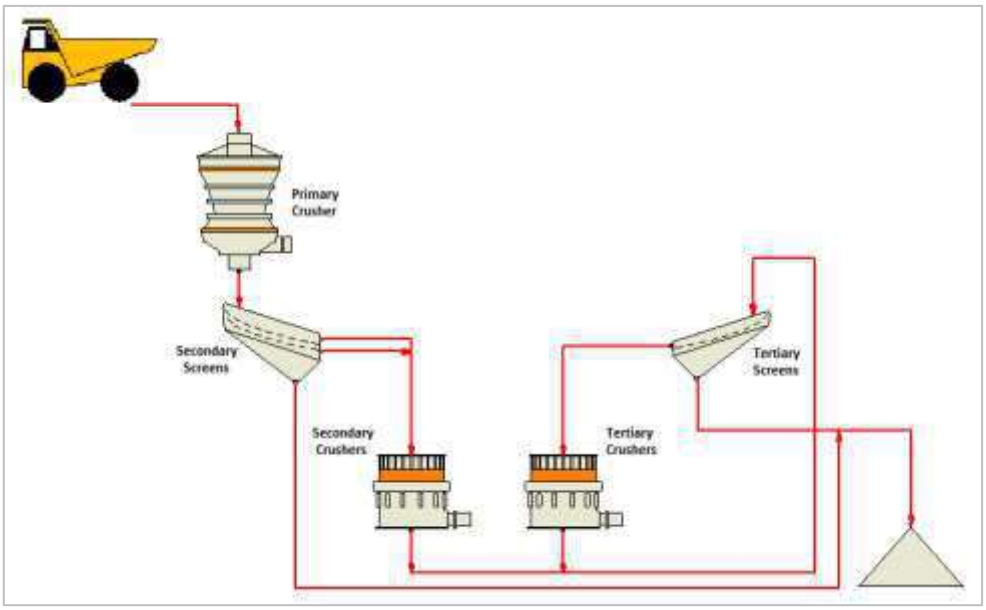


Figure 8. Flowsheet of alternate crushing circuit

Table 2 summarises the simulation results along with the Base Case.

Table 2. Summary of simulation results

	Base Case	Sim 1	Sim 2	Sim 3	Sim 4	Sim 5	Sim 6	Sim 7	Sim 8	Sim 9	Sim 10
Primary Crushing											
Throughput, tph	3777	4200	4200	4200	4200	4200	4200	4200	4200	3777	4200
ROM F80, mm	445	445	445	350	350	301	301	350	301	445	445
Crusher % vol capacity	96	108	90	101	84	96	79	84	79	*97*	*88*
CSS, mm	165	165	190	165	190	165	190	190	190	165	200
Power, kW	377	409	373	367	328	337	298	328	298	377	359
Product P80, mm	110	110	124	110	124	110	124	124	124	110	129
Secondary Crushing											
CSS, mm	32	38	36	36	36	36	36	36	36	32	38
Power, kW	385	379	414	386	411	384	409	411	409	388	412
Screen Aperture, mm	57.5x38	57.5x37	57.5x37	57.5x37	57.5x37	57.5x37	57.5x37	57.5x37	57.5x37	38x30	38x30
Tertiary Crushing											
Number of Crusher	3	4	3	4	4	4	4	4	4	3	3
CSS, mm	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18
Power, kW	411	401	436	351	352	349	351	389	387	380	470
Screen Aperture, mm	38x30	38x30	38x36	38x36	38x36	38x36	38x36	38x30	38x30	38x30	38x30
Crusher feed, t/h	1870	2388	1839	1820	1831	1809	1820	2309	2296	1555	2030
Screen feed, t/h	5647	6588	6039	6020	6031	6009	6020	6509	6496	4045	4897
Recirculating load, %	50%	57%	44%	43%	44%	43%	43%	55%	55%	41%	48%
Final Prod P80, mm	17.2	17	19.1	19.1	19.1	19.1	19.1	17	17	18.3	18.1

The simulation results indicate that changes to feed ROM F80 have little effect on product P80. Rather, primary crusher product P80 is affected mainly by primary crusher gap. Therefore, in simulations with coarser secondary crusher feed, secondary crusher CSS was increased to maintain power draw at levels similar to that of the survey.

Product 80% passing size at the time of the survey was 17.7 mm. This is finer that the required P80 of 19 mm. Therefore, an increase in tertiary screen aperture size is possible. However, there would be no significant benefit in terms of plant operation from this change. An increase in aperture is only recommended if there are advantages for the heap leach operation with coarser crusher product.

For all simulations, P80 and throughput were plotted and are presented in Figure 9. For all simulations except Sim 9, throughput was increased to 4200 tph and maintained constant at this level. All changes aimed at achieving a P80 lower than the required product fineness of 19mm. It can be observed in the graph that the smallest P80 obtained was 17 mm. This was achieved by simulating cumulative effects of more than one change in the crushing circuit.

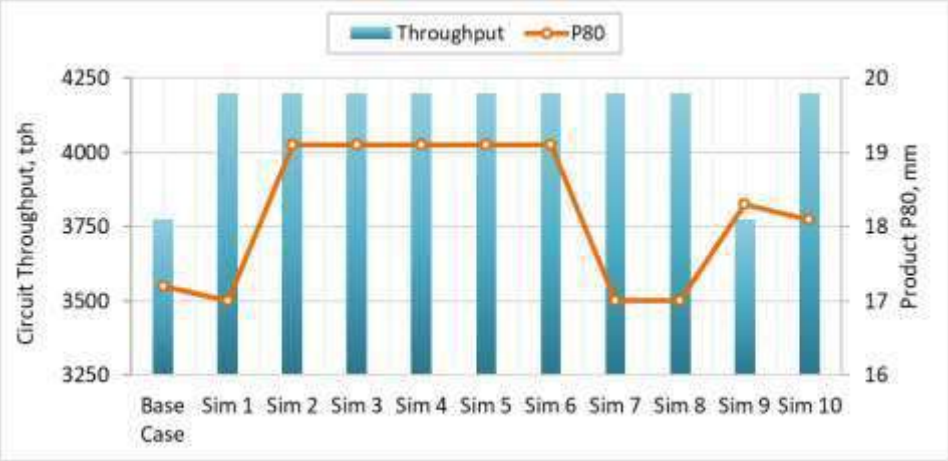


Figure 9. Throughput and P80 for all the simulations

The simulation results indicate that by adjusting the feed size distribution through finer feed, the gaps of primary and secondary crushers and the screen aperture, the improvements in the crushing circuit product are possible without the need for a new circuit arrangement.

An optimised circuit with the same ore characteristics as the survey would increase the circuit throughput to 4200 t/h, while maintaining a P80 of 17 mm. The alternate flowsheet has the advantage of reduced circulating load on the tertiary crushing stages. Therefore the load on the crushers and the screens are reduced. But on the other hand this reduced load on the tertiary crushers didn't present an increased throughput. Besides, this flowsheet would most likely require construction of another conveyor to convey the secondary crusher undersize to the final product, at considerable capital expenditure. Apart from creating extra crushing capacity on tertiary crushers There is no obvious advantage in this alternate flowsheet rearrangement.

CONCLUSION

In this study, data from the plant surveys was used develop site specific models for crushing and screening processes. These site specific models were integrated and used to identify existing limitations and simulate the impact of changes in the size distribution of ROM ore, plant operating parameters and circuit configuration on production capacity. Operational settings of the primary and secondary crushers were altered using the simulation package and the effects of changes in ROM F80 size were

investigated. This allowed the optimum operating gap for each unit, in isolation and in series, to be assessed and the cumulative effect of these changes to plant capacity and product size. An option to use a fine secondary screen to short circuit undersize material across tertiary crushers and screens was also highlighted in this study.

Overall, the simulation results indicated that, with the existing equipment and ore characteristics it is possible to increase plant capacity by up to 13% (compared to the survey) through implementation of proposed changes and operating strategies, while achieving a final product size of 17 mm, which is already finer than required.

REFERENCES

Morrell, S., Napier-Munn, T., & Andersen, J. 1992. The prediction of power draw for comminution machines. Comminution: Theory and Practice, (1st ed), Ed Kawatra, 493p, Publisher: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Napier-Munn, T., Morrell, S., Morrison, R.D., Kojovic, T. (2005). Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation (3rd ed.), Ed Napier-Munn, 413p, Publisher: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre.

Using The SMC Test® To Predict Comminution Circuit Performance, http://www.smctesting.com/documents/Using_the_SMC_Test.pdf

Whiten, W.J. (1972). The simulation of crushing plants with models developed using multiple spline regression, *Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy, 10*, 257-264.

PROPOSED FLOWSHEET DESIGN FOR A CEMENT GRINDING CIRCUIT BY CONSIDERING FINE GRINDING TECHNOLOGY

O. Altun [1,*], C.E. Karahan [1], E.S. Zencirci [1], N.A. Toprak [1], H. Benzer [1]

[1]*Hacettepe University, Mining Engineering Department, 06800 Beytepe, Ankara, Turkey.*
*(*Corresponding author: okyaltun@hacettepe.edu.tr)*

ABSTRACT

While the majority of cement is ground using a tube mill or a vertical roller mill, other industries such as pigment, food and cosmetic industries have shown that jet mill, classifier mill and stirred mill can be an alternative approach for grinding materials. It is well-known fact that fine grinding technologies gives lower specific energy consumption especially in finer size when compared with the conventional grinding equipment. Whereas, possibility of usage of fine grinding technologies should be supported with quality test results since it is the main concern of the whole cement manufacturing process. In this study, conventional cement grinding circuit which process CEM I 42.5 R was sampled and samples were collected for the further evaluations. The aim is to investigate possible use of fine grinding technologies around the cement grinding circuit without deteriorating the product quality. According to the quality developments of various test results, possible circuit configurations were evaluated.

Keywords: Cement**,** comminution, dry grinding, fine grinding.

INTRODUCTION

Cement production is increasing day by day and thus energy consumption resulting from production is also increase. The cement production is reported to be 4.65 billion tons (Cembureau, 2017).According to this report, Republic of Turkey with 75.4 million tons of cement production, 5th of the world production. In the production stage of a ton cement, 100 kwh and 150 kwh energy consumed for 1-ton production it depends on the plant production and 50% of this energy is used in the grinding (Villa, 2005). Energy efficiency has always been an important issue in the cement industry where amount of energy consumption is high.

Recently, energy efficient technologies have reduced energy consumption by adding process (VRM, HPGR, 3rd generation air classifier) and/or using simulation methods. Madlool et al. imply that VRM consumes about 20% lower specific energy than a conventional closed-circuit ball mill (Madlool et al., 2011). Wustner (1986) reported that 30% reduction in energy use was achieved after the conversion of closed-circuit ball mill to a semi-finish grinding circuit with a HPGR. Applications of HPGR in different circuit alternatives have resulted in 10–50% energy savings compared to closed circuit ball milling operations (Patzelt, 1992). Electrical energy savings of up to 8% can be achieved through the use of high-efficiency classifiers. About 15% increase in the grinding mill capacity can be made by replacing a conventional classifier with high-efficiency one (Worrell et al., 2000). Simulation studies concluded that production rate could be increase up to 9.7% that corresponded to energy saving of 8.8% in grinding operation (Altun, 2016).

It is thought that fine grinding technologies used in different industries (ink, limestone, talc), it will be able to be use in the cement sector with product (%80 passing percent) size nearly under 40µm and will provide a reduction in energy consumption. İt is very well-known fact that fine grinding technologies increase energy efficiency especially 100 µm (Jankovic, 2003).

This research can be considered as a preliminary study investigating the availability of fine grinding technology. Aim of this research is to investigate possible usage of fine grinding technologies around cement grinding circuits. For this reason, possible evaluations should be made in different flow streams in the cement grinding circuit since the most important parameter for cement is quality. For this reason, samples were taken from different flow streams of different cement grinding circuits and samples were ground to different fineness. The obtained samples were subjected to quality tests (Water demand, strength). As a result of the study, it has been concluded that the flow streams, which are ground to sufficient fineness, can be used as products. This research is believed to be beneficial for both academic and industry sides with its extensive evaluations and discussions performed for cement grinding circuit.

MATERIALS AND METHODS

Sampling Studies

The research was undertaken at two different grinding circuit where CEM I 42.5R type was processed closed circuit with tube ball mill and high efficiency air classifier. Two different cement grinding circuit was sampled which are Circuit 1 and Circuit 2. Sampling was done in routine production when steady state conditions were established.

Figure 1 illustrated simplified flow sheet of cement grinding Circuit 1 and Circuit 2. As can be seen from Fig. 1 and Fig 2, process occurs in closed circuit and is comprised of two-chamber ball mill, mill filter, an elevator and high efficiency air classifier**.** This study focuses particularly on classifier feed, fine and coarse cement. There is another difference between the circuit 1 and 2, except for the capacity difference. The difference is that the filter streams for the Circuit 2 directly goes to product silo and mixing with separator fine.

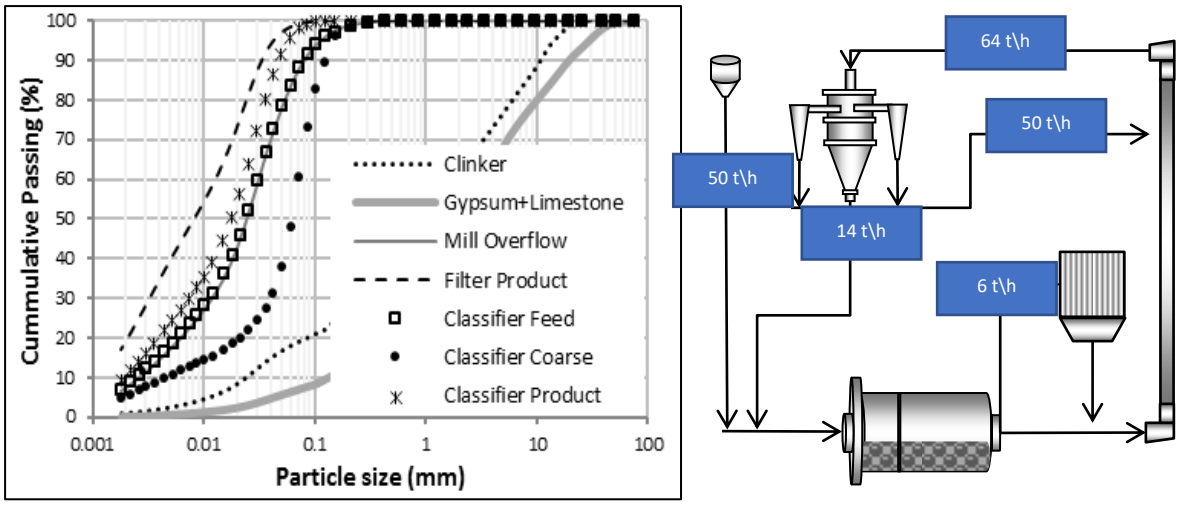


Figure 1. Particle size distributions and simplified flow sheet of cement grinding circuit 1 and particle size distributions

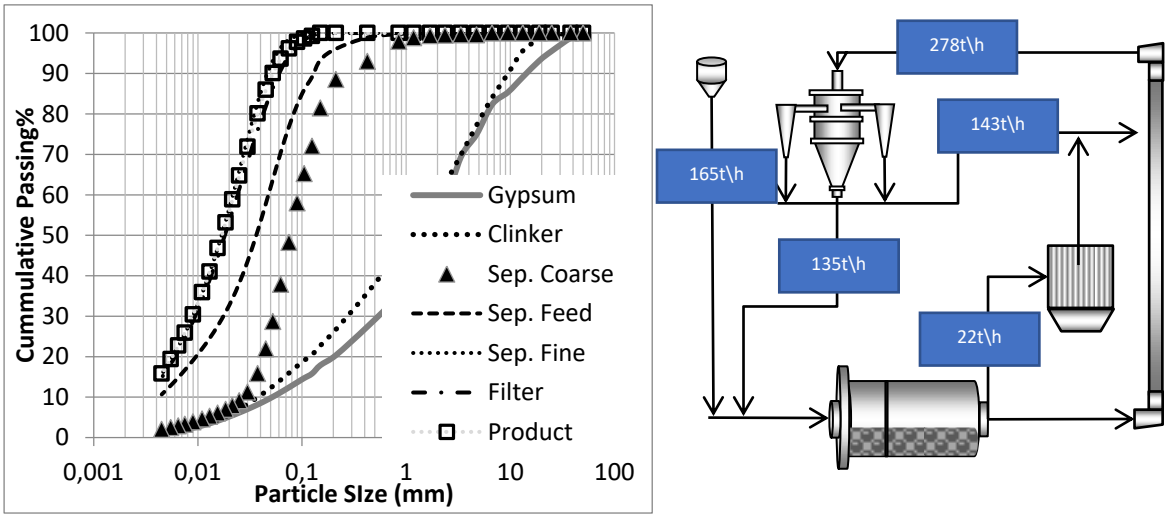


Figure 2. Particle size distributions and simplified flow sheet of cement grinding circuit 2 and particle size distributions

Experimental Studies

The experimental studies included determination of particle size distributions as well as grinding of the products and measuring Blaine and strength properties. Size distributions of the samples down to 4µm were determined by dry sieving and laser diffraction method (Merkus, 2009). The specifications of the material used in this study are summarized in Table 1.

Table 1. Chemical assays of different streams of grinding circuit (TSE EN 169-1)

	CİRCUİT A			CİRCUİT B			
COMPONENT (%)	**FEED STREAM**	**COARSE STREAM**	**FINE STREAM**	**SEP. FEED**	**SEP. FİNE**	**SEP. COARSE**	**PRODUCT STREAM**
SiO_2	18.91	19.75	18.73	19.42	18.87	20.26	19.05
Al_2O_3	5.82	5.81	5.43	5.28	5.12	5.51	5.13
Fe_2O_3	3.21	3.29	2.94	3.22	3.1	3.37	3.1
CaO	63.65	64.44	62.47	63.26	62.98	63.75	62.94
Mo	1.45	1.63	1.49	1.05	1.03	1.05	1.04
SO_3	1.92	1.62	3.14	1.96	2.49	1.26	2.46
Na_2O	0.40	0.50	0.54	0.51	0.5	0.50	0.52
K_2O	0.58	0.57	0.65	0.54	0.55	0.52	0.54
Cl	0.013	0.011	0.022	0.014	0.023	0.018	0.018
L.O.I.	4.02	2.2	3.82	4.04	4.66	3.32	4.63

The grinding test operations conducted in a 305 mm diameter by 305 mm long laboratory ball mill known as Bond mill (

Figure 3) (Bond, 1961). Different streams were ground to different fineness levels. The grinding operations to prepare samples for strength test are summarized in Table 2.

Table 2. Preparation of samples for strength tests

	Circuit 1			**Circuit 2**		
Sep. Feed	Raw	60`ground	120`ground	Raw	60`ground	x
Sep. Reject	Raw	120`ground	150`ground	Raw	75`ground	120`ground
Product	Raw	X	X	Raw	x	x

Figure 3. Bond Mill

RESULTS AND DISCUSSIONS

Effects of Particle Size Distributions on the Quality of Cement

In that part of research, separator rejects and feed samples were ground to different fineness and then quality values of these samples were compared with reference samples which were the final products of the cement circuit. The purpose of this test matrix is to investigate proper fineness to catch near quality results via grinding separator feed and reject streams. Particle size distribution of different streams are illustrated in

Figure 4.

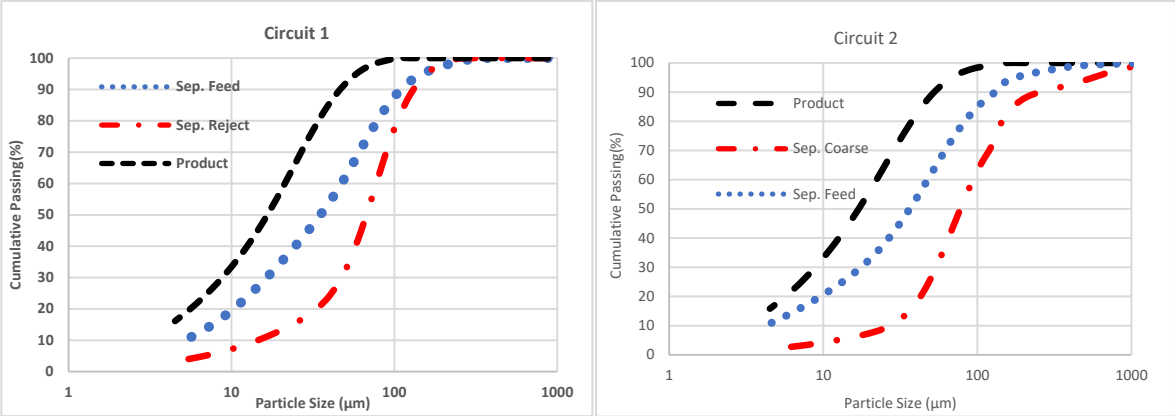


Figure 4. Particle size distributions for fineness study carried out in different flow streams

The capture of product quality data with grinding different flow streams is aimed to be supported by the study in another circuit in order to increase the reliability of the data. The separator feed and reject were ground to different fineness and quality data were compared with the product. For this reason, the separator feed was ground for 60 minutes and the separator reject was ground 75 and 120 minutes with the aid of Bond mill. Then, samples with different fineness were subjected to quality tests (Table 3 and Table 4). D_{50}, D_{80}, RRSB n slope, Blaine and water demand values are presented in the table.

Table 3. D_{50}, D_{80}, Blaine, water demand% and calculated slope values of samples

Circuit 1	D_{50} (µm)	D_{80} (µm)	Blaine (cm^2/gr)	RRSB, N Value	Water Demand %
Product	16.6	34.5	3660	1.11	29.95
Separator feed (60` ground)	16.3	44.2	4320	0.82	25
Separator feed (120` ground)	12.7	37.6	5110	0.83	25.2
Separator reject (120` ground)	16.6	41.3	3950	0.89	24.2
Separator reject (150` ground)	14.9	40	4260	0.89	24.9

Table 4. D_{50}, D_{80}, Blaine, water demand% and calculated slope values of samples

Circuit 2	D_{50} (µm)	D_{80} (µm)	Blaine (cm^2/gr)	RRSB, N Value	Water Demand %
Product	17	37.4	3520	1.04	29.84
Sep Feed (60` ground)	16.03	40.52	4290	0.90	24.35
Sep. Reject (75` ground	22.96	51.54	3500	0.94	24.55
Sep Reject (120` ground)	17.75	46.45	4080	0.86	25.25

Since there are several parameters affecting cement quality, strength values should not be interpreted alone. Rosin-Rammler n slope value is one of the values affecting the quality of cement. The slope of the particle size distribution has always been controversial topic. The slope value (n) represents the slope of the lines indicating the particle size distribution. In other words, n represents a narrow

distribution if the size distribution value is high, while the lower n value gives a wider distribution. The distributions with different slope values have different effects on cement properties. A wider particle size distribution increases packing density and decreases water demand, while a narrower particle size distribution gives higher hydration rates for equal specific surface area (Aiqin, W., et. al., 1999 ;Kuhlmann et al., 1985). They also concluded that in the RRSB the uniformity factor (n) should have an optimal particle size distribution when its near the 1. Kuhlmann et.al indicates that the uniformity factor contributes positively to the development of force when the samples have equal SSA; This was due to the rapid hydration rate due to the narrow size distribution.

The product n value, which is the fine streams of air classifier, which can be seen in Table 3 and Table 4, is higher than others. This information is well correlated with the literature. A narrow particle size distribution, produced by closed circuit grinding with high efficiency separators, influences both cement paste and concrete properties(Summer et al., 1986). From this data, it can be interpreted that the grinding process produce stepper particle size distribution than the classification.

Water use in the cement sector has been investigated by many researchers (Hosseinian and Nezamoleslami, 2016;Shen et al., 2017;Burgos-Montes et al., 2013). As it is understood from the Table 3 and Table 4, the water requirement of separator feed and separator reject ground samples is 5% less than the product.

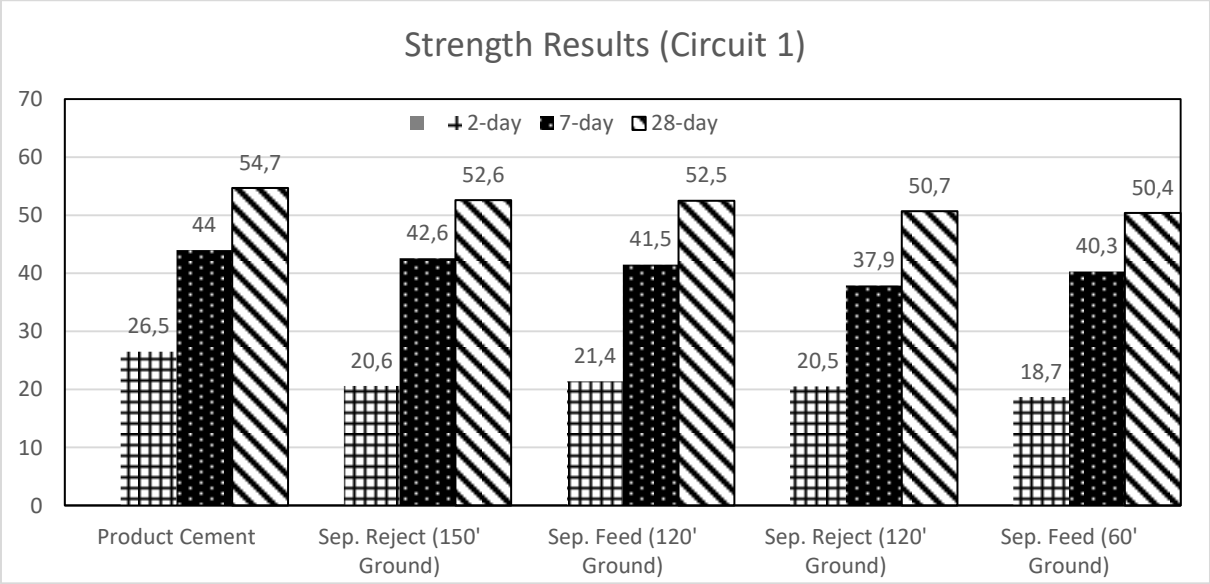


Figure 5. Strength results of tested streams (Circuit 1)

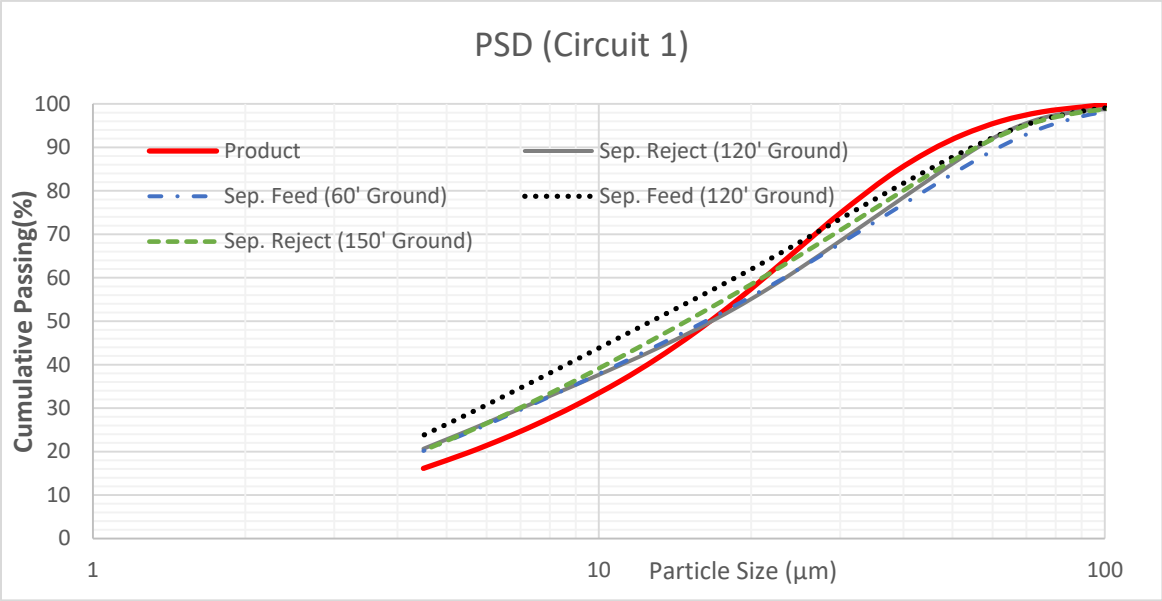


Figure 6. Particle size distributions of tested samples (Circuit 1)

The strength values of Circuit 1 are shown in Figure *5* and the particle size distributions for these samples are presented

Figure *6*. When the particle size distribution is investigated, it is observed that grinding produces wider distribution. Strength values of samples are summarized in

Figure *5*. The results showed that the strengths were lower than the product and while samples were ground finer, similar strengths could be obtained.

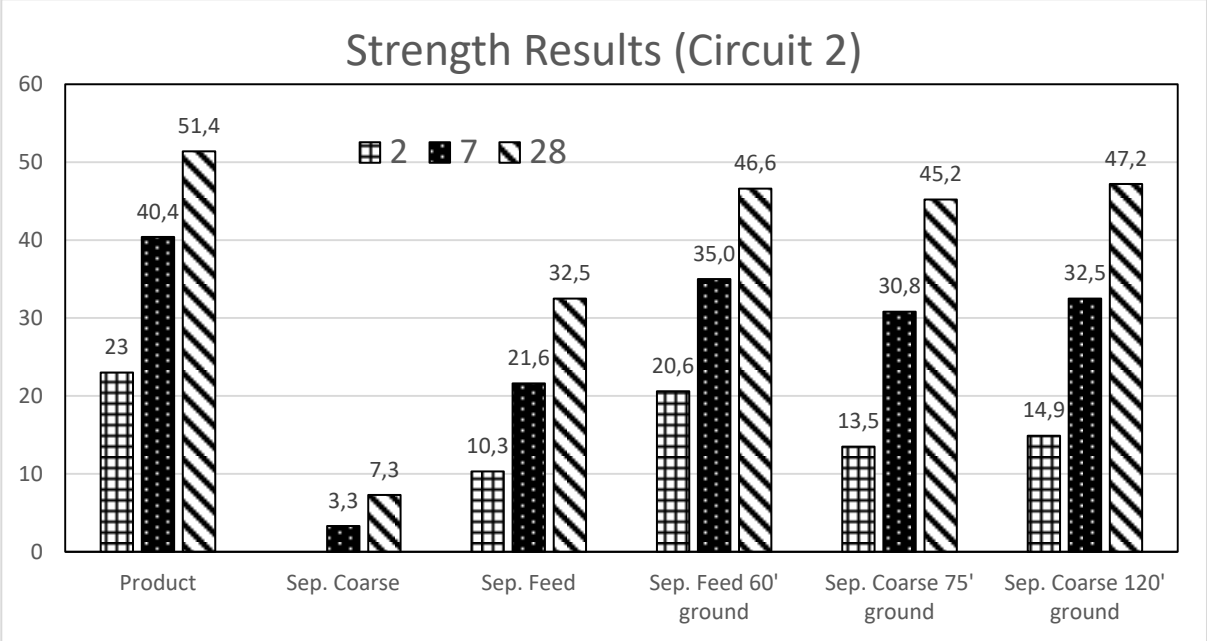


Figure 7. Strength results of tested streams (Circuit 2)

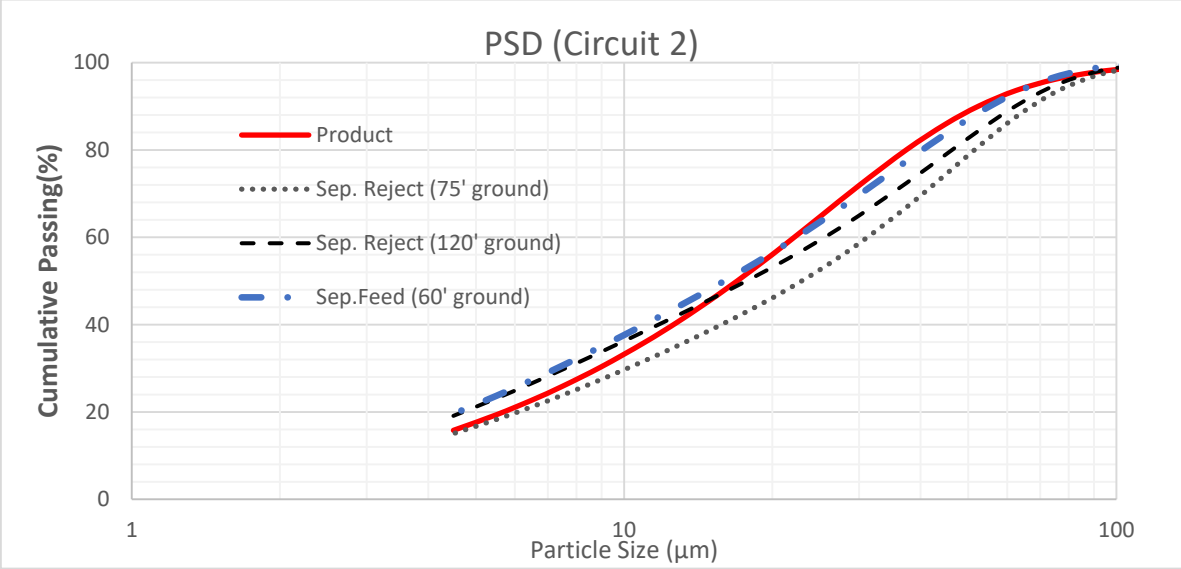


Figure 8. Particle size distributions of tested samples (Circuit 2)

In the 2nd circuit, the separator reject was subjected to two different grinding times, which is 75 and 120 minutes and the separator feed was milled for 60 minutes. Particle size distributions of tested samples are given in Figure *8*. As a result of the grinding studies, 28 days strengths were approached but low strength values were obtained (Figure 7).

When the strength values of samples with different fineness values are examined; In both flow streams, it must be ground finer than product to obtain the same strength as the product. In both circuits, early strength cannot be achieved by grinding the other flow streams. However, water demand of streams (Sep. Reject and Sep. Feed) are lower than product streams.

CONCLUSIONS

In this paper, the possible effect of fine grinding technique on cement grinding circuit was investigated. The most important concern for the cement industry is quality data for this reason the main focus should be given quality data. Experimental studies have shown that the grinding process produces a wider particle size distribution than the classification. As a result of the studies carried out on two different circuits, flow streams ground to different fineness were subjected to quality tests. it is observed that the similar fineness value of the separator feed and separator reject provide approximately 5% water saving compared to the product. This paper can be regarded as a preliminary study to investigate the usability of fine grinding technology in the circuit. It provides promising values in classifier reject and feed quality tests, which are ground to desired fineness. Although quality of the products was investigated, capacity and energy consumption must be interpreted as well. At this point, the effects on capacity and energy consumption will be discussed by going through the simulation stage. To achieve this, equipment-related data or laboratory-scale tests will be required.

ACKNOWLEDGMENTS

The authors gratefully acknowledge the financial support of The Scientific and Technological Research Council of Turkey (TUBİTAK) with project **#216M394.**

REFERENCES

Aiqin, W., Chengzhi, Z., & Ningsheng, Z. (1999). The theoretic analysis of the influence of the particle size distribution of cement system on the property of cement. *Cem. Concr. Res. 29*, 1721–1726.

Altun, O. (2016). Simulation aided flow sheet optimization of a cement grinding circuit by considering the quality measurements. *Powder Technol. 301*, 1242–1251. https://doi.org/10.1016/j.powtec.2016.08.010

Bond, F. C. (1961). Crushing and grinding calculations Brit. Chemical Engineering, (8).

Burgos-Montes, O., Alonso, M.M., Puertas, F. (2013). Viscosity and water demand of limestone- and fly ash-blended cement pastes in the presence of superplasticisers. *Constr. Build. Mater. 48*, 417–423. https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2013.07.008

Cembureau, 2017. Cement Activity.

E. Villa, F.S., 2005. Crushing and Grinding Training Course,Italcementi Group.

Hosseinian, S.M., Nezamoleslami, R. (2016). Water footprint and virtual water assessment in cement industry: A case study in Iran. *J. Clean. Prod. 172*, 2454–2463. https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2017.11.164

Jankovic, A., 2003. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills. *Miner. Eng. 16*, 337–345. https://doi.org/10.1016/S0892-6875(03)00007-4

Kuhlmann, K., Ellerbrock, H. G., & Sprung, S. (1985). Particle size distribution and properties of cement. Part I: strength of Portland cement. ZKG Int. Cem. 38.

Merkus, H.G. (2009). Particle Size Measurements: Fundamentals, Practice, Quality, Vol. 17. ed. pringer Science & Business Media,. https://doi.org/10.1007/978-1-4020-9015-8

N.A.Madlool, R. Saidur, M.S. Hossain, N.A. Rahim (2011). A critical review on energy use and savings in the cement industries. *Renew. Sustain. Energy Rev. 15*, 2042–2060.

Patzelt, N., 1992. High-pressure grinding rolls, a survey of experience, in: Cement Industry Technical Conference, 1992. IEEE. pp. 149–181. https://doi.org/10.1109CITCON.1992.687614

Shen, W., Liu, Y., Yan, B., Wang, J., He, P., Zhou, C., Huo, X., Zhang, W., Xu, G. (2017). Cement industry of China: Driving force, environment impact and sustainable development. *Renew. Sustain. Energy Rev. 75*, 618–628. https://doi.org/10.1016/j.rser.2016.11.033

Summer, M.S.., Hepher, N.M., Moir, G.K. (1986). the Influence of a Narro Cement Particle Size Distribtion on Cement Paste and Cdncrete Water Demand. *8th Int. Congr. Chem. Cem. Vol. 2 778*, 310–315.

Worrell, E., Martin, N., Price, L. (2000). Potentials for energy efficiency improvement in the US cement industry. *Energy 25*, 1189–1214. https://doi.org/10.1016/S0360-5442(00)00042-6

Wüstner, H. (1986). Energy-saving with the roller press comminution process. *World Cem. 17*, 94–96.

QUARTZ BLEACHING BY OXALIC ACID: RELATIONSHIP BETWEEN REJECTION RATE OF IMPURITIES AND COLOR RESPONSE

M.M.A Mohammed [1,*], T. Güler [1], E. Polat [1], N. Çetin [2], Ü. Kuşcu [2]

[1]*Muğla Sıtkı Koçman University, Mining Engineering Department, Muğla, Turkey*
*(*Corresponding author: mumohammed@mu.edu.tr)*
[2]*Mikroman Mining Company, Hisarardı, Yatağan, Muğla, Turkey*

ABSTRACT

Quartz beneficiation has been applied to meet market requirements by physical and/or chemical methods. Chemical beneficiation has long been investigated by inorganic (e.g. sulfuric acid) and organic (e.g. oxalic acid) acids. Oxalic acid bleaching of quartz ore has taken great interest. This work was conducted to investigate the relationship between metal (Fe, Al, Mg) rejection rates and color responses of bleached quartz ore. Bleaching tests were conducted in agitated pulp condition at different oxalic acid concentrations (0.01M, 0.04M, 0.1M and 0.4M) and temperatures (80°C, 90°C and 95°C) for 90 min. Efficiency of process was measured by colorimetric analysis applied on bleached quartz and chemical analysis (ICP-MS) applied on metal loaded leach liquor. Experimental results revealed that mineralogical composition of ore affected the oxalic acid bleaching of quartz ore. Whiteness could considerably be increased, and yellowness was decreased by manipulating the leaching temperature and acid concentration. But, proportional improvement in the redness could not be achieved possible due to presence of insufficiently leached free dark colored particles in addition to the necessity to apply oxidizing potential in strongly acid environment.

Keywords: Oxalic acid, bleaching, metal ion, color response, temperature

INTRODUCTION

Demand on quartz ore has always been high due to the variety of industrial fields where it is involved in. Quartz is associated with other dark color minerals in the earth crust that decrease its purity such as hematite, biotite, rutile, titanite and ilmenite [Yan et al, 1987]. These minerals are separated from the ore using different physical and chemical methods although biological method has been proved to be effective as well (Váradyová et al., 2003; Sarvamangala & Natarajan, 2011). Physically, the concentration of quartz is obtained by using sorting, magnetic separation and in some cases flotation (Al-Maghrabi, 2004; Dehler, 2006; Mowla et al.pany, 2008; Wang et al, 2014). The level of purity obtained by physical methods does not rise up to the level needed in the production of advanced technological products like solar panel and electronic batteries. This is achieved by chemical methods (leaching) by dissolving the coloring impurity minerals by the aid of various chemicals (Ubaldini et al, 1996).

The brightness of quartz ore, which is a measure of purity, is defined by color measures that can be determined by CIELAB color index (L, a, b) using a colorimeter. The “L” scale interprets the degree of whiteness in a range from 0 for pure black to 100 for diffuse white. Positive value for scale “a” represents red color while negative value is the measure of greenness. The scale “b” show yellowness for the positive value (+b) and blueness for negative (-b) (Field, 2004; Green, 1999).

Researches have been made on the chemical purification of quartz using different inorganic acids like phosphoric acid, sulfuric acid and hydrochloric acid, and organic acids (Banza et al, 2005;

Ubaldini et al 1996; Vegliò et al, 1996; Zhang et al, 2012). Among the several organic acids, oxalic acid ($H_2C_2O_4$) is one of the most widely used in the dissolution of iron impurities from quartz ore. This acid dissolves iron oxides both by non-reductive and reductive pathways. The dissolving of iron in oxalic acid results bivalent and trivalent complex iron ions $[Fe^{2+}(C_2O_4)_2]^{2-}$ and $[Fe^{3+}(C_2O_4)_3]^{3-}$. Free Fe^{2+} ion can be identified only in high acid solutions, while free Fe^{3+} ion is not likely to build-up in oxalic acid solutions. In the pH range 1-2, $[Fe^{3+}(C_2O_4)_2]^-$ and $[Fe^{3+}C_2O_4]^{2-}$ ions are stable, while at pH values less than 1, the $[Fe^{3+}HC_2O_4]^{2+}$ is the only complex ion existing in leach liquor (Cornell et al, 1987; Litter et al, 1988; Panias et al., 1996; Torres et al, 1989). The dissolution of iron was reported to be changed by the change in the heat and acidity in the reactor (Lee et al, 2006; Panias et al., 1996). De Endredy (1965) declared that ultraviolet light accelerated the reaction.

Whitening is the characteristic measure for the application arias of quartz ore. This study was performed to determine the relationship between color index and the rejection rates of Fe, Al and Mg by oxalic acid leaching. Effects of leaching temperature and acid concentration on the bleaching of quartz were clarified.

MATERIALS AND METHODS

Quartz ore sample (-300 µm) was provided by Mikroman company located in Yatağan region in Muğla, Turkey. Ore sample mineralogical characterization was performed by XRD, SEM and optical microscopy study. Characterization study revealed that main phase was quartz together with hematite, magnetite, albite, mica, ilmenite and rutile as trace impurities (Güler, 2015). The L, a and b values of the sample were determined as 80.02, 4.28 and 17.31, respectively. Leaching tests were performed by high purity analytical grade of oxalic acid ($H_2C_2O_4$- 99%, Merck) in distilled water. A glass leaching reactor was constructed, in which teflon coated impeller and a thermometer were placed. Agitation was applied at 400 rpm using a mechanical stirrer (M-TOPS MS-3020D). Reactor was closed to the atmosphere by isolating materials. Reactor temperature was controlled by using a hot plate.

The leaching process was conducted at 60 % solid rate. Oxalic acid leaching was applied at different molarities (0.01 M, 0.04 M, 0.1 M and 0.4 M) at constant temperature adjusted to 80^0C. Bleaching tests were also conducted at 90°C and 95°C adjusting the acid concentration to 0.04 M. All testes were set for 90 min. At the end of bleaching process, sample was taken from leach liquor for chemical analyses, which was determined by inductively coupled plasma mass spectrometry (ICP-MS). The material is then washed and the dried in drying furnace (Memmert UNB400) at 105^oC. Color analysis was performed on dried sample using a colorimeter (CNP Spec CS-10) to measure the L, a and b values.

RESULTS AND DISCUSSIONS

The bleaching of quartz was performed at different oxalic acid concentrations and temperatures. Figure 1 represent the change in the rejection rates of Fe, Al and Mg by increasing the acid concentration. Sharp increase was observed up to 0.1 M acid concentration, above which gradual increase continued for the cases of Al and Mg. On the other hand, equilibrium was reached for Fe at the cited concentration. According to Panias et al (1996), types of complex ions are dependent on acid concentration, and therefore pH of the system: trivalent complex iron ion - $[Fe^{3+}C_2O_4]^{2-}$ converts at first into $[Fe^{3+}(C_2O_4)_2]^-$ by increasing acid concentration, and then reaches to equilibrium state forming $[Fe^{3+}HC_2O_4]^{2+}$. In the present system, equilibrium was attained by increasing oxalic acid concentration from 0.01 M to 0.1 M, which refers to a decrease in pH of the leaching system from pH 2 down to pH -0.5. In this stage, cited chemical change was thought to occur. Above 0.1 M oxalic acid concentration dissolution rate of iron stabilized whit the dominating complex ion phase of $[Fe^{3+}HC_2O_4]^{2+}$ (Cornell et al, 1987; Litter et al, 1988; Panias et al, 1996; Torres et al, 1989).

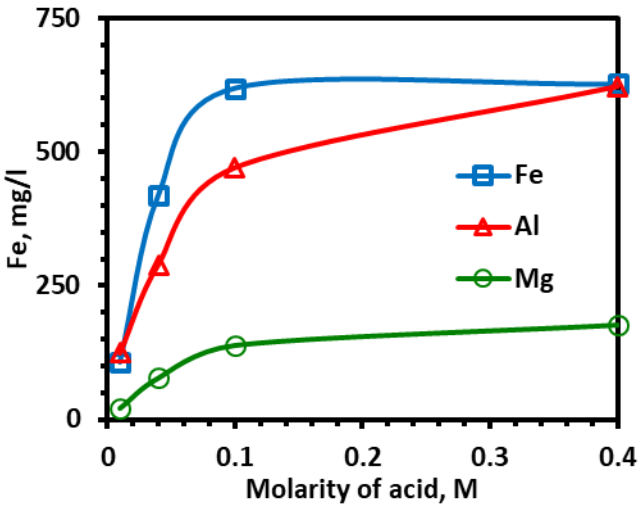


Figure 1. Variation in rejected metal concentration in leach liquor at different oxalic acid dosages

Rejection rate of Al and Mg also increased up to 0.1 M acid concentration. But, further increase was also observed in Al dissolution. Christodoulou et al (2001) proposed that dominating complex ion phase was $[Al_3\ (OH)_4]^{5+}$. By increasing the acidity, the complex Al ion - $[Al_3(OH)_4]^{5+}$ was thought to convert into $[Al_{13}O_4(OH)_{24}]^{7+}$ as going from pH 2 for lowest tested oxalic acid concentration (0.01 M) to pH -1 for the highest one (0.4 M). Mg ion concentration in the leach liquor was reasonably low as compared to that of Fe and Al. Mg ion was thought to come from mica minerals while Al was mainly assigned to albite ($NaAlSi_3O_8$). Such a lower rate of Mg rejection was explained with the lower mica grade of quartz ore. Mg was also thought to be leached as complex ions by complexing agents- oxalic acid (Zhong et al., 2014).

The increase in the rejection rate of the metal resulted in an improvement in the degree of brightness of quartz ore. Figures 2-4 show the relationship between the color index “L”, “a” and “b” values and the rejection rates of the target metals. The “L” value increased linearly with increasing the iron rejection rate. This linear relationship was also observed for “b” value, which is the measure of yellowness. Decrease in “b” value with an increase in “L” value was referred to rejection of ferric impurities. Ferric species imparts an orange color to quartz ore (Ubaldini et al, 1996). The “L” and “b” curves drawn for Mg and Al displayed a parabolic relationship. These responses indicated that Fe rejection rate was directly proportional with whiteness and yellowness although effects of Al and Mg on them were limited.

Curves showing the relationship between “a” value and rejection rates of target metals were obtained in a dissimilar manner. Dissolution of metals at first increased proportionally with the “a” value. Above a limit, increased rate of metal rejection did not reflect on the “a” value. Impurities were thought to be present either as coatings or as free particles. Some of coloring impurities might not be leached due to mineralogical composition in the reducing environment created by oxalic acid (Tuncuk & Akçil, 2014). Some minerals need oxidizing environment to dissolve while some others can be leached in reducing environment (Cepriá et al., 2003; Chiarizia & Hortwiz, 1991; Lee et al., 2007; Veglió et al., 1998). Moreover, coloring impurities as coatings having nanometer size thickness were thought to be removed by oxalic acid leaching up to an acceptable level whereas free particles could not be dissolved completely. Counting tests proved the presence of dark colored particles in the leached samples (Figure 5): number of yellow and black colored particles were determined from a distinct volume of sample which was spread over a unit flat surface area. Number of yellow and black colored particles was so high in the leached quartz sample with 0.01 M oxalic acid that they could not be counted. Then, the counted number for them was taken as 100 for line drawings given in Figure 5. The curves were obtained in

descending order as the concentration of acid increased. But colored particles could not be completely removed even at the highest dosage possible due to presence of free dark colored particles in addition to minerals requiring oxidizing environment to be leached (Cepriá et al., 2003; Chiarizia & Hortwiz, 1991; Lee et al., 2006; Veglió et al., 1996).

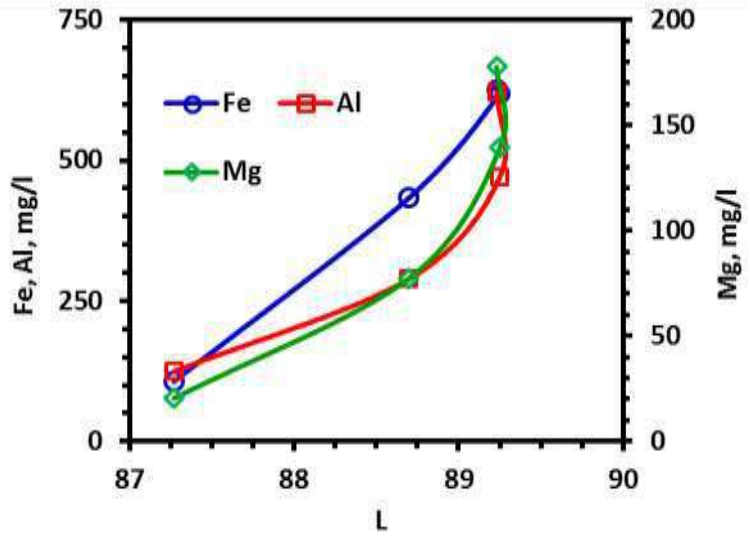


Figure 2. Relationship between rejected metal concentration in leach liquor and color index “L” value response of beleached quartz sample

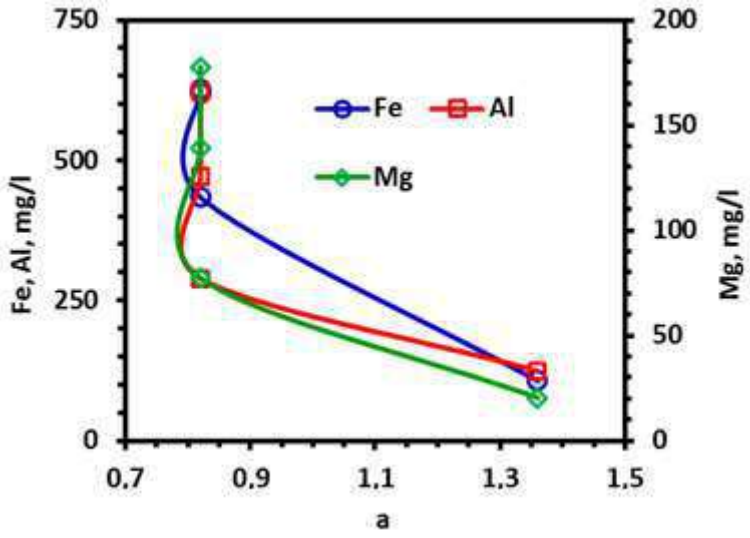


Figure 3. Relationship between rejected metal concentration in leach liquor and color index “a” value response of beleached quartz sample

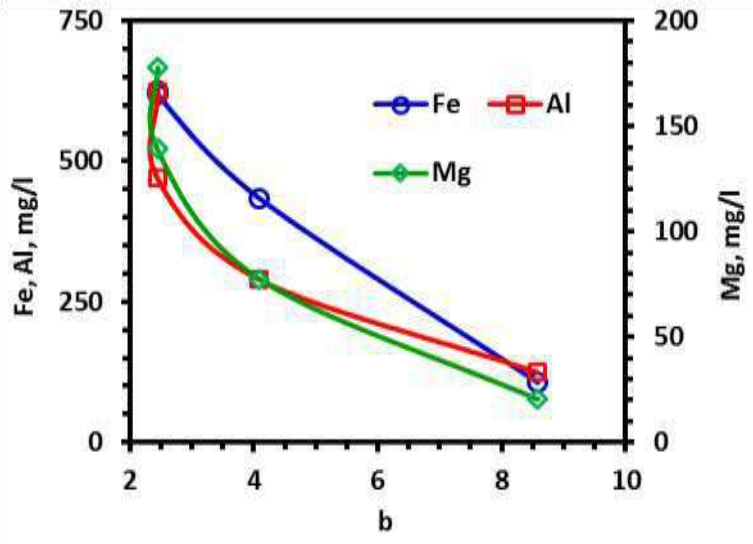


Figure 4. Relationship between rejected metal concentration in leach liquor and color index "b" value response of beleached quartz sample

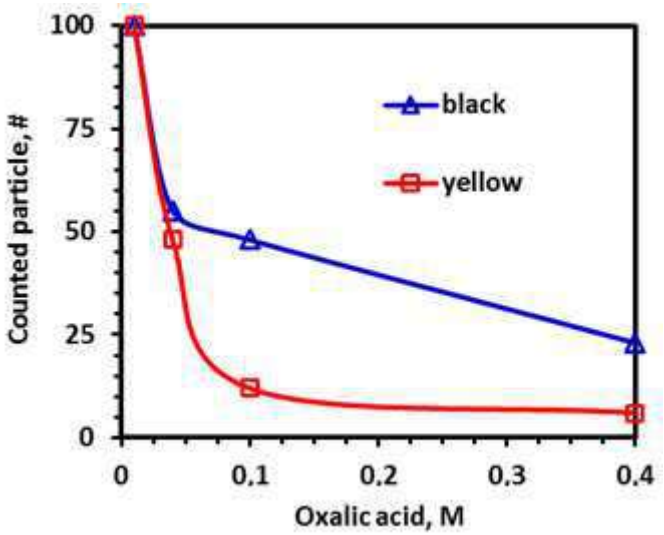


Figure 5. Variation in the number of colored particles in the leached quartz sample with respect to oxalic acid concentration

Metal dissolution rate came to closer to equilibrium dissolution rate at 0.1 M acid concentration (Figure 1), but improvement at the brightness index values above 0.04 M dosage was not so high (Figure 2-4): the "L" value of sample was increased from 80.02 to 88.70 with 0.04 M oxalic acid, and reaches to 89.23 at the highest dosage. The "a" value decreased from 4.28 to 0.82 at 0.04 M dosage, above which it did not change. Those were 17.31, 4.09 and 2.45 for "b" value, respectively. From the comparative evaluation of metal dissolution and brightness index values, investigation on the effect of temperature on bleaching was decided to be performed at 0.04 M oxalic acid concentration. Dissolution of metal ions drew parabolic curve with respect to temperature (Figure 6): metal dissolution increased slightly from 80°C to 90°C, above which change became sharper. Increase in the dissolution rate of Al and Mg above 90°C was more reasonable than that of Fe. On the other hand, improvement rate on the brightness index values "L" and "b" was slightly better for the temperature change from 80°C to 90°C (Figure 7). The "L" value was 88.70, 89.11 and 89.18 for 80°C, 90°C and 95°C while "b" was 4.09, 3.52 and 3.16, respectively. Experimental results revealed that improvement in the brightness was dependent more to

the Fe-rejection. Interesting data was observed on “a” value: bleaching temperature did not cause almost any change (0.82, 0.80 and 0.82 for 80°C, 90°C and 95°C, respectively). Quartz impurities exhibit different leaching behaviors affecting color index “a” value response of material as explained above (Cepriá et al., 2003; Chiarizia & Hortwiz, 1991; Lee et al., 2007; Veglió et al., 1998). Then, some of them was thought not to be leached sufficiently. Additionally, presence of dark colored particles in the leached samples might also contribute onto such results.

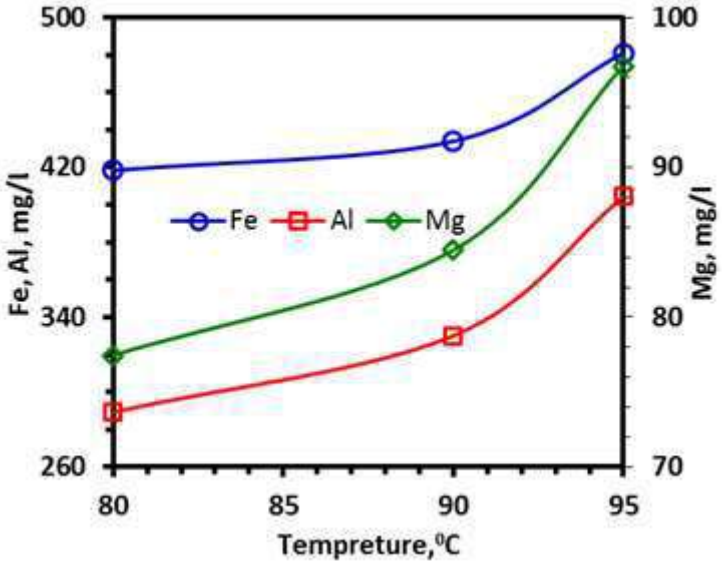


Figure 6. Effect of leaching temperature on the rejected metal concentration in leach liquor

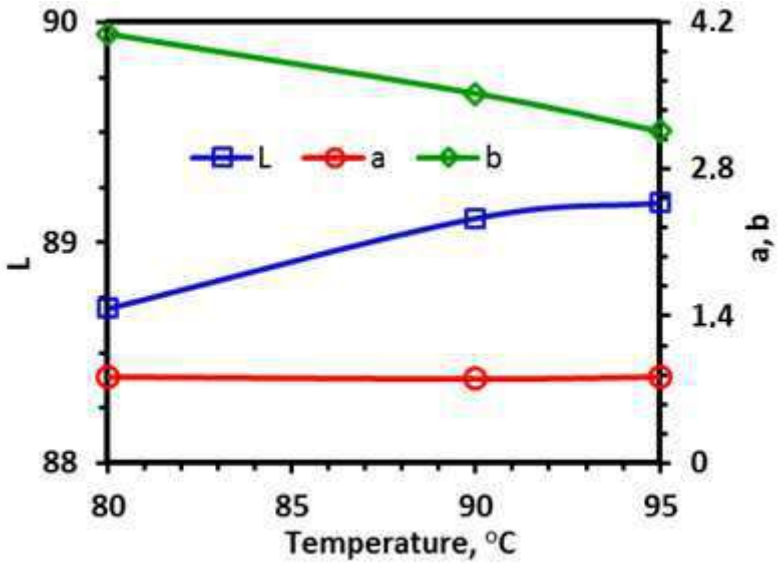


Figure 7. Effect of leaching temperature on the color responses of bleached quartz

CONCLUSIONS

Quartz bleaching by oxalic acid was investigated to clarify the effect of metal (Fe, Al, Mg) rejection rates on the color response. Following conclusions were drawn from experimental works:

- Characterization tests conducted by XRD, SEM and optical microscopy on the quartz ore sample revealed that essential impurities were hematite, magnetite, albite, mica, ilmenite and rutile.
- Rejection rate of metals was observed to be oxalic acid dependent phenomenon: it reached to breaking point at 0.1 M concentration, above which increase in dissolution rate was not reasonable especially for Fe and Mg
- Color analysis demonstrated that Fe rejection rate was directly proportional with whiteness and yellowness although effects of Al and Mg on them were limited.
- Some of the impurities could not be leached in reducing environment created by oxalic acid. They thought to require oxidizing condition to be dissolved.
- Dissolution rates of metals increased reasonably at higher temperatures drawing parabolic curve. However, color response did not exhibit similar trend due possibly to the presence of free dark colored particles.
- Brightest quartz was obtained at 95°C with 0.4 M oxalic acid after 90 min of bleaching. Color responses of bleached sample was measured as 89.18, 0.82 and 3.16 for “L”, “a”, “b”, respectively.

REFERENCES

Al-Maghrabi, M.N.N. (2004). Improvement of low-grade silica sand deposits in Jeddah area. *JKAU: Engineering Sciences*, *15*(2), 113-128.

Banza, A.N., Quindt, J., & Gock, E. (2006). Improvement of the quartz sand processing at Hohenbocka. *International Journal of Mineral Processing*, *79*(1), 76-82.

Cornell, R.M. & Schindler, P.W., (1987). Photochemical dissolution of goethite in acid/oxalate solution. *Clays Clay Mineral*, *35*(5), 347-352.

Cepriá, G., Usón, A., Pérez-Arantegui, J. & Castillo, J.R., (2003). Identification of iron (III) oxides and hydroxy-oxides by voltammetry of immobilised microparticles. *Analytica chimica acta*, *477*(1), 157-168.

Christodoulou, E., Panias, D. and Paspaliaris, I., (2001). Calculated Solubility of Trivalent Iron and Aluminum in Oxalic Acid Solutions At 25° C. *Canadian metallurgical quarterly*, *40*(4),421-432.

De Endredy, A.S. (1963). Estimation of free iron oxides in soils and clays by a photolytic method. *Clay Mineral. Bull*, *29*(5), 209-217.

Dehler, M. (2006). Optical sorting of quartz gravel to reduce the iron content. *Aufbereitungstechnik*, *47*(8/9), 6.

Field, G.G. (2004). Color and its reproduction. Pittsburgh, PA: Graphic Arts Technical Foundation.

Green, P. (1999). Understanding digital color (2nd ed.). GATF Press.

Güler, T. (2015). Report on the chemical and mineralogical characterization of quartz samples supplied by Mikroman Mining. Muğla: Muğla Sıtkı Koçman University, Faculty of Engineering, Department of Mining Engineering.

Litter, M.I., & Blesa, M.A. (1988). Photodissolution of iron oxides: I. Maghemite in EDTA solutions. *Journal of colloid and interface science*, *125*(2), 679-687.

Lee, S.O., Tran, T., Park, Y.Y., Kim, S.J. & Kim, M.J. (2006). Study on the kinetics of iron oxide leaching by oxalic acid. *International Journal of Mineral Processing*, *80*(2-4),144-152

Lee, S.O., Tran, T., Jung, B.H., Kim, S.J. and Kim, M.J., (2007). Dissolution of iron oxide using oxalic acid. *Hydrometallurgy*, *87*(3-4), 91-99.

Mowla, D., Karimi, G., & Ostadnezhad, K. (2008). Removal of hematite from silica sand ore by reverse flotation technique. *Separation and Purification Technology*, *58*(3), 419-423.

Panias, D., Taxiarchou, M., Douni, I., Paspaliaris, I. ;&Kontopoulos, A. (1996). Thermodynamic analysis of the reactions of iron oxides: dissolution in oxalic acid. *Canadian Metallurgical Quarterly*, *35*(4),363-373.

Sarvamangala, H., & Natarajan, K.A. (2011). Microbially induced flotation of alumina, silica/calcite from haematite. *International Journal of Mineral Processing*, *99*(1-4), 70-77.

Torres, R., Blesa, M.A., & Matijević, E. (1989). Interactions of metal hydrous oxides with chelating agents: VIII. Dissolution of hematite. *Journal of colloid and interface science*, *131*(2), 567-579.

Tuncuk, A. & Akcil, A., (2014). Removal of iron from quartz ore using different acids: a laboratory-scale reactor study. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, *35*(4),.217-228.

Ubaldini, S., Piga, L., Fornari, P., & Massidda, R. (1996). Removal of iron from quartz sands: A study by column leaching using a complete factorial design. *Hydrometallurgy*, *40*(3), 369-379.

Vegliò, F., Passariello, B., Toro, L., & Marabini, A.M. (1996). Development of a bleaching process for a kaolin of industrial interest by oxalic, ascorbic, and sulfuric acids: preliminary study using statistical methods of experimental design. *Industrial & Engineering Chemistry Research*, *35*(5), 1680-1687.

Veglio, F, Passariello, B., Barbaro, M., Plescia, P. and Marabini, A.M., (1998). Drum leaching tests in iron removal from quartz using oxalic and sulphuric acids. *International Journal of Mineral Processing*, *54*(3-4), 183-200.

Wang, L., Sun, W., Hu, Y.H., & Xu, L.H. (2014). Adsorption mechanism of mixed anionic/cationic collectors in Muscovite–Quartz flotation system. *Minerals Engineering*, *64*, 44-50

Yan, L.G., Yu, Y.J., Song, S.S., Nan, H.L., Cheng, Y.L., Li, X.M., Kong, Q.W., & Dai, Y.M. (1987). Development of superconducting high gradient magnetic separator for beneficiation of kaolin clay. In Proceedings of the Second World Congress on Non-Metallic Minerals. 17-2.

Zhang, Z., Li, J., Li, X., Huang, H., Zhou, L., & Xiong, T. (2012). High efficiency iron removal from quartz sand using phosphoric acid. *International Journal of Mineral Processing*, *114*, 30-34.

Zhong, L., Lei, S., Wang, E., Pei, Z., Li, L., & Yang, Y. (2014). Research on removal impurities from vein quartz sand with complexing agents. *Applied Mechanics and Materials,* 454, 194–199.

REJECTION OF IRON COLORING IMPURITIES OF QUARTZ ORE BY SULFURIC ACID BLEACHING

M.M.A Mohammed [1,*], T. Güler [1], E. Polat [1]

[1] *Muğla Sıtkı Koçman University, Dept. of Mining Engineering*
*(*Corresponding author: mumohammed@mu.edu.tr)*

ABSTRACT

Quartz purification by bleaching methods has taken great interest for several decades both for conventional and high technology applications like production of optical fibers, construction of silicon cells and semiconductors, where physical methods succeeds partially. This work was performed to determine the effect of pH on the Fe rejection rate and brightness of quartz in oxidizing acid environment created by sulfuric acid. Leaching tests were conducted for 120 minutes at three different pH values (pH 0, pH 0.7, pH 1.1) in an open flow system agitated pulp condition. Sample was taken from metal loaded underflow leach liquor at 15^{th}, 30^{th}, 60^{th} and 120^{th} minutes of leaching to determine Fe dissolution rate by inductively coupled plasma mass spectrometry (ICP-MS). Quality of leached samples were determined by color analyses. Experimental works revealed that quartz-bleaching rate depends on mineralogical composition of ore. Tested ore sample could not be bleached sufficiently in oxidizing environment due to presence of hematite and mica minerals, which requires highly acid reducing condition.

Keywords: Quartz bleaching, sulfuric acid, color analysis, Fe-rejection

INTRODUCTION

Quartz (SiO_2) is the main raw material of several industrial applications especially for glass and ceramic production. Quality of quartz ore depends on the rates of impurities contained in it. Common impurities are hematite (Fe_2O_3), biotite ($K(Fe, Mg)_3AlSi_3O_{10}$), rutile (TiO_2), titanite ($CaTiSiO_5$), albite ($NaAlSi_3O_8$) and ilmenite ($FeTiO_3$) (Güler, 2015; Ubaldini et al., 1996; Zhang et al., 2012). These minerals reduce the quality of quartz ore by decreasing brightness: Ferric (Fe^{3+}) impurities are known to impart an orange color. Ferrous (Fe^{2+}) iron containing impurities decrease brightness of quartz, and Fe^{2+} ion converts into ferric one in oxidizing environment during firing in the conventional ceramic applications. In general, iron impairs the transparency of colorless container glass and high-quality glass (e.g. for tableware and optical glass), and transmission in optical fibers (Ubaldini et al., 1996; Veglio et al., 1998).

The brightness of the ore is defined by the degree of whitening that can be measured by the CIELAB color index (L, a, b) using a colorimeter. The values “L”, “a” and “b” are used as measures of purity for quartz ore. “L” scale interprets the degree of whiteness in a range from 0 for pure black to 100 for diffuse white. Positive value for scale “a” represents red color while negative value is the measure of greenness. The scale “b” show yellowness for the positive value (+b) and blueness for negative (-b) one (Field, 2004; Green, 1999).

Coloring impurities are separated from quartz ore to improve its brightness by exploiting the chemical and physical properties. Physically, as the first step of ore beneficiation, quartz ore is purified by utilizing the color property differences of minerals by hand sorting to remove the dark-colored coarse particles from the ore (Dehler, 2006). Magnetic separation is applied for the rejection of magnetic impurities like hematite, ilmenite and mica minerals according to the magnetic susceptibility difference between quartz and these coloring impurities (Al-Maghrabi, 2004; Arvidson, 1999; Hacıfazlıoğlu, 2011).

Magnetic separation is the commonly applied method due to its simplicity and effectiveness. Another physical beneficiation method is flotation, in which coloring impurities are generally floated. Vidyadhar et al (2014) studied on the flotation separation of quartz from hematite. They pointed out from reverse flotation study that maximum hematite flotation recovery was observed at acidic pH with sulfate, neutral pH with oleate, and at basic pH about 9.5 with C_{12} amine. Sayılgan & Arol (2003) explained both cationic and anionic floatability of quartz by alkalinity of water. Mowla et al (2008) studied the effects of various operating parameters such as type and concentration of collectors, type of acid, pH, conditioning time, solid-in-pulp concentration, particle size and temperature on the hematite removal efficiency by reverse flotation. They showed that the separation of hematite from silica sand by reverse flotation was possible and good selectivity could be achieved.

Quartz ore is also purified chemically by dissolving of the metallic impurities from the surface of the ore, which is called bleaching. Quartz bleaching is performed to remove the metallic impurities to obtain high purity quartz for special applications like manufacturing of solar panels, electronic batteries and other advanced technological products (Akcil &Tuncuk, 2006; Huang et al., 2013; Tuncuk & Akçil, 2016). Zhou (2005) leached about 75% of coloring impurities including Al, Ti and Fe by using 28.6% HF acid at 120 °C. Zhang et al (2012) stated that phosphoric acid was a good leaching agent for iron removal from quartz sand because of its leaching efficiency up to 77.1%. Shen and Peng (2008) studied the removal of iron impurities from Gaoping silica sand using 0.5 M H_2SO_4. They could remove 48.2% of iron impurities of silica sand by 96 h leaching. Jin et al. (2004) started from dressing mineral rock to raise the leaching efficiency, by first roasting the rock to 850 °C. Then, it was quenched by cold water to obtain broken rock into small pieces in a loose way; the broken rocks were ground to 200 μm, and leached by H_2SO_4 at 250 °C for 40 min. They finally obtained the leaching percentage of 96.5% of iron oxide. Tuncuk & Akçil (2016) indicated that quartz was highly purified by leaching with sulfuric acid (H_2SO_4) in the presence of reducing agents (oxalic acid, citric acid, and glucose). Huang et al (2013) explained the leaching efficiency with particle size: it decreased for extremely fine silica sand with increasing stirring speed whereas leaching efficiency of coarse particles increases with increasing stirring speed or higher ultrasonic power.

This study was conducted to determine the relationship between the rejection rate of metallic impurities and whitening level of quartz ore. Quartz bleaching was performed by sulfuric acid at different pH values in an atmospherically sealed reactor. Agitated tank leaching was applied in a continuous flow of leaching agent in an open flow system.

MATERIALS AND METHOD

Materials

Quartz ore sample was provided by Mikroman Company located in Yatağan region in Muğla, Turkey. Sample was -300 μm size with L, a and b values 81.09, 3.50 and 15.53, respectively. High purity analytical grade sulfuric acid (H_2SO_4) is used as bleaching agent (Merck, 95%). Agitated tank leaching was applied using a 1000 ml plastic reactor. Agitation was supplied by a mechanical stirrer (M-TOPS MS-3020D) in which teflon coated impeller was used. Reactor bottom was designed as to allow squeezing under gravity through filter paper coated screen surface. Percolation rate through filter paper coated bottom screen surface was adjusted to 2.57 ml/min squeezing rate using threefold filter papers.

Method

Bleaching was performed by distilled water at different pH values (pH 0, pH 0.7 and pH 1.1) adjusting by sulfuric acid. Pulp solid rate was applied as 60%, which was determined as the optimum value from preliminary works. The pH adjusted leaching solution was continuously fed from top of the

reactor, and equivalent volume of metal loaded leach liquor was allowed to squeeze from bottom under gravity to maintain the solid rate in the reactor. Agitation was applied at 350 rpm for 120 minutes. Chemical composition of leach liquors taken from reactor at 15th, 30th, 60th and 120th minutes of leaching were analyzed by inductively coupled plasma mass spectrometry (ICP-MS). At 120 minutes, leaching was ceased. Then, sample was taken from reactor, and subjected to thorough washing. Bleached and washed quartz sample was dried in a furnace (Memmert UNB400) at 105°C. Color analyses was made on dried samples using a colorimeter (CNP Spec CS-10) to determine L, a and b values of the sample.

RESULTS AND DISCUSSCIONS

Quartz bleaching tests were conducted in an open-flow system agitated tank reactor. Dissolution rate of iron was monitored by sampling the metal loaded underflow of reactor (Figure 1). Rejection rate of iron from quartz ore was identified to increase at all the tested pH values up to 30th minute of leaching. Further increase in the Fe rejection was seen as leaching going on for the cases of pH 0.7 and pH 1.1 drawing a linear relationship with leaching time. Dissolution rate of iron could not reach to the equilibrium in the tested period. On the other hand, sharp increase in the dissolution of iron was observed at pH 0 up to 30th minute of leaching, and then continued to increase slightly.

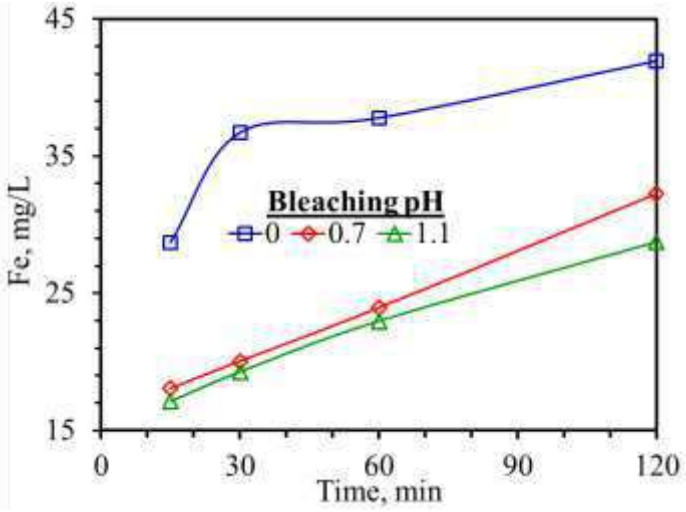


Figure 1. Relationship between leaching time and Fe rejection rate in the leach liquor

Brightness tests were performed to determine the color response of such rejection rates (Figure 2). Color index values drew similar trends. The “L” value increased sharply from 81.09 for ore sample to 86.27 by bleaching at the highest tested pH (pH 1.1). However, whiteness could not be improved significantly by increasing the acidity. Similar results were also observed both for “a” and “b” values. They decreased sharply first, and then gradually. Obtained data revealed that coloring impurities could be rejected by sulfuric acid only at a limited rate.

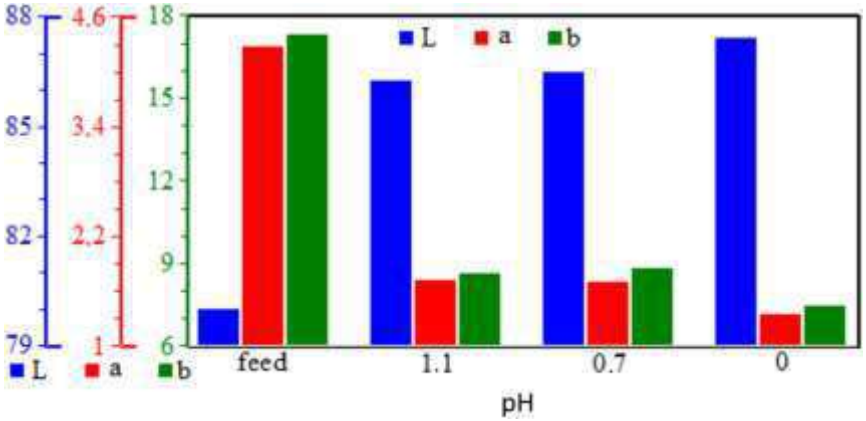


Figure 2. Effect of bleaching pH on the brightness values of quartz ore

Iron dissolution is known to be a pH and potential dependent process (Figure 3). Fe coming from Fe-oxides can be dissolved by decreasing pH and Eh (Alvarez et al., 2006). H_2SO_4 is a powerful pH regulator releasing two H^+ ions. Protonation of surface sites has been proposed to weaken Me–O lattice bonds in the dissolution of iron oxides, accelerating the rate of detachment (Stone & Morgan, 1987; Chiarizia and Hortwiz, 1991). However, presence of excess H^+ ions in the leaching system also means the increased rest potential as going towards lower pHs. Leaching system rest potential was measured around 750 mV. This potential value is closer to the stability limits of Fe. Then, the solubility of iron was proposed to adversely affected at highly oxidizing environment. Moreover, Fe dissolution is also a phase dependent process. Veglio et al (1998) demonstrated that iron in the micaceous fraction was extremely difficult to remove by H_2SO_4 leaching. Cepriá et al (2003) proposes that goethite (FeOOH) dissolves under oxidizing environment while Fe dissolution from hematite and maghemite like minerals requires reducing condition. Lee et al. (2007) stated that goethite dissolved more rapidly than ferric oxide (Fe_2O_3).

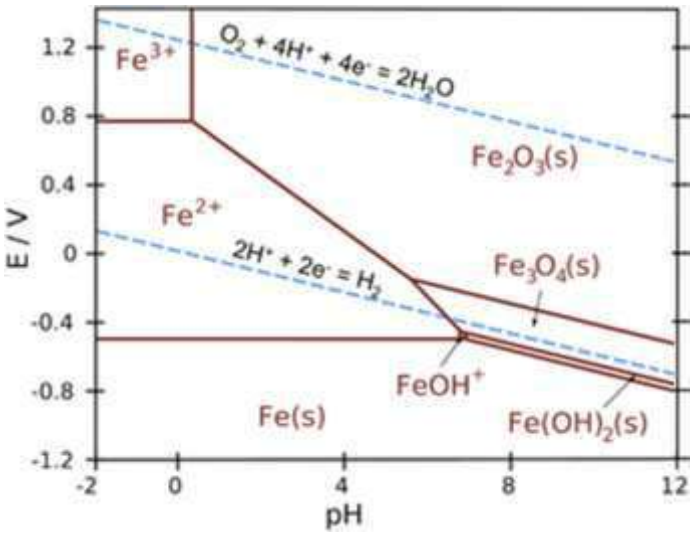


Figure 3. Potential-pH diagram of Fe at ionic concentrations of 1 mM (Anonymous, 2018)

Relationship between color index values and Fe rejection rates for different pHs were given in Figure 4. Both rejection rate of iron and whiteness “L” value increased almost linearly by decreasing pH. But, the change in “L” value was not so significant as a whole: “L” value for pH 1.1 was measured as 86.27 while this value reached up to 87.5 at pH 0. The color index “a” value drew a decreasing line (Figure 5): the “a” values for pH 1.1 and pH 0.7 were measured almost as the same, which were 1.72

and 1.71, respectively. Sharp decrease was measured at pH 0, where “a” value was 1.36. On the other hand, “b” value decreased with a more linear tendency (Figure 6) than that of curve “a” by increasing acidity, where the amount of iron ion in the leach liquor increased. The decrease in “b” value was not so high from pH 1.1 to pH 0.7: these values were measured as 8.83 and 8.64, respectively. The “b” value was 7.47 for pH 0. The obtained curves – increasing trend of “L” curve and decreasing “a” and “b” curves – indicate that whiteness of quartz ore increases almost proportionally with an increase in the rejection rate of Fe coloring impurities. However, lower rates of changes of “a” and “b” values at high pH values were attributed presence of Fe-containing minerals as coatings of quartz particles as locked ones and free particles. Surface coatings were thought to be leached in weakly acid pulp condition whereas free Fe-impurities could not completely be leached during leaching.

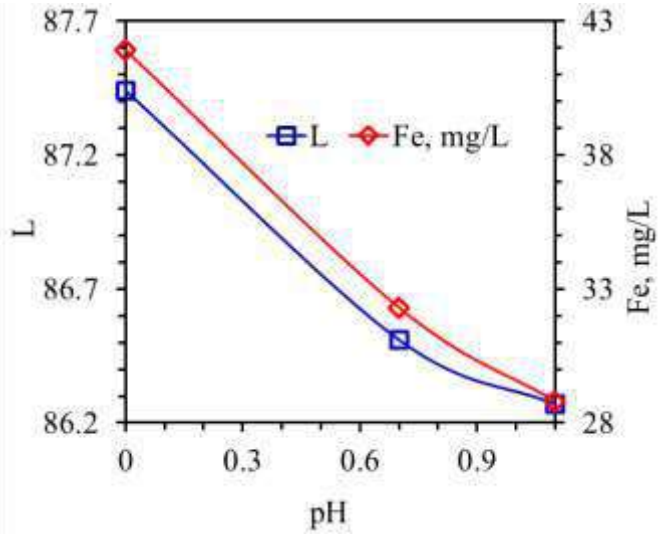


Figure 4. Effect of leaching pH on Fe dissolution rate and color index “L” values

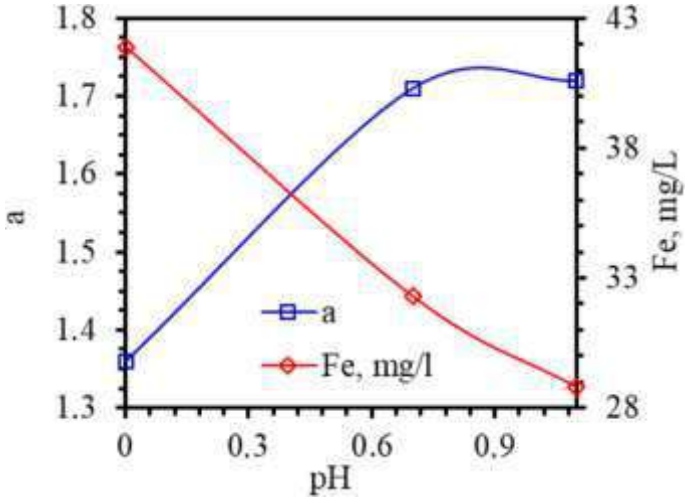


Figure 5. Effect of leaching pH on Fe dissolution rate and color index “a” values

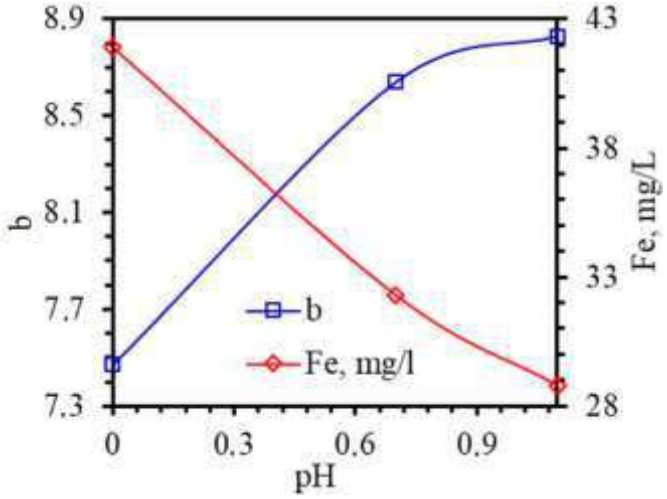


Figure 6. Effect of leaching pH on Fe dissolution rate and color index "b" values

CONCLUSIONS

Quartz bleaching by sulfuric acid was investigated in a stirred pulp condition to determine the relationship between Fe rejection rate and color response. From experimental works, following conclusions were drawn:

- Iron rejection rate is pH and time dependent phenomenon: increasing the acidity results in an increase in Fe dissolution rate reaching equilibrium concentration in shorter period of leaching.
- Quartz ore could be bleached up to limited brightness values by agitated tank sulfuric acid bleaching process. Increasing acidity could not sufficiently improve the brightness.
- Mineralogical composition determines the dissolution rate of iron from quartz ore. Major Fe containing impurities – hematite and mica minerals – could not be leached by sulfuric acid in oxidizing environment.
- Brightest quartz was obtained at pH 0 with color index responses for "L", "a" and "b" as 87.50, 1.36 and 7.47 from a quartz ore sample having color values 81.09, 3.50 and 15.53 with sulfuric acid bleaching, respectively.

REFERENCES

Akcil, A., & Tuncuk, A. (2006). An overview of chemical and biological methods in the purification of kaolins. *Journal of Clay Science and Technology*, 2, 59-69.

Al-Maghrabi, M.N.H. (2004) Improvement of low-grade silica sand deposits in Jeddah area. *JKAU: Eng. Sci.*, 15(2), 113-128.

Alvarez, M., Rueda, E.H., & Sileo, E.E. (2006). Structural characterization and chemical reactivity of synthetic Mn-goethites and hematites. *Chemical Geology*, 231, 288–299.

Anonymous (2018). Pourbaix Diagrams. In: Inorganic Chemistry, (https://chem.libretexts.org/Bookshelves/Inorganic_Chemistry/Book%3A_Inorganic_Chemistry_(Wikibook)/Chapter_04%3A_Redox_Stability_and_Redox_Reactions/4.5%3A_Pourbaix_diagrams).

Arvidson, B.R. (1999) Advances in rare earth magnetic drum separators for heavy mineral sands processing. In: Proceedings of Heavy Minerals 1999, 121-124.

Cepriá, G., Usón, A., Pérez-Arantegui, J. & Castillo, J.R. (2003). Identification of iron(III) oxides and hydroxy-oxides by voltammetry of immobilised microparticles. *Anal. Chim. Acta*, 477, 157–168.

Chiarizia, R., & Hortwiz, E.P. (1991). New formulations for iron oxides dissolution. *Hydrometallurgy,* 27, 339–360.

Dehler, M. (2006). Optical sorting of quartz gravel to reduce the iron content. *Aufbereitungstechnik*, 47(8/9), 6.

Field, G.G. (2004). Color and its reproduction. Pittsburgh, PA: Graphic Arts Technical Foundation.

Green, P. (1999). Understanding digital color (2nd ed.). GATF Press.

Güler, T. (2015). Report on the chemical and mineralogical characterization of quartz samples supplied by Mikroman Mining. Muğla: Muğla Sıtkı Koçman University, Faculty of Engineering, Department of Mining Engineering.

Hacıfazlıoğlu, H. (2011). Silis kumunun zenginleştirilmesinde kullanılan yöntemler ve flotasyon ile manyetik ayırma yöntemlerinin demir giderimi bakımından karşılaştırılması, *Madencilik*, 50(3): 35-48 (in Turkish).

Huang, H., Li, J., Li, X., & Zhang, Z. (2013). Iron removal from extremely fine quartz and its kinetics, *Separation and Purification Technology*, 108, 45–50

Jin, D.B., Zhang, X.M., & Zou, W.W. (2004). Technical study on processing highly püre quartz sand. Guide for non-metallic ores industry. *Sinica*, 4, 44–48.

Lee, S.O., Tran, T., Jung, B.H., Kim, S.J., & Kim, M.J. (2007). Dissolution of iron oxide using oxalic acid. *Hydrometallurgy*, 87, 91–99.

Mowla, D., Karimi, G., & Ostadnezhad, K. (2008). Removal of hematite from silica sand ore by reverse flotation technique. *Separation and Purification Technology*, 58(3), 419-423.

Sayılgan, A., & Arol, A.İ. (2003). Effect of alkalinity on flotation behavior of quartz. In: 18th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, Antalya, 381-384.

Shen, X.M., & Peng, Z.S. (2008). Study on removal of iron from Gaoping quartz. *J. Xiangtan Univ. (Nat. Sci.),* 30, 78–79.

Stone, A.T., & Morgan, J.J. (1987). Reductive dissolution of metal oxides. In: Stumm, W. (Ed.), Aquatic Surface Chemistry. Wiley, New York.

Tuncuk, A., & Akcil, A. (2016). Iron removal in production of purified quartz by hydrometallurgical process. *International Journal of Mineral Processing*, 153, 44-50.

Ubaldini, S., Piga, L., Fornari, P., & Massidda, R. (1996). Removal of iron from quartz sands: A study by column leaching using a complete factorial design. *Hydrometallurgy*, 40(3), 369-379.

Veglio, F., Passariello, B., Barbaro, M., Plescia, P., & Marabini, A.M. (1998). Drum leaching tests in iron removal from quartz using oxalic and sulphuric acids. *International Journal Mineral Processing*, 54(3-4), 183–200.

Vidyadhar, A., Kumari, N., & Bhagat, R.P. (2014). Adsorption mechanism of mixed cationic/anionic collectors in quartz-hematite flotation system, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 35(2), 117-125.

Zhang, Z., Li, J., Li, X., Huang, H., Zhou, L., & Xiong, T. (2012). High efficiency iron removal from quartz sand using phosphoric acid. *International Journal of Mineral Processing*, 114-117, 30-34.

Zhou, Y.H. (2005). Acidic leaching experiments of highly pure quartz sand. *Miner. Rock,* 25, 23–26.

REPORT ON TAILINGS DEWATERING WITH HIGH PERFORMANCE DISC FILTERS

J. Pridal [1,] *, J. Hahn [1]

[1] *BOKELA, Germany*
*(*Corresponding author: jpridal@bokela.cz)*

ABSTRACT

The treatment of tailings and paste from ore processing has gained more and more significance in the recent years. The recovery of water from the process is an important target with respect to both economic and environmental aspects because water is a valuable resource. The dewatering of tailings allows dry-stacking which is environmentally more acceptable, safer, and cheaper. Especially with mine backfill it allows to reduce the amount of cement to be added which may save millions of dollars per year. The most common dewatering technologies for the filtration of tailings and paste from ore processing are filter presses, belt filters and rotary vacuum disc filters. Among these the vacuum disc filter is the most economical technology in most applications - both in CAPEX and OPEX – especially, when high performance disc filters of modern filter design are used. The Boozer disc filter is a modern high performance vacuum disc filter which has set the pattern in a multitude of applications. In the recent years this filter type has established itself in many applications of tailings dewatering initiated by a first reference application which started operation in 2010. In this application the use of two Boozer disc filters allowed to reduce the input of cement by about 60 %. The reasons for the successful operation of this disc filter in tailings dewatering are: the high throughput and dewatering performance, the excellent operational reliability even in case of varying feed conditions, the simple and robust design, the ease of maintenance and last but not least the small footprint.

The paper reports on operation experience and operation results of tailings dewatering with the Boozer disc filter from 3 different plants with 3 different tailings. In one of these plants a Boozer disc filter is operated in the Andes in more than 4,000 meters above sea level.

Keywords: Vacuum disc filter, tailings, thickened paste, dewatering, technology comparison

INTRODUCTION

The treatment of tailings and paste from ore processing filtration and dewatering is becoming increasingly important. Firstly, the recovery of water from the process reduces the input of an important resource – water. This can make the difference between ‘yes, we can operate’ or ‘no, we cannot’. Secondly, the filtered tailings can be dry-stacked, which is safer, cheaper, and environmentally more acceptable. Thirdly, especially with mine backfill, the amount of cement to be added can be reduced, which may save millions of dollars per year.

Typically, filter presses, belt filters and rotary vacuum disc filters are used for this dewatering duty. Among these technologies, in approximately more than 80% of all applications, the vacuum disc filter type is assumed to be the most economical solution with reference to both CAPEX and OPEX aspects – especially, when modern disc filters are used. A characterizing outline and a comparison of CAPEX/OPEX data of these technologies has been presented by Hahn (2014).

TYPICAL PROPERTIES OF TAILINGS

Tailings from ore processing are generally non-valuable products which have to be disposed of in an environmentally sound, secure and economic way. Typical properties of tailings, with respect to filtration, can be summarised as follows:

- Very fine particle sizes, mostly in the range of d_{50} = 1 micron up to 50 microns.
- The formed filter cakes have a sticky behaviour and are difficult to release from filter fabric.
- The pH value is often low or high, i.e. tailings often have corrosive properties.
- Solids content is typically in the range of 50-70 wt.% due to thickening.
- Clay content depending on orebody can hinder filtration and dewatering.

DESIGN OF THE BOOZER HIGH PERFORMANCE DISC FILTER

With the high performance disc filter Boozer BOKELA Company has developed a new generation of big diameter disc filters which have set a new standard for seed filtration in the alumina industry and in the dewatering of coal slurries. This type of disc filter is now getting more and more established in applications of paste dewatering.

The outstanding hydraulic characteristics of these modern disc filters were achieved by improving each detail of the filter design, leading to extraordinarily high performance capacity, high operational safety and reliability, and low maintenance and operation costs. The main features of this new disc filter generation are as follows:

- minimised pressure drop leading up to 100% higher pressure difference at the filter cloth, compared to conventional disc filters
- double capacity, compared to conventional disc filters
- high filter speed of 6 rpm
- high operational reliability and flexibility
- easy maintenance
- fully automatic and safe operation due to superior process philosophy realised in a programmable logic controller system

Disc diameters range from 1.7, to 4.2, to 5.6 m. For filtration of large slurry feed rates, such as tailings, a filter with large disc diameter of 5.6 m (L-type) is the appropriate filter size; this is available with one to four filter discs. A more detailed description is given by Hatzenbühler (2013).

These disc filters can be operated in a fully automated mode and thus can react online to changes in the filtration properties of the thickened tailings to maintain the required moisture. Furthermore, modern disc filters are very reliable with regard to cake discharge, no matter how much fines are fed or how the feed solids content changes. The operation, even with high amounts of fines and the constant cake moisture, allows use of tailings for mine backfill without the need to split it into fine or coarse fractions. This reduces the process equipment required, the investment cost and the amount of cement added to the tailings.

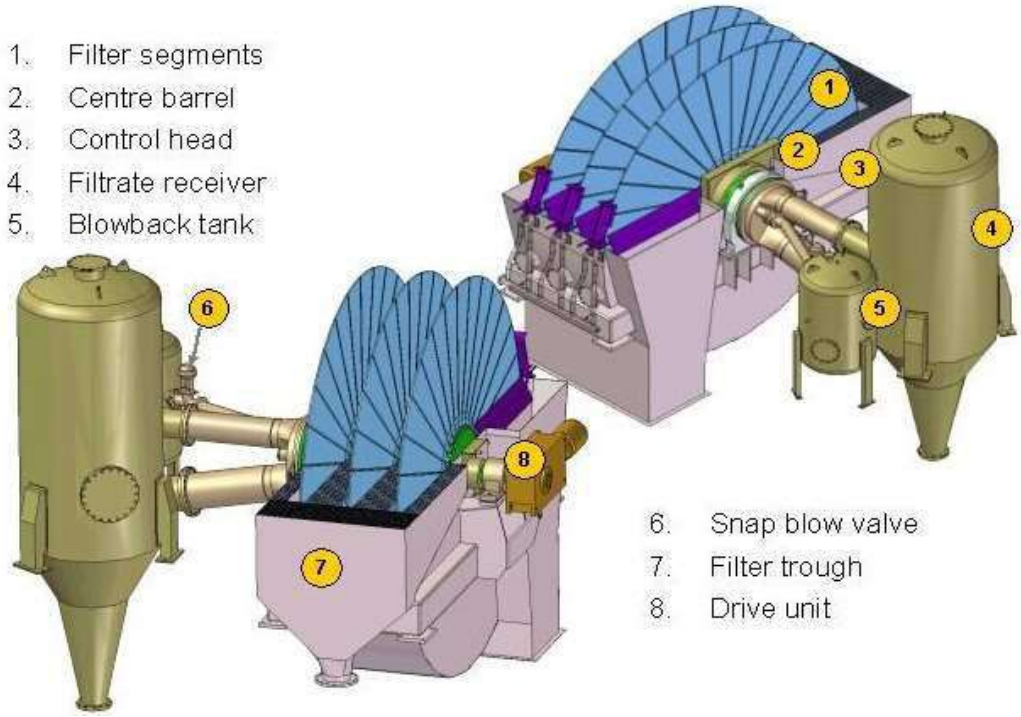


Figure 1. View of a Boozer disc filter with three discs

Re-Design of the Boozer

After 25 years of operational experience with numerous filter units in many industries BOKELA have redesigned and upgraded the Boozer based on feedback from the operator. It was the target to improve the high standards operators associate with the Boozer by simultaneously reducing cost and weight. Motto of the new design was “high performance for less money”. To achieve this aim the proven and successful Boozer filter design has been enhanced by a series of new design features and improvements. The following targets have been the guideline for the new design:

- high, same or even increased—performance capacity
- light filter segment made of polymer considerably below 15 kg
- reduction of total weight of a filter unit
- further improvement of filter operation and maintenance
- significant cost reduction.

A detailed description of the new design is given by Hahn, Bott and Langeloh (2015).

Lightweight Filter Segment

The new lightweight, snap-on filter segment (Figure 2) is made of fibre reinforced polymer (FRP). This novelty responds to a long-time objective of operators who always desired a lightweight filter segment for easy handling.

With less than 10 kg the new filter segment facilitates lifting and re-clothing for one person with ease and no need for cranage. Characteristics and benefits of the new lightweight filter segment:

Figure 2. New lightweight snap-on segment of only 12 kg in weight (left), mounting of new segments (right)

- less than 10 kg in weight
- facilitates lifting and re-clothing for one person with ease and no need for cranage
- snap on design – mounting and dismounting of segments nearly without tools
- excellent internal hydraulics to ensure fast filtrate drainage which is decisive for a high performance
- made of FRP
- reduced cost per unit.

CONDITIONS FOR USE OF A DISC FILTER IN TAILINGS DEWATERING

Vacuum disc filters are suitable for applications of tailings dewatering where the following conditions and targets apply:

- if the clay content in the solids is low
- if mine backfill is processed
- if the tonnage is > 50 t/h and big filter sizes can be applied
- if a moisture of > 18 wt.% is accepted
- if energy efficiency is important
- if there is a space constrain
- in third world countries where little know how for operation has to be assumed
- if amount of flocculent shall be limited
- if operation cost shall be minimised.

TAILINGS DEWATERING WITH THE BOOZER DISC FILTER

The Boozer disc filter has set the pattern in a multitude of applications e. g. in the alumina industry and in the dewatering of coal slurries. In the last years this type of disc filter has established itself more and more in applications of tailings dewatering. The reasons for its successful operation in tailings dewatering are: the high throughput and dewatering performance, the excellent operational reliability even in case of varying feed conditions, the simple and robust design, the ease of maintenance and last but not least the small footprint.

Dewatering of Gold/Copper Tailings

The first Boozer disc filter for tailings dewatering started operation in 2010 at Chelopech mine in Bulgaria where the tailings are used for mine backfill. For this application a Boozer L4 disc filter with 176 m² filter area and 5.6 m disc diameter is in operation. The implementation of the Boozer L4 disc filter for this dewatering duty was part of the mine upgrading and modernization project when Chelopech switched the mining method away from the environmentally challenging caving method to a drill and fill method (D. Liston) to increase both production rate, production reliability and sustainability.

During layout tests the tailings consisted of particles with a mean diameter d_{50} of 20 to 30 microns and were concentrated to > 50 wt.-%% in a thickener. Target value for solids throughput was specified to 100 t/h and target cake moisture was specified to 23 wt.-%-%. Layout tests showed that the required 100 t/h solids throughput could be achieved with one disc filter of 176 m² filter area, which requires a minimum specific solids throughput of 568 kg/m²/h to ensure target solids throughput of 100 t/h.

Since filter commissioning the characteristics of the slurry have changed especially with respect to particle size distribution. The mean particle diameter d_{50} increased from d_{50} = 25 µm to d_{50} = 40 µm and solids throughput increased accordingly to rates higher than needed. As a consequence, flocculent dosage could be reduced stepwise and the filter can be operated even without flocculent. The achieved filter performance is 110 t/h for solids throughput rates and residual cake moisture ranges to 19-22 wt.-%-%. After nearly six years of operation the filters are in excellent condition thanks to the preventive maintenance concept of the plant.

A more detailed description of this application is given by Hatzenbühler (2013).

Figure 3. Disc filter (176 m² filter area) assembled in the gold/copper mine; view of control head side (left); and view of the four filter discs with walkways (right)

Dewatering of Zinc Tailings

For dewatering of zinc tailings from a copper and zinc mine in Australia, Qld two Boozer ME8 disc filters have been installed and started operation in 2014. Each filter has a filter area of 141 m² and consists of 8 filter discs with a diameter of 4.1 m.

This project started already in 2004 when the client ordered a filter assessment to investigate the options of a capacity increase of the paste plant by retrofitting the existing vacuum disc filters. The

paste plant operated 2 vacuum disc filters for zinc tailings dewatering. Each filter was filtering about 120 t/h of tailings (on dry solids basis) and both filters were separating about 240 t/h while the total plant capacity of tailings was 350 t/h. In 2013 the project was finally launched. Now the target was to replace the existing two filters with two new filters in order to meet the total plant capacity of 350 t/h of tailings. This is an almost 50 % capacity increase on basically the same filtration area. It was essential that the two filters should fit into the existing filter floor space with a minimum of modification work. The new operating data of the two existing filters have been compared with the filter assessment back in 2004 and have shown a good relation. Additionally, a site visit confirmed filter operation still to be similar to the operation in 2004. Based on this, two new Boozer ME8 disc filter were chosen for the replacement project and were commissioned in 2014.

The tailings slurry mainly consists of silicates. Product characteristics of the feed slurry and target values with respect to solids throughput and cake moisture are as follows:

- feed solids: 60 - 65wt.-% solids
- particle size distribution ie mean particle diameter d_{50}: 50µm
- target solids throughput on dry solids basis: 350 t/h resp. 175 t/h per filter
- target cake moisture content: 20 – 22 wt-%.

In table 1 both the expected performance values and operational values of the running filters are shown.

Table 1. Expected and achieved operational values of solids throughput and cake moisture

Dewatering of zinc tailings		**Predicted value per filter**	**Operational value per filter**
Solids throughput			
normal	[t/h]	175	> 175
peek (max.)	[t/h]	200	210
Filter speed for normal operation	[rpm]	1.5	< 1
Cake moisture	[wt.-%-%]	20 - 22	17 – 20
Flocculent dosage	[g/t DS]	depending on feed charge	0 - 50 depending on feed charge

The two disc filters are operated in a fully automatic way ie filter start up, filter operation and filter shut down are carried out automatically. An automatic filter operation control adapts filter performance to changing slurry and process conditions and avoids emergencies. The design and the outstanding hydraulic capacity of the Boozer disc filters is the basis of the specific operation philosophy for improved filter operation without continuous slurry overflow (Hahn 2011).

Depending on the slurry feed charge it can occur that the discharged filter cake is too dry for downstream processing in the mixer. This can be prevented by adapting ie throttling the pressure difference in the dewatering vacuum line which effects higher moisture content values of the filter cake. Experiences gained from filter commissioning and filter operation can be summarized to following recommendations to ensure safe and reliable filter operation:

- an exact mounting and fixation of the filter bags onto the filter segments prevents solids from penetrating into the filtrate piping

- routine inspections by a well trained operator and maintenance team
  - to detect defective filter bags which should be replaced as prompt as possible
  - to detect initiating damages through the abrasiveness of the slurry in an early stage.

Dewatering of Tailings from a Gold/Silver Mine in 4,800 m Above Sea Level

For dewatering of tailings from a gold/silver mine in Peru two Boozer L4 disc filters have been installed and will start operation in March 2016. Each filter has a filter area of 176 m² and 4 filter discs of 5.6 m disc diameter. The filtered and dewatered tailings will be mixed with cement and will be backfilled into the exploited mine areas.

A worldwide operating engineering company was looking for filtration equipment to dewater these tailings coming from a gold/silver mine which is located 4,800 m above sea level (MSL). This was a big challenge as the client was looking for a cost efficient filtration solution. On the one side it was required from the equipment to have a small footprint for reducing building cost and logistic efforts to get all the parts in the remote area of the plant site. This basically took the option for four large vacuum belt filters out of the focus and favoured pressure filtration. On the other side it was required from the filtration equipment to be low in operation cost as electricity is limited and the overall OPEX should be as low as possible. This disqualified the pressure filtration option. As a final result the high performance Boozer disc filter fulfilled both requirements in the best way and were chosen to be the most suitable dewatering technology for this application.

Figure 4. Two Boozer disc filter ME8 (141 m² filter area each) for zinc tailings dewatering in the filter building (left); discharged filter cake (right)

Product characteristics of the feed slurry are as follows:

- feed solids: 60 wt.-% solids
- particle size distribution $d_{20}/d_{50}/d_{80}$: 6.7 µm/22 µm/52 µm
- pH-value: 11

Based on filtration test work conducted by a third party and the experience of BOKELA in the field of tailings filtration the following filter lay out has been made:

- solids throughput on dry solids basis: 88 t/h resp. 44 t/h per filter
- cake moisture content: < 20 wt.-%.
- flocculent dosage: 10 – 50 g/t dry solids

The two disc filters will be operated in a fully automatic way ie filter start up, filter operation and filter shut down are carried out automatically. First test during pre-commissioning phase proved that the filter can be operated within the required and predicted performance range. Commissioning and start of operation will take place in March 2016.

Figure 5. Tailings dewatering from a gold/silver mine with a Boozer disc filter L4 (176 m² filter area) – complete cake discharge during pre-commissioning

CONCLUSION

The Boozer disc filter has set the pattern in a multitude of applications in many industries e. g. in the alumina industry and in the dewatering of coal slurries. In the recent past this modern high performance disc filter has established itself more and more in applications of tailings dewatering, especially – but not exclusively - where mine backfill is processed. Among competitive technologies such as filter presses or belt filters, vacuum disc filters of modern design are the most economical solution with reference to both CAPEX and OPEX in a wide range of tailings applications. The reasons for its economic efficiency and successful operation in tailings dewatering are: the high throughput and dewatering performance, the excellent operational reliability even in case of varying feed conditions, the robust design, the ease of maintenance and last but not least the small footprint.

ACKNOLEDGEMENTS

We would like to thank our customers for their trust in our technologies and their kind support.

REFERENCES

Hahn, .J, Bott, R., Langeloh., (2015) ´Size Matters, Weight Too - Disc Filter Design For the Future´, proceedings of 10th AQW 2015, Perth, Australia.

Hahn, .J, Bott, R., Langeloh. T., (2014) ´Economical dewatering of tailings for mine backfill with high performance disc filters´, proceedings of the 11th International Symposium on Mining with Backfill, 20 - 22 May 2014, Perth Australia.

D. Liston, (2014) ´Utilisation of cemented rockfill, cemented hydraulic fill and paste to successfully achieve ore production expansion to 2 Mtpa at Chelopech Mine´, proceedings of the 11th International Symposium on Mining with Backfill, 20 - 22 May 2014, Perth Australia.

Hatzenbühler, M., (2013) 'Dewatering of tailings for mine backfill with the Boozer disc filter', Proceedings of the 16th International Seminar on Paste and Thickened Tailings, June 2013, Belo Horizonte, Brasil.

Hahn, .J, Bott, R., Langeloh., (2011) ´ Paste dewatering with the Boozer disc filter´, Proceedings of the 14th International Seminar on Paste and Thickened Tailings, April 5 - 7 2011, Perth, Australia.

SIMULATION OF SINGLE PARTICLE BREAKAGE USING NON-ROUND PARTICLES IN ROCKY DEM

F.P. André [1], A. Potapov [2], C. Maliska Jr.[2], L.M. Tavares [1,*]

[1]*Department of Metallurgical and Materials Engineering, Universidade Federal do Rio de Janeiro – COPPE/UFRJ, Cx. Postal 68505, CEP 21941-972, Rio de Janeiro, RJ, Brazil*
*(*Corresponding author: tavares@metalmat.ufrj.br)*
[2] *ESSS Rocky, Florianópolis, SC, Brazil*

ABSTRACT

Simulations using the discrete element method (DEM) have arisen as an effective tool to understand the dynamics inside different comminution and classification devices. In most of these simulations, breakage is often left to a post processing stage or is disregarded altogether. In several types of crushers and mills this will result in unrealistic simulations, since particle flow and particle size reduction cannot be decoupled. The present work analyzed results from DEM simulations of single particle breakage tests adopting a suite of phenomenological and empirical models, named the Tavares Breakage Model, to validate the implementation of the model on ROCKY-DEM, a commercial DEM platform. Good correlation between previously validated numerical and simulated results were found for different particle breakage properties studied demonstrating the very good potential of the model to represent breakage inside a DEM environment.

Keywords: Discrete element method, particle breakage, comminution, Rocky DEM

INTRODUCTION

The discrete element method (DEM) is a numerical method originally proposed by Cundall & Strack (1979) which allows the simulation of individual particle motion in a granular medium based on the application of Newton's second law of motion. DEM has intensively contributed to the understanding of several equipment and processes in a wide range of applications across different areas. In the mineral processing area, DEM has enabled the analysis of internal conditions and dynamics inside different comminution and classification devices.

Crushing and handling are key processes in both aggregates and mining industries. Over the years, several attempts to understand the breakage phenomena and describe them using comminution models have been made (Napier-Munn et al., 1996; King, 2001) The latest developments in the field are mechanistic models, which now allow the prediction of particle size reduction in a post processing stage on the basis of the information of energy transfer collected on DEM simulations of comminution devices (Weerasekara et al., 2013). The adoption of the discrete element method has provided the necessary information to understand the fundamentals of comminution devices, allowing the optimization of operation conditions of crushers and mills. Although undesired, breakage is also important in a number of other unit operations, namely handling, mixing, compaction and separation. Likewise, attempts have been made to address breakage in some of these operations also as a post-processing stage (Tavares & Carvalho, 2012).

In several instances in practice, however, simultaneous simulation of particle motion and breakage in the DEM environment becomes necessary. This becomes critical in cases when particle size reduction is necessary to ensure a proper description of particle flow through the equipment. Examples

of these are gyratory and cone crushers, as well as high-pressure grinding rollers. Different approaches have been proposed to assess this limitation, such as the bonded-particle model (BPM) and the particle replacement model (PRM). The former one uses a set of spherical particles bonded together in each contact point using bonding beams (Potyondy & Cundall, 2004), while the latter adopts the substitution of a particle by a set of progenies after a breakage event (Cleary, 2001). Although these approaches have been demonstrated to be able to represent breakage with some success, they contain severe limitations regarding the lack of mass conservation due to the use of spherical particles, high computational demand and lack of rock material breakage properties such as the distribution of particles fracture energy (Jiménez-Herrera et al., 2018).

A model that was previously validated, and that encompasses descriptions of several inherent rock material properties, namely, breakage probability, particle weakening due to repeated stresses and energy-specific fragment size distribution (Tavares, 2004, 2009; Carvalho & Tavares, 2013) has been implemented in ROCKY-DEM, being called Tavares Breakage Model. Single particle impact tests are widely used to describe ore breakage behavior due to their ability to replicate stress mechanisms that are present in several comminution equipment. As such, the present work compares predictions using the continuous version of the breakage model to results of simulation of single particle breakage by both impact tests and drop weight tests in ROCKY-DEM.

TAVARES BREAKAGE MODEL

The proposed Tavares Breakage Model is a model that comprises a series of equations proposed by Tavares (2004, 2009) and Tavares & King (1998, 2002) to address important phenomena in particle breakage. The model decouples dominant mechanisms involved in the comminution process and is based on the dissipated energy in each collision event. The model has been successfully used, as a post processing stage, to predict particle breakage in ball mills (Tavares & Carvalho, 2009), autogenous and semi-autogenous mills (Carvalho & Tavares, 2011), impact crushers (Cunha et al., 2014), as well as degradation of lump ores during handling (Tavares & Carvalho, 2012). It has now been adapted to discrete elements in ROCKY-DEM version 4.2.

The adoption of non-round particles in Rocky DEM allows the model to overcome limitations of other approaches regarding mass and volume conservation after breakage (Jiménez-Herrera et al., 2018). Besides that, the model's mechanistic approach accounts for breakage properties that are not fully covered by other breakage models already available in commercial DEM environments. Briefly, the main sub-models contained in the Tavares Breakage Model are presented as follows.

Statistical distribution of fracture energy

The model considers that the driver for breakage of each individual particle is the energy dissipated in each contact. When this energy dissipated surpasses the minimum energy required to break the particle, called particle fracture energy, the particle will fail. The model also recognizes that particles of the same size and composition do not break with the same amount of applied energy due to uneven presence of internal flaws, besides differences in particle shapes (Tavares & King, 1998). The distribution of particles fracture energy has been successfully represented by the upper-truncated lognormal distribution (Tavares & King, 1998) consisting of a cumulative probability distribution for a measured value of energy dissipated in the contact, that is:

$$P_o(E) = \frac{1}{2}\left[1 + \operatorname{erf}\left(\frac{\ln E^* - ln\, E_{50}}{\sqrt{2\sigma^2}}\right)\right] \quad (1)$$

and

$$E^* = \frac{E_{max}\, E}{E_{max} - E} \quad (2)$$

where E_{max} is the upper truncation value of the distribution, E_{50} and σ^2 are the median and the geometric variance of the distribution, respectively.

Effect of particle size on fracture energy

The fracture energy is strongly related to particle size. The size of flaws and defects decrease as particles become finer, leading to an increase in the particle strength and fracture energy. This relationship between particle size and median fracture energy may be well described using the expression (Tavares, 2004)

$$E_{50} = E_{\infty}\left[1 + \left(\frac{d_o}{d_j}\right)^{\varphi}\right] \tag{3}$$

where E_{∞}, d_o and ϕ are model parameters fitted to experimental data and d_j is the representative size of the size class of interest.

Damage accumulation and particle weakening

Whenever the collision energy is lower than the energy required to fracture a particle, the particle will not break. However, as a result of the impact, the particle can become more amenable to break on a subsequent stressing event due to the accrual of internal damage (Tavares & King, 2002; Tavares, 2009). Damage sustained in the *n*th impact cycle is given by

$$D_n^* = \left[\frac{2\gamma}{(2\gamma - 5D_n^* + 5)}\,\frac{E_{k,n}}{E_{n-1}}\right]^{\frac{2\gamma}{5}} \tag{4}$$

where γ is the damage accumulation coefficient, $E_{k,n}$, the contact specific energy and $E_{n\text{-}1}$, the particle energy threshold. For values of $E_{k,n}$ greater than $E_{n\text{-}1}$, the particle will break. If not, damage will be accumulated, and the adjusted fracture energy of particles will be given by

$$E_n = E_{n-1}\,(1 - D_n^*) \tag{5}$$

where E_n is the particle fracture energy after sustaining damage.

Particle fragmentation

Progeny fineness will be related to the stressing energy based on the parameter t_{10}, corresponding to the percentage in weight of the original particle that passes through a sieve with aperture equal to 1/10th of its original size. The expression for t_{10} is an adaptation of the originally equation proposed by Narayanan & Whiten (1988), being given by (Tavares, 2009),

$$t_{10} = A\left[1 - \exp\left(-\frac{b'E_{k,n}}{E_n}\right)\right] \tag{6}$$

where *A* and *b'* are model parameters that are fitted to experimental data.

The complete particle size distribution is estimated by the incomplete beta function distribution according to the equation:

$$t_n(t_{10}) = \frac{100}{\int_0^1 x^{\alpha_n - 1}(1-x)^{\beta_n - 1}dx}\int_0^{t_{10}/100} x^{\alpha_n - 1}(1-x)^{\beta_n - 1}dx \tag{7}$$

where the cumulative mass of the particles passing a screen (t_n) with size x is defined by the calculated t_{10} value and the original size of the stressed particle.

METHODS

Material breakage parameters

Parameters from two distinct ores from Brazil where used in the simulations. The first consisted of limestone and the second a copper ore. The full suite of breakage parameters have been previously estimated on the basis of single-particle breakage data (Carvalho & Tavares, 2013). In addition, additional material parameters were obtained from previous studies in the authors´ laboratory (Jiménez-Herrera et al., 2018). The reason behind the choice of these materials was the significant difference in their breakage strengths, so as to demonstrate the application of the modeling approach from very soft to very tough materials. The procedures used to estimate the model parameters can be found elsewhere (Tavares 2004, 2009). Parameters used in single-particle simulations of the two materials are summarized in Table 1.

Table 1. Input parameter of the Tavares Breakage Model for limestone and copper ore

	Copper ore	Limestone
γ	5	5.4
σ^2	0.638	0.642
A	67.7	53.3
$b´$	0.0294	0.033
E_∞ (J/kg)	213.5	7
d_o (mm)	8.073	100
φ	1.219	0.8
E_{max}/E_{50}	4	4
$\alpha_{1.2}/\beta_{1.2}$	0.51/11.95	0.19/7.78
$\alpha_{1.5}/\beta_{1.5}$	1.07/13.87	0.56/7.51
α_2/β_2	1.01/8.09	0.78/5.55
α_4/β_4	1.08/3.03	1.12/3.01
α_{25}/β_{25}	1.01/0.53	1.17/0.54
α_{50}/β_{50}	1.03/0.36	1.43/0.40
α_7/β_{75}	1.03/0.30	1.92/0.42
Density (kg/m³)	2930	2710
Young's Modulus (N/m²)	5e+08	5e+08

Modeling

Simulations were performed in the commercial software Rocky DEM using the Hysteretic Linear Spring model for the normal component of the force and the Linear Spring Coulomb Limit for the tangential component of the force and different particle properties required were input. Single impact tests were performed by propelling particles against an anvil at different velocities to represent a wide range of collision energies. Double impact tests were also simulated by using drop weight tests (DWT) with cylindrical weights, so as to simulate the standard JKDWT (Napier-Munn et al., 1996) Different collision energies where simulated by changing the drop height and the mass of the falling cylinder. The simulation setups of both tests are presented in Figure 1.

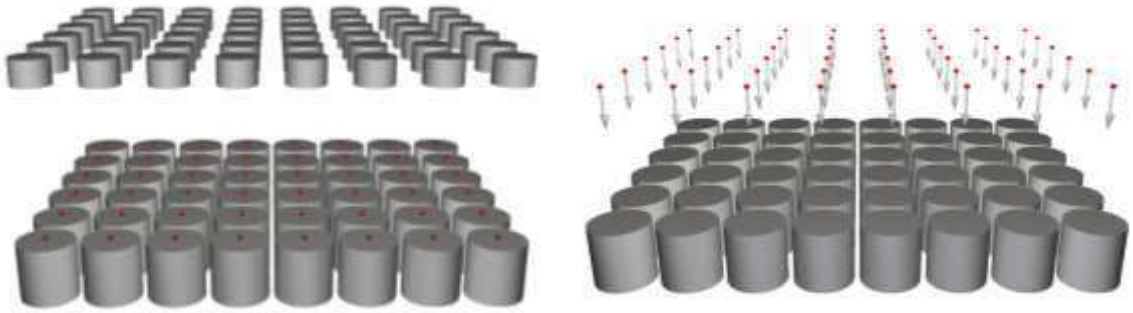


Figure 1. Simulation setup for the drop weight test (left) and the single impact test (right). Ore particles are shown in red

A generic irregular superquadric particle with 25 corners, with vertical aspect ratio of 0.80 and horizontal aspect ratio of 1.00 was adopted for both materials to avoid introducing discrepancies beyond material parameters. Different particle sizes and minimum sizes of the fragments generated were used depending on the purpose of the simulation.

Particles of 5.5 mm in size, comprising the size range of 4.75 to 6.30 mm were used for the DWT and single impact tests. Particle size distribution of the broken fragments of 48 particles for each energy and material using DWT simulations were post processed and compared with model predictions. The minimum size fragment for these simulations was limited to 0.25 mm, that is, about $1/20^{th}$ of the original particle size. Both tests were used in checking the breakage probability model. In these tests, due to the random generation of fracture energies of the particles, much larger samples (288 and 576 particles) were selected for each energy and material in the DWT and the single impact test, respectively. In order to reduce computational effort in these last tests, the minimum size of the fragments was set to 0.55 mm.

Furthermore, particle weakening by damage accrual was assessed in the simulations by counting the number of broken particles after each drop on simulations involving a total of 20 consecutive drops. A sample of 100 particles for each material with particle size of 37.5 mm and minimum fragment size of 5.0 mm was used. Before each drop, all particles were resting on a surface to avoid drop height discrepancies. In order to enable comparison with the model, any contact besides the first contact between the particle and the anvil was considered negligible and, therefore, was not considered in the model predictions.

RESULTS

Fracture energy distribution and breakage probability

Each material was tested on five different impact energies for both double and single impact tests. It is known that particles of a certain size range do not present the same fracture energy (Tavares & King, 1998) and this is shown in Figure 2, which compares the breakage probability distribution given by equations 1 and 2 to the simulated results for both types of tests. The figure also illustrates that that Rocky DEM prediction was able to reproduce very well the numerical distribution, presenting a small underestimation of breakage probability.

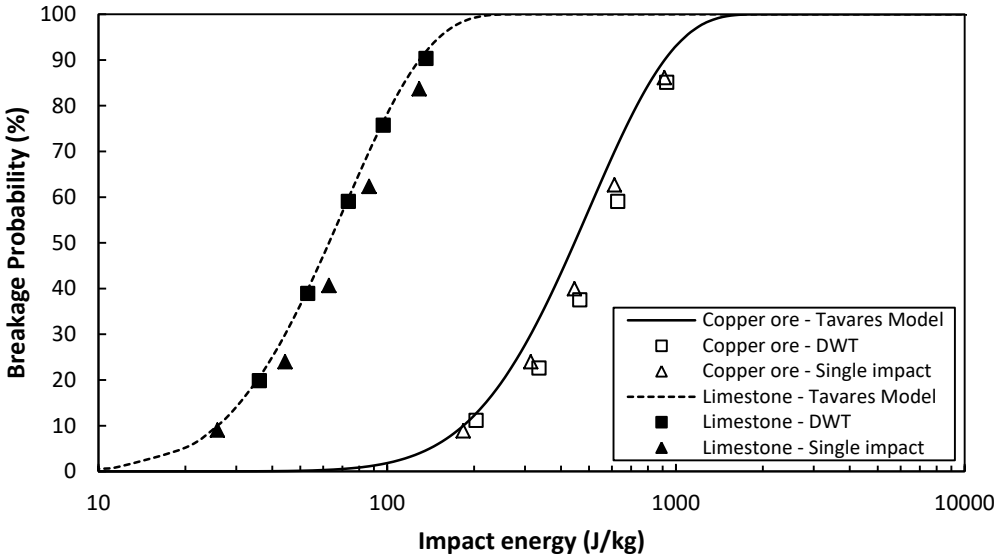


Figure 2. Comparison between the modeled (lines) and simulated (symbols) breakage probabilities for drop weight tests and single impact tests of 5.5 mm particles for different impact energies

Progeny size distribution

Progeny size distributions of broken particles for both materials were measured after each impact and compared to results obtained by the model equations. Although the fineness of the distribution is primarily based on the value of t_{10} determined using equation 6, it is chosen here to illustrate fineness of the progeny using the t_4 and the t_2 values, which required estimation using the incomplete beta function (Equation 7). This was necessary, given the minimum size selected and the corresponding challenges in representing the finer sizes in the simulations in DEM. Figure 3 and

Figure. 4 compare simulations outcomes with the expected values. Good agreement between the modeled values of t_4 and t_2 and predictions using the DEM simulations, which demonstrates the capability of the model in predicting breakage quantitatively.

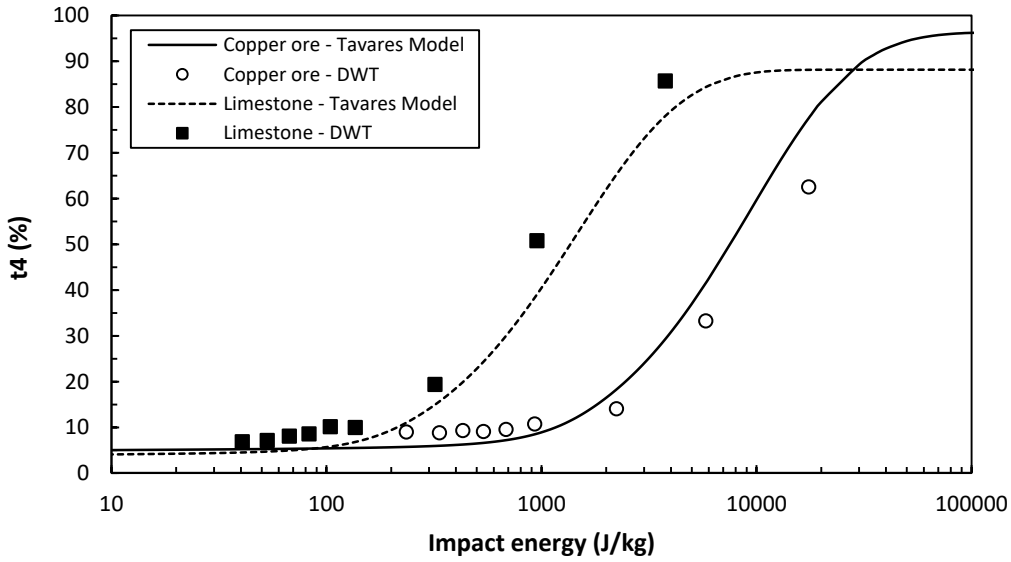


Figure 3. Comparison between the modeled and simulated t_4 values for drop weight tests of 5.5 mm particles for different impact energies. Lines represent the continuous model and symbols the simulations

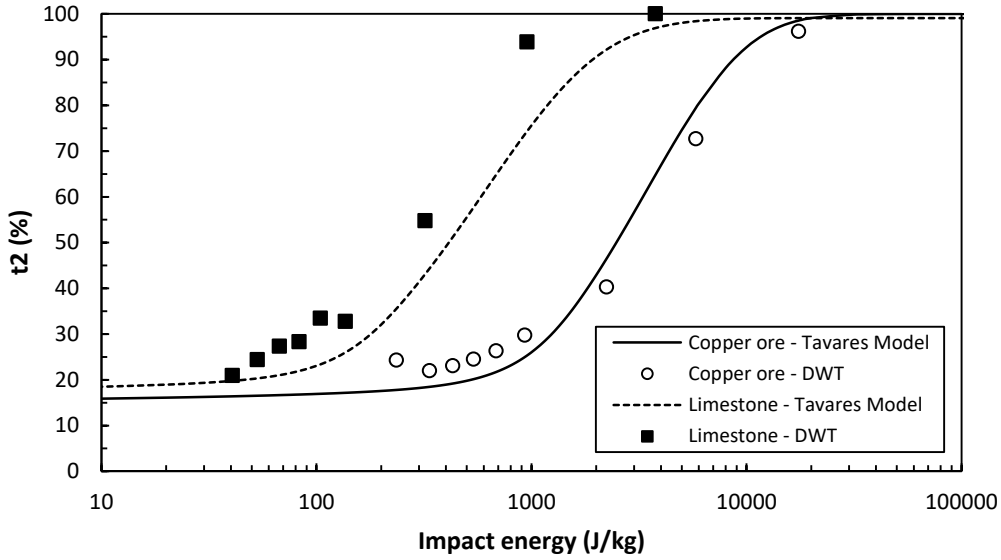


Figure. 4. Comparison between the modeled and simulated t_2 values for drop weight tests of 5.5 mm particles for different impact energies. Lines represent the continuous model and symbols the simulations

Size distributions of copper ore and limestone particles when stressed by different impact energies are presented in

Figure 5 and

Figure 6, respectively, for drop weight tests. The simulated values reproduced correctly the expected material behavior, generating finer fragments when subjecting ore particles to stresses of higher magnitude due to the re-breakage of fragments. As expected, due to the minimum size selected (0.25 mm), the model underestimates values below around 1/10th of the initial particle size (t_{10}) for all impact energies.

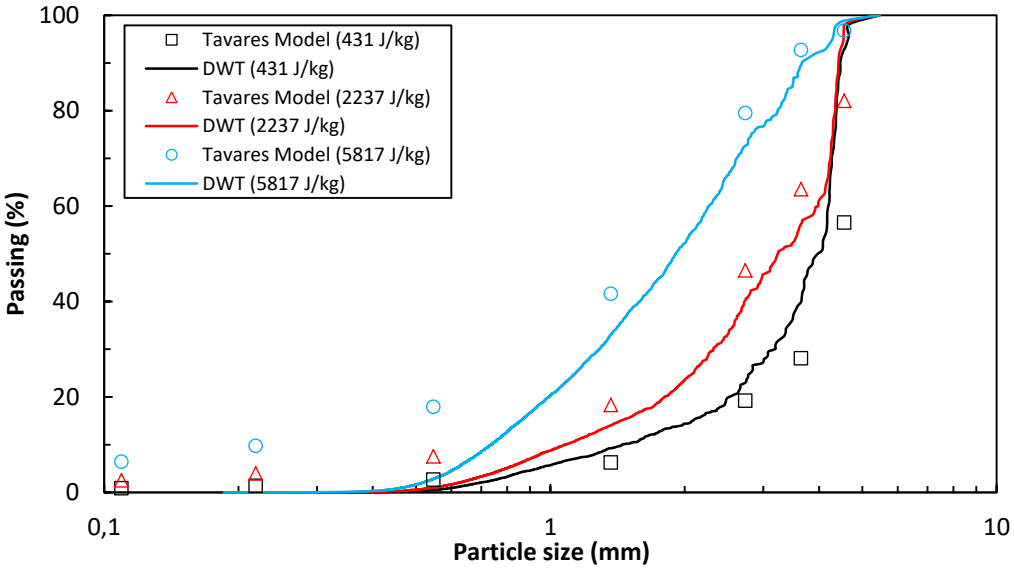


Figure 5. Comparison between modeled (symbols) and simulated (lines) progeny size distributions for drop weight tests on 5.5 mm copper ore particles for different impact energies

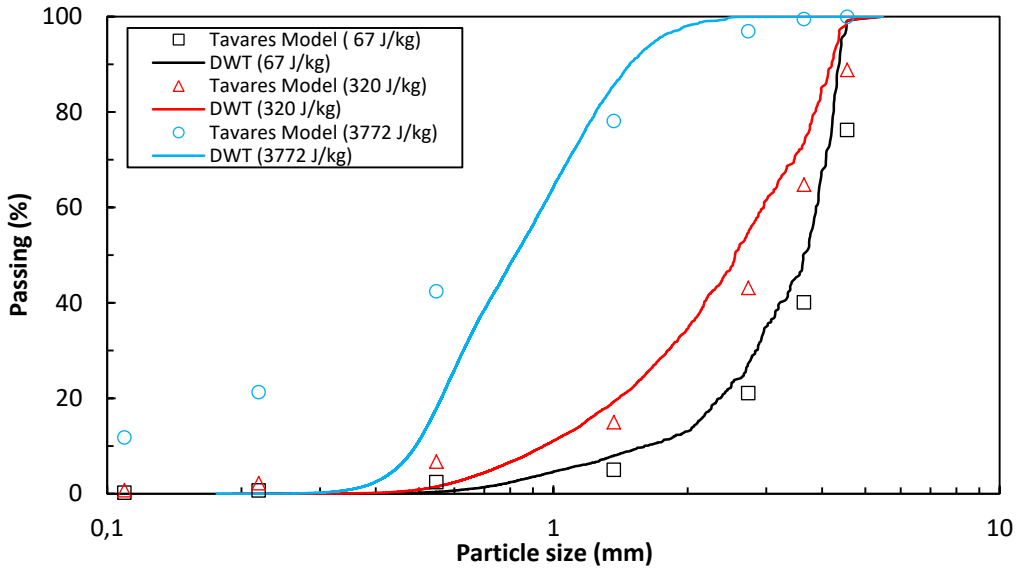


Figure 6. Comparison between the modeled (symbols) and simulated (lines) progeny size distributions for drop weight tests on 5.5 mm limestone particles different impact energies

Damage accumulation

Particle weakening was assessed on the basis of the cumulative number particles broken in consecutive impacts. Due to the small deviation on the breakage probability estimation, evident in Figure 2, numerical analyses were conducted with the set impact energy, but also with a reduced impact energy, so as to match exactly the breakage probability in the first impact. In simulations with copper ore particles, this resulted in a reduction from the set impact energy of 94.7 J/kg to 85.6 J/kg, whilst for the limestone particles, the considered impact energy was reduced from 10.5 J/kg to 9.4 J/kg.

Figure 7 compares both curves to the simulated results, which demonstrate excellent agreement.

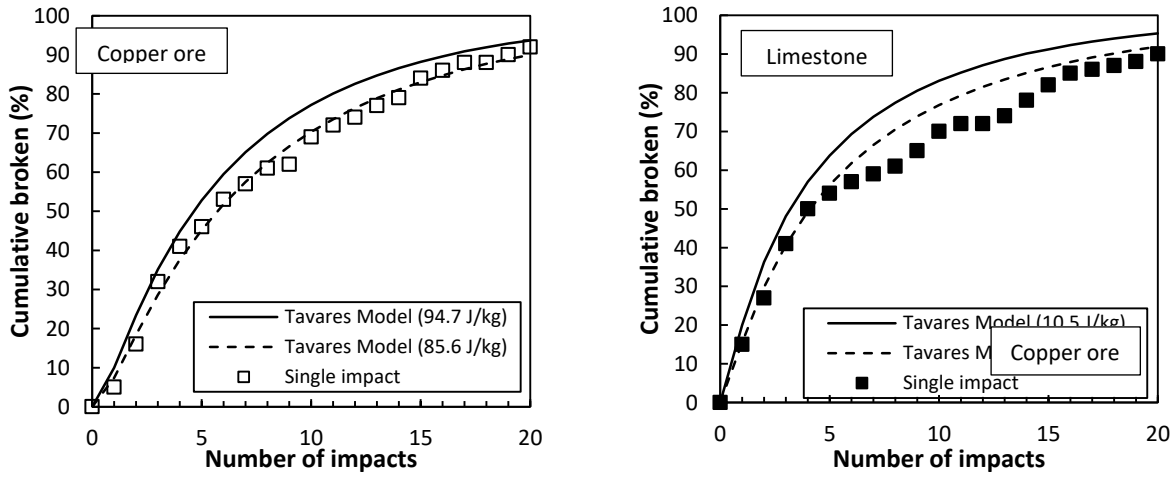


Figure 7. Comparison between the modeled and simulated values of cumulative broken for consecutives single impacts. The continuous lines are the expected values for cumulative broken and the dashed line the values of cumulative broken for a reduced impact energy

DISCUSSION

As mentioned, the literature generated over more than a century of research on single particle breakage is vast and enlightening. While attempts still remain being made to connect microscale phenomena involved in fracture and fragmentation of particles, namely, crack propagation and branching, are evolving, models that capture the phenomenology of the most important aspects of particle breakage and that are amenable to be fitted from single-particle breakage data are available. Among the various models available in this area, the so-called Tavares Model is believed to be able to combine the level of detail and flexibility required for describing the observed phenomena and the mathematical simplicity through explicit expressions.

Adapting a continuous model to discrete elements in not a straightforward task and the work presented herein demonstrates that the implementation in Rocky DEM captures, within the limitations of the discretization, all key aspects of the model developed by Tavares and co-workers. Indeed, the very good agreement between model equations and the simulation model clearly shows that it represents a significant advance in comparison to the earlier model available in Rocky DEM, whose limitations have been the object of earlier work (Jiménez-Herrera et al., 2018).

In its present form the model will be particularly useful to describe breakage in a number of systems, including those involved in mechanical degradation of materials, crushing and grinding, bearing in mind the limitation of the minimum size and the corresponding computational effort. One particular innovation in the present model in comparison to those previously available in commercial platforms is its ability to describe weakening due to unsuccessful stressing events. Indeed, amenability to particle weakening is an important material property to be considered when simulating a number of comminution equipment such as ball mills, semi autogenous and autogenous mills, due to the elevated number of collisions that do not lead particles to fail.

CONCLUSIONS

Simulations of breakage of different materials on single-particle impact tests using the Tavares Breakage Model available on Rocky DEM were compared in regard to their response to breakage probability, progeny particle size distribution and particle weakening due to damage accumulation.

It became evident that the model implemented in the simulation software described particle fracture energy distribution with accuracy, presenting only a modest underestimation in comparison to the model results for single impact tests for both materials and for double impact tests involving only the tougher material studied (copper ore). The adoption of materials with large differences in mean fracture energy indicates that the model is able to predict breakage probability for a wide range of materials. Regarding the progeny size distribution, the simulation model was generally capable of predicting the fineness of the distribution on the basis of the energy applied, presenting good correspondence with the numerical solution of the model. While overestimating breakage for weak materials under high impact energies, such as for the weaker material studied (limestone), and presenting the opposite behavior concerning the tougher material (copper ore), the re-breakage of progeny particles allowed the model to correctly perform particle fragmentation with low discrepancy with modeled results. The model also demonstrated the ability to predict particle weakening, showing good agreement between the cumulative number of broken particles and the experimental data.

Breakage in DEM is useful to provide fundamental understanding for the optimization and operation of numerous industrial processes. Good results in single particle impacts indicates that the model can be extended to simulation of comminution processes. The model adopted in Rocky DEM offers several advantages in particle breakage simulations. The adoption of polyhedral particle shapes conserves mass and volume after a breakage event and the progeny presents realistic shape and size

distribution. Moreover, the results shown great fidelity in describing several aspects of particle breakage while its parameter fitting can be performed with quite simplicity.

REFERENCES

CARVALHO, R.M., TAVARES, L.M., 2011, "Leaping forward in SAG and AG mill simulation using a mechanistic model framework". In: *Proceedings of SAG 2011*, pp. 1–26, Vancouver.

CARVALHO, R.M., TAVARES, L.M., 2013, "Predicting the effect of operating and design variables on breakage rates using the mechanistic ball mill model". *Minerals Engineering*, v. 43–44, pp. 91–101.

CLEARY, P.W., 2001, "Recent advances in DEM modelling of tumbling mills". *Minerals Engineering*, v. 14, pp. 1295–1319.

CUNDALL, P.A., STRACK, O.D.L., 1979, "A discrete numerical model for granular assemblies". *Géotechnique*, v. 29, pp. 47–65.

CUNHA, E.R., CARVALHO, R.M., TAVARES, L.M., 2014, "A predictive model of the vertical shaft impact (VSI) crusher". In: *Proceedings of Comminution 2014*, Cape Town.

JIMÉNEZ-HERRERA, N., BARRIOS, G.K.P., TAVARES, L.M., 2018, "Comparison of breakage models in DEM in simulating impact on particle beds". *Advanced Powder Technology*, v. 29, pp. 692–706.

KING, R.P., 2001, *Mineral Processing Design and Operations*.

NAPIER-MUNN, T.J., MORRELL, S., MORRISON, R.D., KOJOVIC, T., 1996, *Mineral Comminution Circuits - Their Operation and Optimisation*.

NARAYANAN, S.S., WHITEN, W.J., 1988, "Determination of comminution characteristics from single particle breakage tests and its application to ball mill scale-up". *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*, v. 97, pp. 115–124.

POTYONDY, D.O., CUNDALL, P.A., 2004, "A bonded-particle model for rock". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, v. 41, pp. 1329–1364.

TAVARES, L.M., 2004, "Optimum routes for particle breakage by impact". *Powder Technology*, v. 142, pp. 81–91.

TAVARES, L.M., 2009, "Analysis of particle fracture by repeated stressing as damage accumulation". *Powder Technology*, v. 190, pp. 327–339.

TAVARES, L.M., CARVALHO, R.M., 2009, "Modeling breakage rates of coarse particles in ball mills". *Minerals Engineering*, v. 22, pp. 650–659.

TAVARES, L.M., CARVALHO, R.M., 2012, "Modeling ore degradation during handling using continuum damage mechanics". *International Journal of Mineral Processing*, v. 112–113, pp. 1–6.

TAVARES, L.M., KING, R.P., 1998, "Single-particle fracture under impact loading". *International Journal of Mineral Processing*, v. 54, pp. 1–28.

TAVARES, L.M., KING, R.P., 2002, "Modeling of particle fracture by repeated impacts using continuum damage mechanics". *Powder Technology*, v. 123, pp. 138–146.

WEERASEKARA, N. S., POWELL, M.S., CLEARY, P.W., TAVARES, L.M., EVERTSSON, M., MORRISON, R.D., QUIST, J., CARVALHO, R.M., 2013, "The contribution of DEM to the science of comminution". *Powder Technology*, v. 248, pp. 3–24.

SİNTERLİK DEMİR CEVHERİ KONSANTRESİNİN DRI PELET KEKİ ÜRETİMİNİNDE KULLANILABİLİRLİĞİNİN ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF USABILITY OF SINTERING IRON ORE CONCENTRATE IN DRI PELLET CAKE PRODUCTION

A.H. Benzer [1], D. Altun [1], Ö. Özal [2], V. Cebeci [2,] *

[1] *Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
[2] *Tosyalı Holding A.Ş., Maden Departmanı*
*(*Sorumlu yazar: volkan.cebeci@toscelik.com.tr)*

ÖZET

Türkiye'de çelik üretimindeki yaklaşık 76% oran ile elektrik ark fırınları toplam çelik üretiminde büyük yer tutmaktadır. Son yıllarda, hurda kaynaklarımızın yetersizliği ve bu yetersizliğin ithalat ile karşılanması nedeniyle alternatif hammaddeleri kullanılması öne çıkmaktadır. Sünger demir ise hurda yerine kullanılabilecek ekonomik alternatiflerden birisidir. Tosyalı Holding Cezayir Demir-Çelik üretim tesislerinde kullanılacak olan sünger demirini üretmek için kurulmuş olan 2.5 Mton/yıl kapasiteli Midrex DRI fırınının, aynı sitede yer alan yıllık 4 Mton kapasiteye sahip peletleme tesislerinde üretilecek olan demir peletleri ile beslenmesi planlanmaktadır. Yüksek kapasiteler, tedarik aşamasında maliyet ve kalite parametrelerini daha önemli hale getirmektedir. %Fe tenör kalitesi bazında değerlendirildiğinde, DRI fırınına beslenecek olan pelet demir içeriğinin % 67'den yüksek olması gerekmektedir. Fakat, global demir piyasası koşullarında % 62 Fe sinterlik demir konsantresi ile % 68 Fe içeren pelet keki arasında yaklaşık 30 $ civarında bir fiyat farkı oluştuğu görülmektedir. Bu doğrultuda, hammadde girdi maliyetlerini azaltmak amacıyla global piyasadaki % 62-65 Fe içerikli sinterlik cevherlerin zenginleştirme çalışmaları ile demir içeriğinin yükseltilmesi amaçlanmıştır. Bu amaç doğrultusunda; Güney Amerika ve Afrika'dan tedarik edilen farklı kalitedeki sinterlik cevherlerin zenginleştirme çalışmaları yürütülmüştür. Çalışma sonunda, farklı kaynaklardan gelen demir cevherlerinin kimyasal ve teknolojik özellikleri değerlendirilmiş, pelet keki üretimi için gerekli kalite şartlarını sağlanabildikleri sonucuna varılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Demir-çelik, sünger demir, pelet, manyetik ayırma, doğrudan indirgenmiş demir

ABSTRACT

Electric arc furnaces in steel production take an important place in Turkey with ratio utilization 76%. In recent years, due to the insufficiency of our scrap resources and the fact that this deficiency is met by imports, the use of alternative raw materials become prominent. Direct reduced iron (DRI) also called as sponge iron is the economic alternatives to use instead of scrap. Based on this, it is planned to feed the 2.5 Mtonne/year capacity Midrex DRI furnace which is located at Tosyalı Holding Algerian Iron-Steel plan with iron pellets to be produced in the pelletizing plants with an annual capacity of 4 Mtons on the same site. The high capacity required makes the cost and quality parameters more critical at the procurement stage. On a quality basis of Fe% grade, the iron content of the pellets to be feed DRI furnace should be higher than 67%. However, in a global iron market conditions, a price difference of around 30 dollars is observed between 62% Fe and 68% Fe. Therefore, it is aimed that increase the 62-65 % Fe sintering ores via beneficiation studies to reduce the cost of raw material. With this aim, beneficiation studies were carried out for various sintering ores from South America and Africa. As a result, chemical and technological properties of iron ores from different sources were evaluated and, it was concluded that quality requirements for the production of pellet cake were provided.

Keywords: Iron-steel, sponge iron, pellet, magnetic separation, dri-direct reduced iron

GİRİŞ

Günümüzde demir-çelik üretim miktarları giderek artış göstermekte ve ekonomik koşullar, teknolojik gelişmeler ve sektörde artan rekabet üreticileri maliyetleri azaltma ve kaliteyi arttırmaya yöneltmektedir.

Çelik üretiminde genel olarak iki yol izlenmektedir. Bunlardan birincisi, hammadde olarak demir cevheri, kömür, kireçtaşı ve geri dönüştürülmüş çeliğin kullanıldığı yüksek fırın (BF: Blast Furnace) ve bazik oksijen fırınıdır (BOF: Basic Oxygen Furnace) (Gojic ve Kozuh,2006). Bu tür tesisler yüksek yatırım maliyetine sahiptirler ve işlenebilir hammadde özellikleri sınırlıdır (Lu, Pan ve Zhu, 2015). İkinci üretim şekli ise, öncelikli olarak hurda kullanan elektrik ark fırınlarıdır. Ülkemizde çelik üretiminde elektrik ark fırınları çelik üretimindeki oranı büyük yer tutmaktadır. Türkiye 2017 yılı ham çelik üretiminin %69,2'si elektrik ark fırınlarında gerçekleşmiştir (Word Steel Assoc., 2018). Son yıllarda artan üretimin de etkisiyle hurda ihtiyacı da parallel olarak artış göstermiştir. Hurda kaynaklarımızın yetersizliği nedeniyle bu ihtiyaç ithalat ile karşılanmaktadır. 2018 yılının ilk çeyreğinde Türkiye'nin hurda ithalat miktarı bir önceki yıla göre % 14.7 oranında artış göstermiştir (Türkiye Çelik Üreticileri Derneği). Buna karşın, uygun kaliteli çelik hurda dönüş sürelerinin artması ve hurda fiyatlarındaki artış gibi nedenlerden dolayı hurdaya alternatif hammadde arayışı önem kazanmaktadır. Sünger demir olarak da adlandırılan doğrudan indirgenmiş demir (DRI: Direct Reduced Iron) hurda yerine kullanılabilecek en iyi alternatiflerden birisidir (Lİ ve Barati, 2009).

Demir oksitli cevher ve peletlerin, redükleyici gaz veya katı yakıt yardımı ile bir reaktör, döner fırın veya şaft fırınında 1000 °C civarında ergime olmaksızın metalik demire redüklenmesi sonucunda elde edilen ürün sünger demir ya da doğrudan indirgenmiş demir olarak adlandırılmaktadır (Dutta ve Sah, 2016). DRI prosesi olarak ifade edilen şaft fırınında redükleyici gaz ile kullanılan sistemler şimdiye kadar ticari olarak en başarılı prosesler olarak görünmektedir. Doğrudan indirgenmiş demir üretim prosesinin, düşük yatırım maliyeti, daha az çevre kirletici madde emisyonu ve hammadde stoğu, ürün fiyatı ve çelik talebindeki dalgalanmalara karşı yüksek derecede esneklik sağlamaktadır (Kumar vd., 2013).

Doğrudan indirgenmiş demir üretim yöntemleri kullanılan redükleyici tipine göre kömür ve gaz bazlı olarak ikiye ayrılmaktadır (Kopfle ve Hunter, 2008). 2017 dünya sünger üretiminin % 82.4'ü gaz bazlı sistemlerle gerçekleştirilmiştir (Midrex, 2018). İndirgeyici gaz olarak doğalgaz kullanımlı olan DRI prosesi doğalgaza ulaşımın ekonomik ve sürekli olduğu lokasyonlarda kullanımı artmaktadır (Smil, 2016). Doğal gaz kullanarak demirin indirgenmesini sağlayan Midrex prosesi ise en yaygın olarak kullanılan gaz bazlı indirgeme yöntemleri arasındadır (Atsushi vd., 2010).

2018 yılında Tosyalı Holding A.Ş. olarak Cezayir-Oran tesislerinde Midrex DRI teknolojili, Dünya'daki en yüksek kapasitelerden biri olan 2.5 mton yıl kapasiteli indirgeme fırını devreye alınmıştır (Şekil 1). Midrex DRI teknolojisinde doğrudan indirgeme, uygun fiziksel (+6,3-16 mm) ve kimyasal kalitedeki (>67,5 %Fe) demir peletinin (uygun şartlarda parça cevher), H_2 ve CO gazları ortamında indirgenmesi ile oksijenden uzaklaştırılması ile meydana gelmektedir. DRI fırınına beslenecek cevherin özellikleri ürün kalitesi açısından büyük önem taşımaktadır. DRI fırınında indirgenecek olan cevher toz malzeme içermemelidir. Bu amaçla aglomerasyon (topaklama) denilen boyut büyütme işlemleri uygulanır. Peletleme, aglomerasyon işlemlerinden biridir ve demir cevherinin aglomere edilmesinde kullanılan en yaygın yöntemdir. Pelet üretilirken, peletlenecek 80%'i 45 mikrona öğütülmüş olan konsantre cevher (pelet keki) 6,3mm/16mm aralıklarında topaklanması ve döner şaftlı fırında 1200°C - 1300°C sıcaklıkta pişirilmesi gerekmektedir (Zhu, vd., 2015).

Şekil 1. Tosyalı Holding Cezayir 2.5 mton/yıl kapasiteli Midrex DRI tesisi

Midrex DRI teknolojisinde, indirgeme işlemi gaz ortamında gerçekleşeceği için indirgenecek peletin minimum seviyede safsızlık (S, P, SiO_2, Al_2O_3, MgO, CaO vd.) içermesi gerekmektedir. Üretilen peletin belirli fiziksel, kimyasal ve metalürjik kalitelerde olması gereklidir. DRI fırınlarında >67,5 %Fe tenörlü demir pelet kullanımı ekonomik olarak tercih edilmektedir. Tosyalı Holding Cezayir tesislerinde demir pelet ihtiyacını karşılamak üzere 4 Mton/yıl kapasiteli peletleme tesisi kurulmuştur (Şekil 2). Peletleme tesisinde farklı kalitelerdeki pelet keki konsantreleri belirli oranlarda harmanlanarak DRI beslemesinde kullanılmak üzere demir peleti üretilebilecektir.

Şekil 2. Tosyalı Holding Cezayir 4.0 mton/yıl kapasiteli peletleme tesisi ve stok alanları

DEMİR PELET ÜRETİMİNDE KULLANILABİLEN HAMMADDE ÖZELLİKLERİ

Pelet keki üretiminde farklı değerlerde demir tenörleri ve safsızlıklar (SiO_2, Al_2O_3, MgO, TiO_2, S, P, CaO, Na_2O, K_2O, Cu, As, Zn, Pb) içeren konsantre cevherler kullanılarak yapılan harmanlar ile demir peletleri farklı kalitelerde üretilebilmektedir. Sünger demir üretiminde, üretim kapasiteleri ve verimler açısından maksimum demir tenörü ve minimum safsızlık değerleri tercih edilmektedir. Ancak cevherlerin özellikleri ve pazar koşulları gereği tedarik edilen cevherlerde her zaman en iyi değerleri elde etmek mümkün olmasa da farklı kalitelerdeki konsantre cevherler harmanlanarak ideal besleme değerleri yakalanabilmektedir. Pelet üretiminde kullanılacak olan cevher (genellikle hematit ve manyetit) uygun olan yaş yahut kuru zenginleştirme metotları ile zenginleştirilerek istenen kaliteye getirilmiş olmalıdır. Rekabet edebilirlik ve diğer ekonomik faktörlerden dolayı nispeten düşük tenörlü cevherlerin yüksek tenörlü cevherlere zenginleştirilmesi önemli bir uygulamadır. Pelet keki olarak kullanılabilen 67% Fe üzerindeki konsantrelerin dışında nispeten bu değerden daha düşük olan sinterlik (55% Fe< , -12.5 mm boyut) konsantrelerinde pelet keki üretiminde kullanabilmesi amacıyla Cezayir tesislerimizde öğütme ve zenginleştirme tesisi kurulumu devam etmektedir.

DRI tesisinde kullanılacak peletlerin verim açısından ideal bir kalitede olabilmesi için, peletleme tesisi beslemesinde kullanılan pelet keki konsantre cevherlerinin minimum 67% Fe tenörlü olması tercih edilmektedir. Daha düşük tenörlü konsantreler harman yapılarak kullanılabilir. Pelet kekinde toplam SiO_2+Al_2O_3 miktarı 3.5% toplam olarak ideal olsa da SiO_2+$Al2O_3$ 6% maksimum besleme değerleri kabul edilebilmektedir. Kükürt 0.03% S ve fosfor 0.03% P maksimum içerikli konsantreler tercih sebebidir ancak kükürt 0.10% S limitlerinde ve fosfor 0.07% P limitlerinde olan cevherlerde harmanlarda değerlendirilebilmektedir. Konsantrenin maksimum 9% nemli olması istenmektedir. Konsantrenin boyutu, Blaine numarasının (1 gram cevher tanesinin toplam yüzey alanı) 1000-2000 cm^2/g aralıklarında olacak biçimde olması peletleme ve indirgeme verimleri açısından önemlidir. Bu değerleri sağlayacak ince boyut dağılımı peletleme için gereklidir ve yaklaşık olarak 90% 45 μm altı boyutlar ideal olmaktadır. Ayrıca TiO_2 0.25% maksimum ve MgO 0.80% maksimum aranan diğer kriterlerdendir. Pelet keki konsantreleri için kullanılabilir limit kalite değerleri Çizelge 1.'de verilmektedir.

Çizelge 1. Pelet keki olarak kullanılabilen demir konsantrelerinin özellikleri

Parametre	***Limit Değerler***
Fe	67% min. ideal
SiO_2+Al_2O_3	3.50% ideal
SiO_2+Al_2O_3	6.00% maks.
S	0.10% maks.
P	0.07% maks.
MgO	0.80% maks.
TiO_2	0.25% maks.
Rutubet	9% maks .
Blaine Değeri	1000-2000 cm^2/g

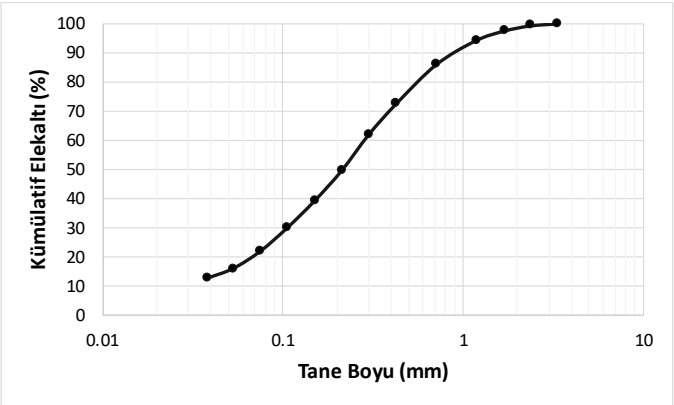
LABORATUVAR ÇALIŞMALARI VE BULGULARI

Çalışma kapsamında sinterlik kalitede cevher olarak ifade edilen Afrika ve Güney Amerika'nın dört farklı bölgesinden olmak üzere toplam beş adet konsantre demir cevheri numunelerinin peletleme tesisine beslenebilirliğinin araştırılması amaçlanmıştır. Demir konsantrelerini boyut ve kimyasal içerik bakımından değerlendirebilmek amacıyla karakterizasyon çalışmaları yürütülmüştür. Mevcut durum değerlendirilmiş ve takiben zenginleştirme çalışmaları yürütülmüştür.

Malzeme Karakterizasyon Çalışmaları

Boyut Karakterizasyonu

Öncelikli olarak, numunelerin boyut dağılımları belirlenmiştir. Afrika konsantre cevherinin tüm tane boyu dağılımı elek analizi ile belirlenmiştir. Güney Afrika konsantre cevherlerinin tamamı daha ince boyutta zenginleştirme işlemine tabi tutulmuş olduğundan ince boyutta oldukları için 212 µm ve 45 µm bakiyeleri belirlenmiştir. Afrika cevheri tane boyu dağılım Şekil 3'de gösterilmiştir. Güney Amerika cevherlerinin bakiye değerleri ise Çizelge 2'de verilmektedir.



Şekil 3. Afrika cevheri (A) tane boyu dağılımı

Çizelge 2. Güney Amerika cevherlerine ait elek bakiye değerleri (%)

Elek Boyu (µm)	**GA-1**	**GA-2**	**GA-3**	**GA-4**
+212			63.33	
+45	19.75	17.55	23.63	23.26
-45	**80.25**	**82.45**	**13.04**	**76.74**

Kimyasal Karakterizasyon

DRI fırınına beslenecek olan peletin kimyasal içeriği verim ve üretim kapasitesi açısından büyük önem taşımaktadır. Bu doğrultuda, Afrika cevheri farklı tane boyu fraksiyonlarına ayrılmış ve fraksiyonel bazda kimyasal analiz yapılmıştır. Güney Amerika cevherinin kimyasal içeriği ise fraksiyonlara ayrılmadan tüm numune için yapılmıştır. Afrika ve Güney Amerika cevherlerinin analiz sonucu bazı önemli bileşenlerinin değerleri sırasıyla Çizelge 3 ve Çizelge 4'te özetlenmektedir.

Çizelge 3. Afrika konsantre demir cevherine ait kimyasal analiz sonucu

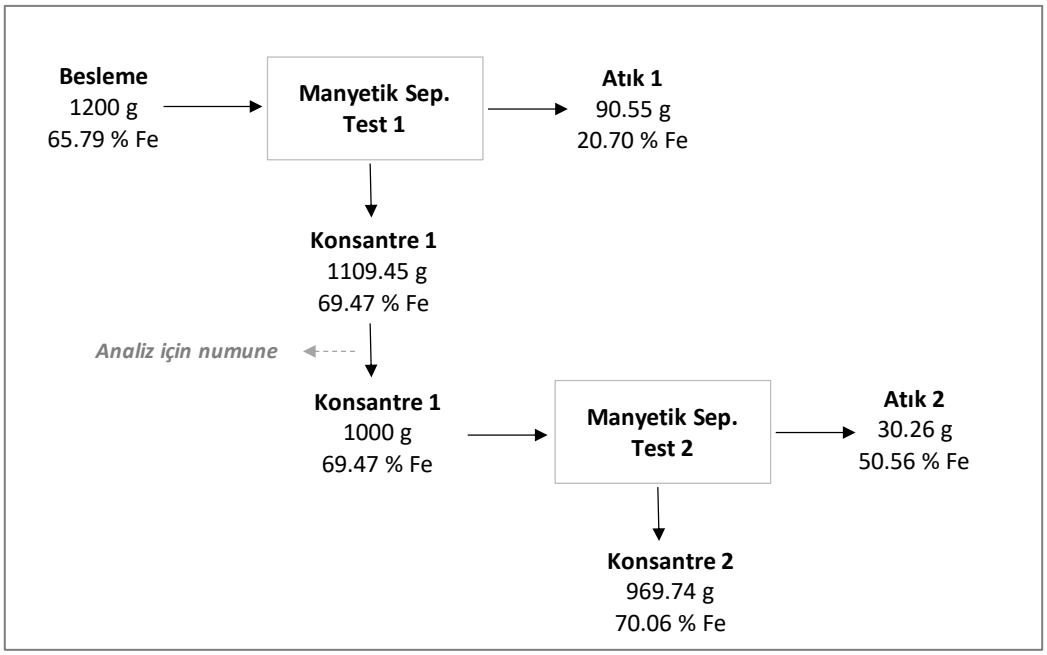
Tane Boyu Fraksiyonu (mm)	Fe (%)	SiO_2 (%)	Al_2O_3 (%)	S (%)	P (%)
+1.0	52.72	20.88	0.51	0.045	0.032
-1.0+0.500	64.41	6.37	0.36	0.028	0.011
-0.500+0.106	69.31	2.68	0.34	0.031	0.003
-0.106	65.03	7.01	0.57	0.100	0.015

Çizelge 4. Güney Amerika konsantre demir cevherlerine ait kimyasal analiz sonucu

	Fe (%)	SiO_2 (%)	Al_2O_3 (%)	S (%)	P (%)
GA-1	67.36	2.64	1.34	0.013	0.012
GA-2	66.32	3.84	1.88	0.032	0.008
GA-3	63.14	4.57	1.72	0.133	0.095
GA-4	66.58	2.71	1.61	0.031	0.024

Manyetik Ayırma Testleri

Çalışma kapsamında farklı bölgelerden elde edilen konsantre manyetit cevherlerinin Fe içeriğini yükseltmek ve safsızlıkları mümkün olduğunca en aza indirebilmek amacıyla manyetik ayırma testleri yürütülmüştür. Pelet beslemesinin kimyasal içeriği ile birlikte tane boyutu da peletleme prosesi için önem taşımaktadır. Bu nedenle öncelikli olarak tüm cevherler, uygun pelet besleme boyu olarak nitelendirilen % 90'ı 45 µm olacak şekilde öğütülmüştür. Sonrasında, benzer inceliğe sahip olan numuneler düşük alan şiddetli, ters akımlı bir yaş manyetik ayırıcı ile zenginleştirilme testlerine tabi tutulmuşlardır. Güney Amerika cevherleri için operasyonel manyetik alan şiddeti 990 gauss olan tek aşamalı manyetik ayırma testi uygulanırken, Afrika cevherine operasyonel manyetik alan şiddeti 993.4 ve 877.1 gauss olan iki aşamalı manyetik ayırma testi uygulanmıştır. Tüm testlerde tambur dönüş hızı sabit olup 60 dev/dak.'dır. Afrika cevheri manyetik ayırma testlerinde elde edilen Fe %'leri ve ağırlıklar basitleştirilmiş test şeması üzerinde gösterilmektedir (Şekil 4). Besleme ve konsantre numunelerine ait kimyasal analiz sonuçları ise Çizelge 5'te verilmiştir.



Şekil 4. Manyetik ayırma testi kuru ağırlık ve Fe (%) içeriği (Afrika cevheri)

Çizelge 5. Afrika cevherine ait kimyasal analiz sonucu

	Fe (%)	SiO_2 (%)	Al_2O_3 (%)	MgO (%)	TiO_2 (%)	S (%)	P (%)
Besleme	65.79	5.96	0.43	0.39	0.19	0.026	0.020
Test-1	69.47	2.92	0.40	0.24	0.21	0.031	0.003
Test-2	70.06	1.92	0.45	0.22	0.21	0.014	0.001

Beslemede % 65.29 olan Fe içeriği manyetik ayırma testinin ilk aşamasında % 69.47'ye, ikinci aşamasında ise % 70.06'ya kadar yükseltilmiştir. Demir içeriği açısından gerekli limit değerler testler sonucunda sağlanabilmiştir. Test verimleri ise yüksek olmakla beraber, Test 1 ve Test 2 için sırasıyla % 97.6 ve %97.8 olarak hesaplanmıştır. Manyetik ayırma testinin ilk aşamasında demir içeriğinin yeterli olmasına, safsızlıkların belirlenen limit değerler altında olmasına karşın, Test 2 sonucunda elde edilen konsantre numunesinin kimyasal içeriğinin pelet beslemesi için daha uygun olduğu ve harmanlamaya gerek duyulmadan kullanılabileceği anlaşılmıştır.

Güney Amerika konsantre cevherleri üzerinde yürütülen tek aşamalı manyetik ayırma testi sonucunda elde edilen ağırlıklar ve ayrım verimleri Çizelge 6'da, kimyasal içerikleri ise Çizelge 7'de verilmektedir. Manyetik ayırma testi sonucunda GA-2 kodlu numune dışında Güney Amerika cevherlerinin tümünde istenilen limit Fe yüzdeleri sağlanmıştır. GA-2 kodlu numunenin MgO ve TiO_2 değerlerinin kabul limitlerinin üzerinde olduğu saptanmıştır bu sebeple harmanlamada sınırlı miktarda kullanımı olabilir. GA-1 kodlu numune içeriğinin ise TiO_2 dışında uygun değerlerde olduğu görülmektedir. GA-3 ve GA-4 kodlu demir cevherlerinin ise SiO_2, Al_2O_3 , P ve S değerlerinde anlamlı bir düşüş gözlemlenmektedir. Ayrıca bu cevherlerin zenginleştirme sonrası MgO ve TiO_2 yüzdeleri uygun sınırlar arasındadır. GA-3 ve GA-4 kodlu numune yüksek Fe içeriği ve limit altındaki düşük safsızlık değerleri ile pelet beslemesi olarak harmanlamaya ihtiyaç duyulmadan tek başına değerlendirilebileceği gözükmektedir.

Çizelge 6. Manyetik ayırma testi kuru ağırlık ve verim (Güney Amerika cevheri)

	Ağırlık (g)			
	Besleme	*Konsantre*	*Atık*	Verim (%)
GA-1	1000	962.0	38.0	98.6
GA-2	1000	923.9	76.1	98.0
GA-3	1000	956.1	43.9	98.7
GA-4	1000	903.9	96.1	94.1

Çizelge 7. Güney Amerika cevherine ait kimyasal analiz sonucu

	Fe (%)	SiO_2 (%)	Al_2O_3 (%)	MgO (%)	TiO_2 (%)	S (%)	P (%)
GA-1	68.25	2.16	1.39	0.52	0.23	0.014	0.015
GA-2	66.99	2.08	1.20	1.28	0.30	0.050	0.040
GA-3	68.45	2.00	1.24	0.24	0.17	0.004	0.005
GA-4	70.09	0.96	0.84	0.19	0.13	0.004	0.004

SONUÇLAR

Bu çalışmada, farklı özelliklere sahip sinterlik kalitede demir cevherleri konsantrelerinin boyut dağılımı ve kimyasal analizi yapılmıştır. Çalışmanın amacına uygun olarak demir cevherlerinin boyut ve kimyasal içerik açısından pelet beslemesi olarak kullanılabilirliği araştırılmıştır. Bu kapsamda, numunelerin boyut ve kimyasal içerikleri belirlenmiştir. Analizi yapılan demir cevherlerinin pelet beslemesi olarak kullanılabilmesi için sağlaması gereken fiziksel ve kimyasal şartlara uygun olmadığı sonucuna varılmıştır. Öncelikli olarak numuneler öğütülerek uygun boyuta indirilmiştir. Uygun boyut aralığı sağlanan cevherler için manyetik ayırma testleri başarı ile yürütülmüştür. Zenginleştirme testleri sonucunda, Afrika demir konsantresinin tek aşamalı manyetik ayırma ile harmanlanarak pelet keki olarak kullanılabileceği, ayrıca iki aşamalı manyetik ayırma testi uygulanarak elde edilen sonuçla daha kaliteli pelet üretimi için, yüksek verim ile tek başına pelet beslemesi olarak kullanılabileceği sonucuna varılmıştır. Güney Amerika cevherlerinde ise GA-2 kodlu demir cevheri ise gereken özellikleri tam olarak sağlayamamıştır. GA-3 ve GA-4 kodlu cevherler yüksek Fe içeriği ve limitlerin altındaki düşük safsızlık değerleri ile tek başına pelet beslemesi olabilecek cevherler olarak değerlendirilmiştir. Sonuç olarak sinterlik kalitedeki çeşitli demir cevheri konsantrelerinin ilave bir öğütme ve zenginleştirme uygulanması ile yüksek Fe% ve düşük safsızlık içerikli pelet keki elde edilebildiği görülmektedir.

KAYNAKLAR

Atsushi, M., Uemura, H., Sakaguchi, T. (2010). Kobelco Technology Review, 29, 50-57.

Dutta, S.K. ve Sah, R. (2016). Encyclopedia of Iron, Steel, and Their Alloys, Direct Reduced Iron: Production (Chapter i,1082-1108). Boca Raton:CRC Press

Gojic, M. ve Kozuh, S. (2006). Development of Direct Reduction Processes and Smelting Reduction for Processes for the Steel Production. *Journal of Chemists and Chemical Engineers ,55(1),* 1-10.

Kumar, M., Baghel, H. ve Patel, S. K. (2013). Reduction and swelling of fired hematite iron ore pellets by non-coking coal fines for application in sponge ironmaking. *Mineral Processing & Extractive Metallurgy Review*, 34, 249.

Li, J. ve Barati, M. (2009). Kinetics and mechanism of decarburization and melting of direct-reduced iron pellets in slag, *Metallurgical and Materials Transactions B, 40B (1),* 17.

Lu, L., Pan, J., Zhu D. (2015). Quality requirements of iron ore for iron production Iron Ore (16.bölüm, 475-505). Cambridge, London: Elsevier ISBN 978-1-78242-159-7.

Midrex. (2018) 2017 World DRI Statistics [Brochure]

Smill, V. (2016). Modern ironmaking and steelmaking: furnaces, processes, and casting, Still the Iron Age Iron ans steel in the Modern World (1st edition, Chapter 5, 87-114). Australia: Elsevier ISBN 978-0-12-804233-5.

Türkiye Çelik Üreticileri Derneği. (2018). Basın Bülteni, *http://celik.org.tr/*

Word Steel Association. (2018). Steel Statistical Yearbook

Zhu, D., Pan, J., Lu, L. ve Holmes, R.J. (2015) Iron ore pelletization Iron Ore (Chapter 15, 435-474) Cambridge, London: Elsevier ISBN 978-1-78242-159-7.

SÜLFÜRLÜ ALTIN CEVHERİ FLOTASYONUNDA ALTERNATİF KOLLEKTÖRLERİN ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE APPLICABILITY OF ALTERNATIVE COLLECTORS IN THE SULPHIDE GOLD ORE FLOTATION

İ. Kurşun [1,*], G. Erçelik [1], M. F. Eskibalcı [1], M. Terzi [1], O. Özdemir [1], R. Sezen [2]

[1] *İstanbul Üniversitesi Cerrahpaşa, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: ilginkur@istanbul.edu.tr)*
[2] *Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*

ÖZET

Flotasyon yöntemi; altın zenginleştirme proseslerinde, kimyasal işlem kademeleri öncesinde özellikle sülfürlü cevherlerdeki altın taşıyan minerallerin ön konsantrasyonu amacıyla uygulanabilmektedir. Bununla beraber altın gibi kıymetli metallerin flotasyonunda verim optimizasyonu metal kazanma veriminin yükseltilmesi kapsamında özel bir öneme sahiptir. Bu çalışmada İzmir yöresi piritli altın cevherlerinin flotasyonunda kullanılan ditiyofosfat türü toplayıcıya alternatif olabilecek toplayıcıların kullanılabilirliği araştırılmıştır.

Bu kapsamda öncelikle deneysel çalışmalara esas olan altın cevheri mineralojik olarak karakterize edilmiştir. Karakterizasyon çalışmaları sonucuna göre d_{80}:~55 µm boyutuna öğütülen cevher numuneleri ile flotasyon deneyleri gerçekleştirilmiştir. Flotasyon çalışmalarında Aerophine 3418A, Aero 9863, Aero MX-505 ve Aero MX-980 olmak üzere dört farklı toplayıcının 0,25-0,50-0,75 ml/kg dozaj aralıklarında ve tekil olarak altın kazanma verimi üzerine etkileri dozaja bağlı olarak incelenmiştir.

İkinci aşamada ise tekil kollektör deneylerinde kümülatif altın kazanma verimleri ile en iyi sonuçların elde edildiği belirlenen Aero MX-505 ve Aero MX-980 kollektörlerin ditiyofosfat kollektör ile birebir oranda karışımları kullanılmış, bu toplayıcıların ikame etme imkanları ve sinerjistik etkileri incelenmiştir. Elde edilen sonuçlar ise bu toplayıcıların sülfürlü altın cevherlerinin flotasyonunda endüstriyel ölçekte hem teknolojik, hem de ekonomik olarak uygulanabilirliği açısından irdelenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Sülfürlü altın, flotasyon, ditiyofosfat, sinerjistik etki.

ABSTRACT

In gold processing the flotation method can be applied for the pre-concentration of gold bearing minerals prior to hydrometallurgical steps, especially in processing of sulphide ores, However, efficiency optimization in flotation of precious metals such as gold has a special importance in terms of the necessity of maximizing the metal yield. In this study, applicability of alternative collectors for dithiophosphate type collectors used in flotation of İzmir region gold ores was investigated.

In this context, mineralogical characterization studies were carried out on the gold ore samples which are subjected to the experimental studies. According to the results of characterization studies, flotation experiments were performed with ore samples that have d80 size of approximately 55 µm. In flotation studies, the effects of four different collectors, namely Aerophine 3418A, Aero 9863, MX-505 and MX-980 on the gold recovery efficiency as a function of collector dosage were individually investigated with dosage range of 0.25-0.75 mL/kg.

The best results were obtained using MX-505 and MX-980 collectors with cumulative gold gain yields, respectively. As the second stage, one-to-one ratio mixtures of MX-505 and MX-980 with dithiophosphate collector were used and synergistic effects of these collectors mixtures and the possibility of their substitution to dithiophosphate were investigated. The obtained results were examined in terms of both technological and economical applicability of these collectors in industrial flotation of sulphide gold ores.

Keywords: Sulphide gold, flotation, dithiophosphate, synergistic effect.

GİRİŞ

Antik çağlardan günümüze kadar altın, insanlar için her zaman değerli bir metal olarak görülmüştür. Mısırlılar ile başlayıp, Amerika ve Avusturalya'ya yayılan altın üretim süreci, günümüzde dünyanın neredeyse her kıtasında devam etmektedir (Habashi, 2016). Dünya üzerindeki altın üretiminin %1'lik kısmı Türkiye'de yapılmaktadır. Türkiye'de altın üretiminde yaygın olarak liç yöntemi, bunun yanı sıra gravite ve flotasyon yöntemleri de kullanılmaktadır (Bektimuroğlu, 2013). Bakır içeren altın cevherlerinin siyanür ile zenginleştirilmesinde yüksek miktarlarda siyanür tüketimi bir problem oluşturmaktadır. Bu gibi durumlarda alternatif olarak flotasyon yöntemi kullanılabilmektedir (Forrest vd., 2000).

Günümüzde flotasyon yöntemi, diğer yöntemlerin uygulanamadığı durumlarda, altın içeren bakır cevherleri, baz metal cevherleri, platinyum grubu cevherleri ve pek çok diğer cevher türünün zenginleştirilmesinde yaygın olarak kullanılmaktadır (Bulatovic, 2010). Altın flotasyonu ile ilgili ilk çalışmalar 1914 yılı sonlarında başlamış olmakla birlikte, son yıllarda sülfür içeren altın cevherlerinin kazanımı için flotasyon yöntemi yaygın olarak kullanılmaya başlanmıştır (Motherwell, 1914; Dixon, 1997).

Altın flotasyonunda, altın partiküllerinin fiziksel durumu (boyut, şekil, kompozisyon, yüzey özellikleri, yüzeyin başka mineral ile kaplanmış olma durumu), cevherin mineralojisi ve altının içerisinde bulunduğu konak mineraller (pirit, arsenopirit ve baz metal sülfür grupları) önemli parametreler arasında yer almaktadır (Allan ve Woodcock, 2001). Altın taneleri piritin içinde bulunuyorsa pirit seçici bir şekilde yüzdürülebilmektedir. Nabit altın ise doğal olarak hidrofiliktir. Bununla beraber hidrokarbonların kolay emilimi, nabit altına belirli derecede bir hidrofobiklik sağlamakta, bu durum ise doğal yüzebilirlikle sonuçlanmaktadır (Adams, 2002).

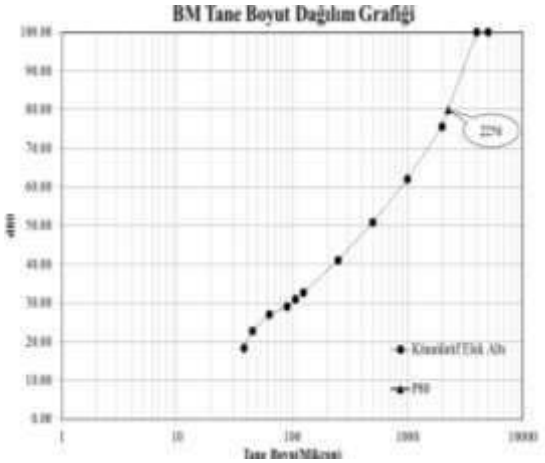
Nabit olarak bulunan ve 150 µm'den daha küçük boyutta serbestleşen altın tanelerinin ise özellikle ksantatlar veya ditiofosfatlar türü toplayıcılar ile kolaylıkla yüzdürülebildiği genel olarak kabul görmüş bir gerçektir (Teague vd., 1999). Ditiofosfatların altın flotasyonunda ksantatlar ile benzer davranış gösterdiği görüşü birçok çalışmada ortaya konulmuştur. Bununla beraber ditiofosfatlar altın flotasyonunda daha çok ksantata yardımcı ikincil toplayıcı olarak veya alkali ortamda pirit toplayıcı olarak kullanım alanı bulmaktadır. Altın flotasyonunda genellikle uzun karbon zincirine sahip toplayıcı grupları daha iyi sonuçlar vermektedir (Klimpel ve Isherwood, 1993). Serbest altın taneleri ve demir sülfür içeren tanelerin yüksek verim değerleri ile daha etkin bir flotasyonunu sağlamak amacıyla ksantata yardımcı olarak karboksimatların kullanılması da önerilmiştir (Cytec, 2010).

Buna bağlı olarak da pirit seçiciliği yüksek olan dialkol ditiofosfin grubunda yer alan bir toplayıcı (Aerophine 3418A) ve modifiye tiyonokarbamat grubunda yer alan üç farklı toplayıcının (Aero 9863, Aero MX-505 ve Aero MX-980) sülfürlü altın cevherlerinin flotasyonunda kullanılabilirliğinin araştırılması bu çalışmanın çıkış noktasını oluşturmuştur. Sonuç olarak bu çalışmada; sülfürlü bir altın cevherinin flotasyonunda, endüstriyel olarak hali hazırda kullanım alanı bulan ksantatı ikame edebilecek veya kstantat ile birlikte sinerjistik olarak kullanılabilecek alternatif bazı toplayıcıların, hem teknolojik, hem de ekonomik açıdan uygulanabilirliği incelenmiştir.

MALZEME VE YÖNTEM

Malzeme

Deneysel çalışmalarda kullanılan tüvenan altın cevheri İzmir yöresinde faaliyet gösteren özel bir firmadan temin edilmiştir. Tüvenan cevher, değirmen beslemesinden 120 kg olacak şekilde, temsili olarak alınmıştır. Alınan numunelerin ortalama tane boyutu 8.5-9.0 cm'dir. Numune ilk aşamada laboratuvar tipi çeneli kırıcı kullanılarak -4 mm altına kırılmış ve numune azaltma yöntemleri kullanılarak deneysel çalışmalar için hazır hale getirilmiştir. Tamamı -4 mm altına indirilen tüvenan cevherin tane boyut dağılım grafiği Şekil 1'de verilmiş olup, d_{80} tane boyutu 2,25 mm olarak tespit edilmiştir. Numunede zenginleştirmeye esas ve flotasyon açısından önem arz eden elementlerin fraksiyonel dağılımlarının belirlenmesi için çeneli kırıcı çıkışı malzemeni üzerinde fraksiyonel analiz yapılmış ve tane boyut fraksiyonlarının Au, Ag, Fe, Pb, Zn ve S içerikleri belirlenmiştir (Şekil 1).



Fraksiyon (mm)	S (%)	Au ppm	Ag ppm	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)
-4 + 1	1,8	8,6	10,5	2,7	0,2	0,3
-2 + 1	2,1	7,2	10,4	3,0	0,2	0,3
-1 + 0,5	2,3	7,2	16,1	3,3	0,5	0,4
-0,5 + 0,25	2,9	5,8	23,1	4,0	1,0	0,5
-0,25 + 0,125	3,6	7,8	34,2	4,3	1,5	0,6
-0,125 + 0,106	5,7	13,6	60,0	5,5	3,6	0,9
-0,106 + 0,090	4,5	11,2	39,8	4,6	2,0	0,9
-0,090 + 0,045	4,6	15,1	52,5	4,9	2,2	1,0
-0,045 + 0,038	5,3	15,2	57,1	4,9	2,5	1,1
-0,038	2,8	7,0	44,5	4,2	2,0	0,9
Toplam	2,8	8,2	27,4	3,7	1,1	0,6

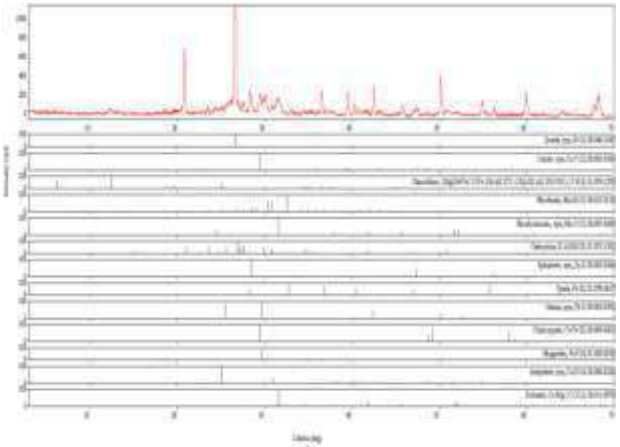
Şekil 1. Çeneli kırıcı çıkışı malzemenin tane boyut dağılım grafiği

Cevherin kimyasal analizi için ICP (indüktif olarak eşleşmiş plazma) ve AES (atomik emülsiyon spektroskopisi) yöntemleri kullanılmıştır. Bu kapsamda d_{80} = 75 µm olacak şekilde öğütülerek hazırlanan temsili numuneler, grafitten yapılmış ısı bloğu içerisinde 45 dakika boyunca kral suyu ile çözündürülmüştür. Akabinde ise çözelti soğuduktan sonra 12,5 mL saf su ile seyreltilmiş ve elde edilen çözeltilerin ICP ve AES cihazları ile element analizi yapılmıştır. Çizelge 1'de cevherin kimyasal analiz sonuçları gösterilmektedir.

Çizelge 1. Kimyasal Analiz Sonuçları

Element	İçerik (%)	Element	İçerik (ppm)
Pb	1,12	Au	8,20
Ca	3,09	Ag	27,80
Al	0,72	Co	7,00
Fe	3,76	B	220,00
K	0,05	Ba	10,00
Mg	0,30	Bi	13,00
Na	0,08	Cd	22,10
S	2,57	Cr	34,00
Ti	0,04	Mo	5,00
Zn	0,58	Ni	35,00
As	0,13	P	140,00
Cu	0,04	Sb	36,00
		W	170,00

Deneylere esas olan numunenin mineralojik içeriğinin ve numunede bulunan minerallerin dağılımının belirlenmesi amacıyla XRD ve modal analizler gerçekleştirilmiştir. Analizlerde Aeris ve Rigaku Miniflex II model X-Işını Difraktometreleri kullanılmıştır. Numunenin XRD grafiği ve modal analiz sonuçları Şekil 2'de verilmiştir.

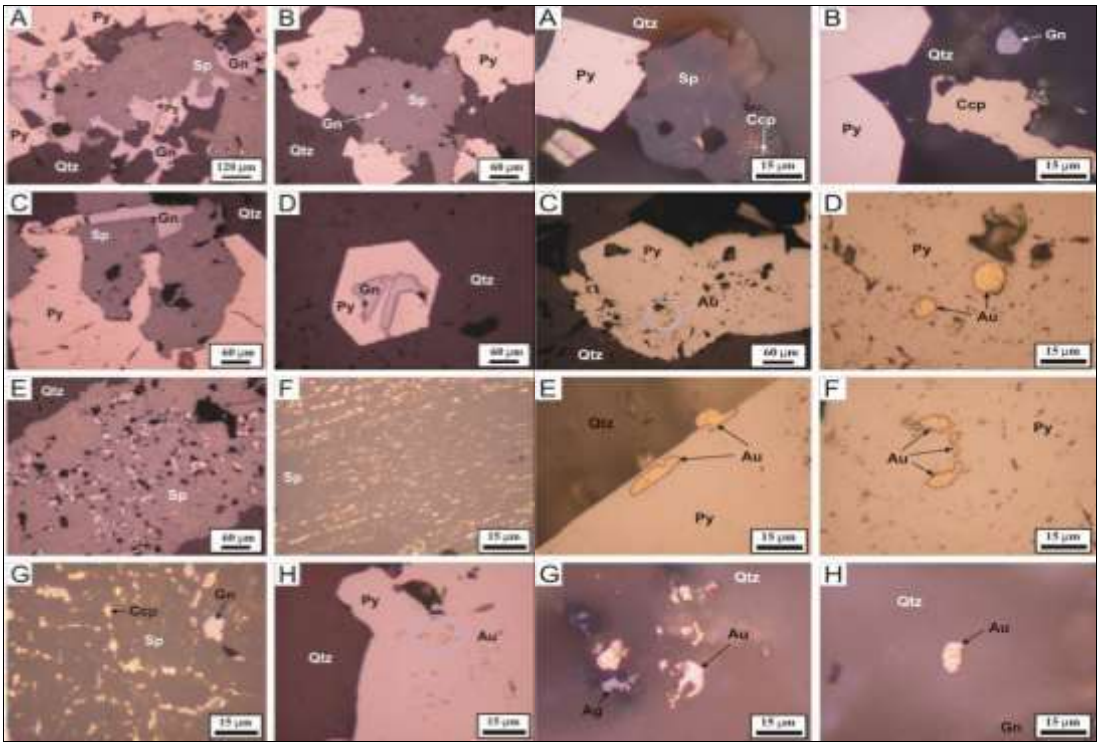


Mineral	Birleşimi	(%)
Pirit	FeS_2	4,3
Kalkopirit	$CuFeS_2$	0,7
Bornit	Cu_5FeS_4	0,6
Kovellit	CuS	0,5
Digenit	Cu_9S_5	0,1
Galen	PbS	0,5
Sfalerit	ZnS	0,4
Kuvars	SiO_2	52,0
K-Feldspat	$KAlSiO_3O_8$	14,8
Rodonit	$MgSiO_3$	6,5
Rodokrozit	$MnCO_3$	5,3
Kalsit	$CaCO_3$	2,9
Klorit	ClO_2	7,4
İllit	$K(H_3O)(Al,Fe)_2Si_4O_{10}$	1,7
Muskovit	$Al_2K_2O_6Si$	0,6
Hornblend	$Ca_2Al_3Si_8O_{22}(OH)_2$	1,7
Toplam		100,0

Şekil 2. Numunenin XRD grafiği ve modal analiz sonuçları

Şekil 2'de görüldüğü üzere kuvars ve potasyum feldspatın numunedeki en baskın mineraller olduğu belirlenmiştir. Numunenin ayrıca kalsit, klinoklor, rodokrozit, rodonit, klorit, pirit, sfalerit, galen, kalkopirit, manyetit ve dolomit minerallerini de ihtiva ettiği belirlenmiştir.

Petrografik incelemeler kapsamında ise tüvenan cevherden alınan numunelerin parlak kesitleri hazırlanmış ve cevher mikroskobu altındaki görüntüleri incelenmiştir. Parlak kesit görüntüleri Şekil 3'te verilmiştir.



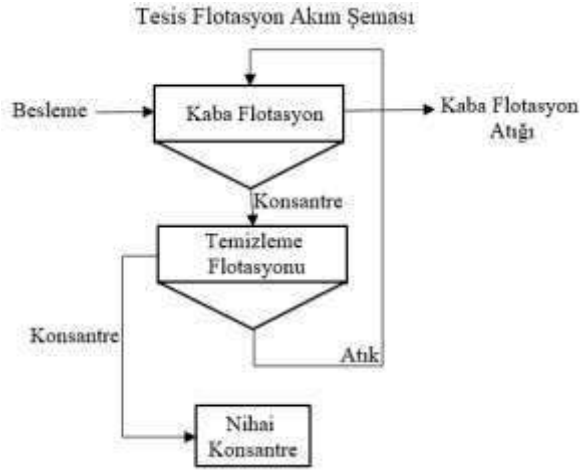
Şekil 3. Numuneye ait parlak kesit görüntüleri (50x, 100x ve 200x büyütme)

Petrografik analizler sonucunda cevherin büyük bir kısmını kuvars, potasyum feldspat, rodonit ve rodokrozit minerallerinin meydana getirdiği belirlenmiştir. Bu yapı içerisinde ise altınla birlikte oluşan pirit, sfalerit ve galen sülfid minerallerinin geliştiği tespit edilmiştir. Kuvars ve potasyum feldspat mineralleri içerisinde zaman zaman 5-30 µm boyutunda altın tanelerinin bulunduğu tespit edilmiştir.

Altın içeriği bakımından en zengin mineralin, pirit olduğu tespit edilmiştir. Pirit bünyesinde bulunan altın tanelerinin ortalama tane boyutunun yaklaşık olarak 30 µm olduğu ve yer yer 50-60 µm boyutlarına kadar ulaştığı görülmüştür. Galen ve sfalerit taneleri incelendiğinde bu iki mineralin piritten sonra altın içeriği bakımından cevherde bulunan en önemli mineraller olduğu gözlemlenmiştir. Ham cevher üzerinde, altın tanelerinin pirit-sfalerit ve galen mineralleri içerisinde 5-30 µm boyutunda bulunduğu tespit edilmiştir. Kalkopirit mineraline ise çok ender olarak rastlanılmıştır. Bazı kalkopirit tanelerinin de çok ince boyutlarda altın ihtiva ettiği gözlemlenmiştir.

Yöntem

Deneylere esas numunenin halihazırda zenginleştirildiği tesiste tüvenan cevher ilk kademede d_{80} boyutu ortalama 55 µm olacak şekilde öğütülüp sınıflandırıldıktan sonra kaba flotasyon devresine gönderilmektedir. Daha sonrası ise kaba flotasyon devresinden elde edilen konsantre, temizleme flotasyon devrelerine gönderilmekte ve temizleme flotasyonundan sonra filtrelenerek nihai konsantreyi oluşturmaktadır. Temizleme flotasyonu atığı ise sisteme geri gönderilerek kapalı devre şeklinde çalışmaktadır. Kaba flotasyon devresinde ksantat türü toplayıcıya (SIBX) yardımcı olarak ditiyofosfat (Promotor S-8045) kullanılmaktadır. Temizleme flotasyon işleminde ise herhangi bir kimyasal dozlaması yapılmamaktadır. Mevcut flotasyon devresine ait basitleştirilmiş akım şeması Şekil 4'te verilmiştir.



Şekil 4. Mevcut flotasyon devresine ait basitleştirilmiş akım şeması

Flotasyon deneyleri öncesinde 1 kg tüvenan cevhere, 660 mL su eklemesi yapılmış ve cevher d_{80} değeri -55 µm olacak şekilde çubuklu değirmende (Essa) 20 dakika öğütülerek flotasyon deneylerine hazır hale getirilmiştir. Flotasyon deneylerinde Metso marka laboratuvar tipi flotasyon cihazı kullanılmıştır. Cihazda karıştırma hızı 0-1800 dev/dk arasında ayarlanabilmektedir. Hücre hacmi ise 3 L'dir. Flotasyon deneyleri kapsamında öncelikle numunenin flotasyon kinetiği incelenmiştir. Flotasyon kinetiği deneylerinde toplayıcı olarak 45 gr/t Promotor S-8045 (%100) kullanılmıştır. Sabit tutulan parametreler Çizelge 2'de verilmiştir.

Çizelge 2. Flotasyon deney koşulları

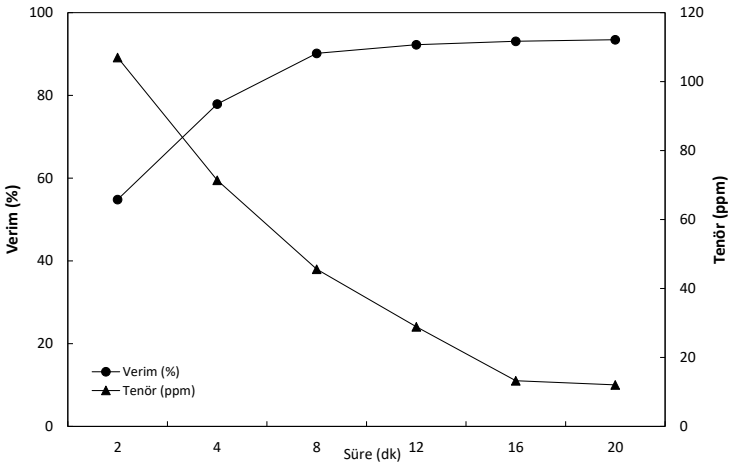
Parametre	**Değer**
Tane boyutu	55 µm
pH	8,8
Pülp katı oranı	%33
Karıştırma hızı	1250 dev/dk
Hava akışı	3 L/dk
Sıcaklık	35 °C
SIBX (%1)	40 gr/t (4 mL)
NaHS (%1)	20 gr/t (2 mL)
$CuSO_4$ (%1)	40 gr/t (4 mL)
Frother F-549	8,5 gr/t (0,001 mL)

Optimizasyon deneylerinde ise Çizelge 2'de verilmiş olan standart tesis parametreleri yine sabit tutularak, tesis dizaynına esas bir ditiyofosfat türevi olan ve flotasyon kinetiği deneylerinde de kullanılan Promotor S-8045 toplayıcıya alternatif olarak Aerophine 3418A, Aero 9863, Aero MX-505 ve Aero MX-9804 olmak üzere 4 farklı toplayıcı kullanılmıştır. Kullanılan alternatif toplayıcıların ve bunların karışımlarının, flotasyon verimi ve konsantre tenörü üzerindeki etkileri ve ekonomik olarak kullanılabilirlikleri irdelenmiştir.

BULGULAR

Flotasyon Kinetiği

Flotasyon kinetik testi sonuçları incelendiğinde, flotasyon süresindeki artışla birlikte Au veriminin de arttığı, 2. dakikada %55 seviyesinde olan Au veriminin 4. dakikada %78 seviyesine ulaştığı görülmektedir. 2 dakikada 107 ppm seviyesinde olan Au tenörünün ise zamana ve verim artışına bağlı olarak azaldığı görülmektedir (Şekil 5). Bununla beraber 16. ve 20. dakikada flotasyon verimi sırasıyla %93,10 ve %93.48 seviyelerinde gerçekleşmiş, bu sürelerde elde edilen konsantrelerin kümülatif Au tenörlerinin ise yine sırasıyla 75,11 ppm ve 73,55 ppm Au olduğu tespit edilmiştir. Buna göre 16. dakikada elde edilen sonuçlar 20. dakikaya göre flotasyon verimi açısından %0,38 oranında daha düşük ve Au tenörü açısından ise 1,56 ppm daha fazladır.



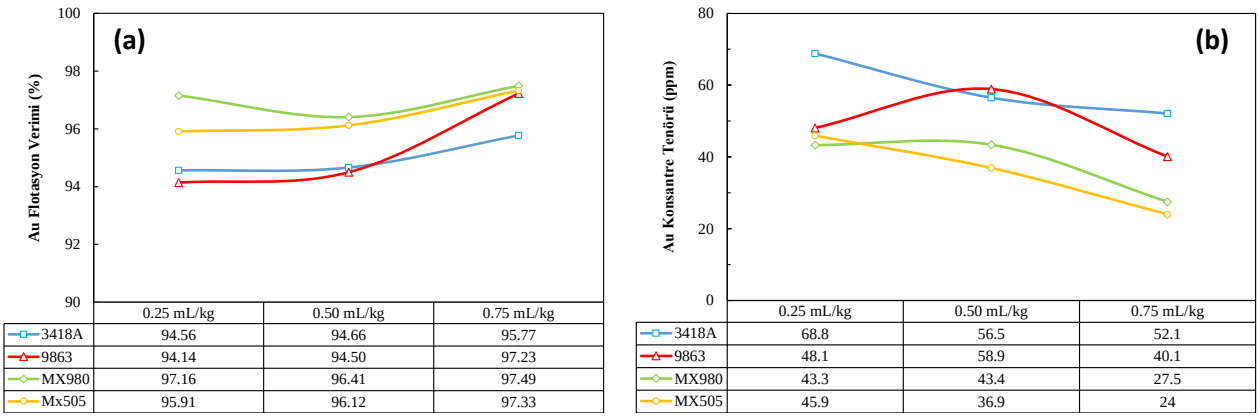
Şekil 5. Flotasyon kinetik testi sonuçları

Elde edilen bu sonuçlara göre 20. dakikaya göre Au verimdeki farkın ihmal edilebilir seviyede ve tenörün ise daha yüksek olması sebebiyle en uygun flotasyon süresi 16 dakika olarak belirlenmiştir.

Toplayıcı Optimizasyon Deneylerinin Sonuçları

Toplayıcı Türü ve Dozajının Au Kazanımı Üzerindeki Etkileri

Toplayıcı türü ve dozajının Au flotasyon verimi ve konsantre Au tenörü üzerindeki etkileri Şekil 6'da verilmiştir.



	0.25 mL/kg	0.50 mL/kg	0.75 mL/kg
3418A	94.56	94.66	95.77
9863	94.14	94.50	97.23
MX980	97.16	96.41	97.49
Mx505	95.91	96.12	97.33

	0.25 mL/kg	0.50 mL/kg	0.75 mL/kg
3418A	68.8	56.5	52.1
9863	48.1	58.9	40.1
MX980	43.3	43.4	27.5
MX505	45.9	36.9	24

Şekil 6. Toplayıcı dozajına bağlı altın verim (a) ve tenör (b) grafiği

Şekil 6'da görüldüğü gibi çalışma kapsamında incelenen bütün toplayıcıların dozajlarındaki artışa paralel olarak Au verimlerinde de artış elde edilmiştir. 9836, MX-980 ve MX-505 ile incelenen dozaj aralıklarında elde edilebilen nihai Au verimleri birbirlerine yakın seviyelerde olmakla beraber özellikle MX-980 ile elde edilmiş olan en yüksek Au verimine 25 mL/kg dozajı ile ulaşılabildiği görülmektedir.

Şekil 7b'de verilen tenör grafiği incelendiğinde ise incelenen bütün toplayıcıların dozajlarındaki artışa paralel olarak Au tenörlerinde azalma olduğu görülmektedir. Bununla beraber genel olarak en yüksek Au tenör değerlerinin Aerophine 3418A ile elde edildiği gözlemlenmiştir.

Au verimi açısından en iyi veren toplayıcılar olan 9836, MX-980 ve MX-505, elde edilen konsantrelerin Au tenörleri açısından kıyaslandığında ise 9863 ile kabul edilebilir bir Au veriminin elde edildiği 0,75 mL/kg dozajındaki Au tenörünün 40,1 ppm seviyesinde olduğu görülmektedir. Au verimi açısından en iyi sonucu veren MX-980'in 0,25 mL/kg dozajında kullanımında ise Au tenörünün 43,3 ppm olduğu ve bu toplayıcı ile 9863'e göre Au veriminde elde edilen avantajlı konumun Au tenörü açısıdan da korunduğu gözlenmiştir.

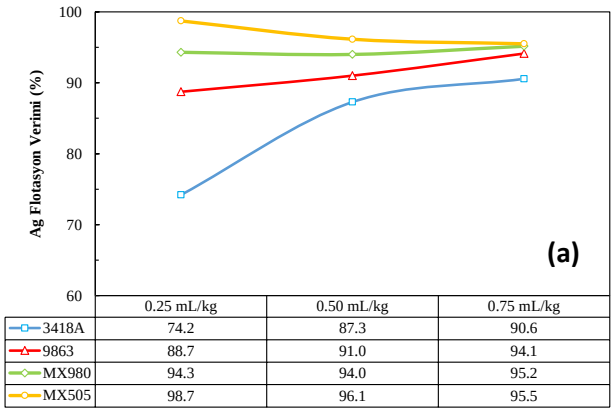
MX-505 ile hem Au verimi hem de Au tenörü açısından MX-980'e göre marjinal olarak daha düşük sonuçlar elde edilmiş olup, bu toplayıcının MX-980'in 0,25 mL/kg dozajındaki özellikle 9863'e göre avantajlı durumuna sahip olmadığı görülmüştür.

Elde edilen sonuçlar standart test sonuçları ile kıyaslandığında tüm alternatif toplayıcılar ile Au verimi açısından daha yüksek değerler elde edilmiştir. MX-980 ile standart testlerde edilen %93,8 Au verimini göre yaklaşık %3,4-3,7 oranında gelişme sağlanmıştır. Au tenörü ise buna bağlı olarak standart testte elde edilen 76,9 ppm seviyesinden 43-28 ppm bandına gerilemiştir.

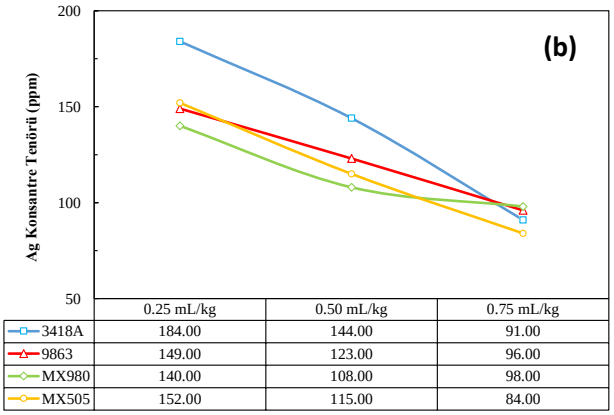
Sonuç olarak deneysel çalışmalarda özellikle kaba flotasyon devresinde çalışıldığı de göz önüne bulundurulduğunda, MX serisi toplayıcıların, özellikle de MX-980'in hem nabit altın hem de pirit, sfalerit ve galen minerallerinin kazanımında başarı ile kullanılabileceği sonucuna varılmaktadır.

Toplayıcı Türü ve Dozajının Ag Kazanımı Üzerindeki Etkileri

Toplayıcı türü ve dozajının Ag flotasyon verimi ve konsantre Ag tenörü üzerindeki etkileri Şekil 7'de verilmiştir.



	0.25 mL/kg	0.50 mL/kg	0.75 mL/kg
3418A	74.2	87.3	90.6
9863	88.7	91.0	94.1
MX980	94.3	94.0	95.2
MX505	98.7	96.1	95.5



	0.25 mL/kg	0.50 mL/kg	0.75 mL/kg
3418A	184.00	144.00	91.00
9863	149.00	123.00	96.00
MX980	140.00	108.00	98.00
MX505	152.00	115.00	84.00

Şekil 7. Toplayıcı dozajına bağlı gümüş verim (a) ve tenör (b) grafiği

Şekil 7'de görüldüğü gibi toplayıcı dozajına bağlı olarak gümüş kazanım verimleri kullanılan toplayıcı türüne göre farklı sonuçlar vermiştir. Gümüş kazanım verimi 3418A ile özellikle 0,50 mL/kg dozajında ciddi bir artış göstererek kimyasal dozajına bağlı olarak artış trendi göstermiştir. 9863 ile de 3418A kadar olmamakla birlikte yine dozaja bağlı artış eğilimi gözlenmiş, MX serisinde dozaja bağlı kayda değer bir artış gözlenmemiş hatta Ag veriminde 0,25 mL/kg'dan yüksek dozajlarda nispi bir düşüş olduğu görülmüştür.

Bununla beraber MX serisi toplayıcılar ile tüm dozaj aralıklarında hem 3418A hem 9863'ten daha yüksek Ag kazanım verimleri elde edilebildiği görülmüştür. En yüksek Ag kazanım verimi %98,7 ile 0,25 mL/kg MX-505 kullanımında elde edilmiştir. En iyi Au veriminin elde edildiği toplayıcı ve dozaj olan 0,25 mL/kg MX-980 ile ise %94,3 Ag kazanım verimi elde edilmiş olup elde edilen bu değer yine 0,75 mL/kg 9863 kullanımında elde edilen Ag kazanım veriminden yüksek gerçekleşmiştir.

Elde edilen sonuçlar Ag tenörü açısından incelendiğinde ise çalışma kapsamında incelenen tüm toplayıcıların artan dozajlarında Ag tenörünün keskin bir şekilde azaldığı gözlenmiştir. 3418A tenör açısından Au içeriğinde gösterdiği avantajı özellikle 0,25 ve 0,50 mL/kg dozajlarında Ag için de göstermiş olmakla birlikte, bu avantajı 0,75 mL/kg dozajında büyük ölçüde yitirerek, bu dozajda sadece MX-505'ten daha yüksek bir Ag tenörü sağlamıştır.

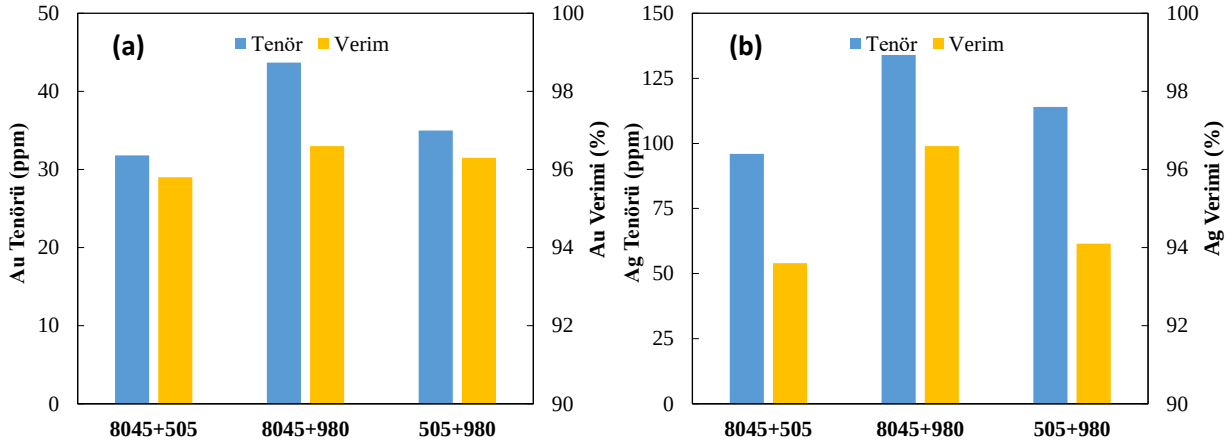
Verim ve tenör değerleri bir arada değerlendirildiğinde, kaba flotasyon devresinde, Ag kazanımı için optimum sonucun MX-505'in 0,25 mL/kg dozaj değeri ile elde edildiği söylenilebilmektedir. MX-980 ile aynı dozajda MX-505'ten daha düşük Ag tenör ve Ag verimi değerleri elde edilmiştir.

Elde edilen sonuçlar standart test sonuçları ile kıyaslandığında 3418A hariç tüm alternatif toplayıcılar ile Ag verimi açısından daha yüksek değerler elde edilmiştir. MX-505 ve MX-980 ile standart testlerde edilen %87,6 Ag verimine göre sırasıyla yaklaşık %7,9-11,1 ve %6,7-7,6 oranında gelişme sağlanmıştır. Ag tenörü ise standart testte elde edilen 140 ppm seviyesinden MX-505 ile 152 ppm seviyesine yükselmiş, MX-980 ile ise 140 ppm değeri korunmuştur.

Sonuç olarak Au ve Ag içeriklerinin özellikle yüksek verimlerde kazanımında, çalışma kapsamında incelenen toplayıcılardan hem MX-505 hem de MX-980'in düşük dozajlarda başarı ile kullanılabileceği belirlenmiştir.

Alternatif Toplayıcıların Sinerjistik Etkileri

Toplayıcı optimizasyon deneylerinde 0,25 mL/kg dozajlarında hem Au hem de Ag açısından yüksek verim ve tenör değerleri sağladığı belirlenmiş olan MX-505 ve MX-980 toplayıcıların deneysel çalışmalara esas olan cevherin zenginleştirildiği tesiste halihazırda kullanılan S-8045 toplayıcıyı ikame etme olanakları ve hem S-8045 ile hem de kendi aralarındaki sinerjistik etkilerinin incelenmesi amacıyla 1:1 (0,25+0,25 mL/kg) karışım oranlarında kullanımları incelenmiştir. Sinerjistik etki incelemelerinin Au ve Ag açısından verim ve tenör sonuçları Şekil 8'de verilmiştir.



Şekil 8. Toplayıcı karışımları ile elde edilen Au (a) ve Ag (b) verim-tenör grafikleri

Ditiyofosfat (S-8045) ve tiyonokarbamatların (MX-505 ve MX-980) birebir oranda karışımlarında standart testin Au verim sonucundan yaklaşık %2-3 daha yüksek bir verim değeri elde edilmiş olmakla birlikte kimyasalların tekil kullanımlarındaki verim değerlerine ulaşılamamıştır. MX-505 ile MX-980'in birebir karışımı sonucunda ise bu toplayıcıların tekil kullanımlarında elde edilen sonuçların aritmetik ortalaması ile korele bir sonuç elde edilmiş olup, pozitif bir sinerjistik etkiye rastlanmamıştır.

Ag açısından ise ditiyofosfat (S-8045) ve tiyonokarbamatların (MX-505 ve MX-980) birebir oranda karışımlarında standart testin Ag verim sonucundan yaklaşık %6-9 gibi önemli derecede yüksek bir verim değeri elde edilmiş ancak MX-505 ile bu toplayıcının tekil kullanımındaki verim değerine ulaşılamamıştır. Bununla beraber S-8045+ MX-980 kullanımında ise MX-980'in tekli kullanımından yaklaşık %2,3 daha yüksek bir verim Ag değeri elde edilmesi ile sinerjistik bir etkinin meydana geldiği belirlenmiştir. MX-505 ile MX-980'in birebir karışımı sonucunda ise bu toplayıcıların tekil kullanımlarından hem Ag verimi hem de Ag tenörü açısından daha düşük değerler elde edilmiş olup, olumlu bir sinerjistik etkiye Ag açısından da rastlanılmamıştır.

Sonuç olarak MX-505 ve MX-980 toplayıcıların kaba flotasyon devresinde ksantat yanında tekil olarak kullanılmasının hem Au hem de Ag kazanımı açısından daha anlamlı olacağı kanaatine varılmıştır.

SONUÇ VE TARTIŞMA

Bu çalışmada; sülfürlü bir altın cevherinin flotasyonunda, endüstriyel olarak hali hazırda kullanım alanı bulan ksantata ikame edebilecek veya kstantat ile birlikte sinerjistik olarak kullanılabilecek alternatif bazı toplayıcıların, hem teknolojik, hem de ekonomik açıdan uygulanabilirliği incelenmiştir.

Karakterizasyon çalışmaları sonucunda cevherin ortalama 8.2 ppm Au, 27.4 ppm Ag içerdiği gözlemlenmiştir. Mikroskop altında parlak kesitler incelendiğinde, numunede kuvars ve potasyum feldspat

mineralleri içerisinde pirit, sfalerit ve galen mineralleri bulunduğu tespit edilmiştir. Altın ve gmüş tanelerinin ise pirit-sfalerit ve galen minerallerinin içerisinde 5-15 µm boyut aralığında bulunduğu gözlemlenmiştir.

Flotasyon kinetik testi kapsamında optimum flotasyon süresi 16 dakika olarak belirlenmiş ve bu sürede gerçekleştirilen standart flotasyon deneyi sonucunda %93,8 Au verimi ile 77 ppm Au tenörlü ve %87,6 Ag verimi ile 140 pmm Ag tenörlü bir konsantre elde edilmiştir. Çalışma kapsamındaki tüm deneyler kaba flotasyon devresi göz önünde bulundurularak gerçekleştirilmiştir. Kaba ve temizleme flotasyon devrelerindeki hedefler Çizelge 3'te gösterilmiştir.

Çizelge 3. Kaba ve temizleme devrelerinde hedefler (Kaya ve Laplante, 1986)

Kaba Flotasyon	**Temizleme Flotasyonu**
Öncelik yüksek verim	Öncelik yüksek tenör
Köpük derinliği (1-15 cm)	Köpük derinliği (15-40 cm)
Hızlı köpük akışı	Gevşek ve sulu köpük akışı
Yüksek karıştırma hızı	Nispeten düşük karıştırma hızı
Uzun hücreli banklar	Kısa hücreli banklar
Açık akışlı hücre şekli	Hücreden hücreye akış şekli

Tablo 4'te görüldüğü üzere kaba flotasyon devrelerinde yüksek bir verim değerinin elde edilmesi birincil önceliğe sahiptir. Bu nedenle çalışma sonuçları değerlendirilirken elde edilen verim değerleri öncelikli olarak göz önünde bulundurulmuştur.

Flotasyon test çalışmalarında; en yüksek Au verim değerleri, Aero MX-505, Aero MX-980 ile elde edilmiş ve standart test sonuçlarına göre yaklaşık %2 verim artışı, 30 ppm tenör düşüşü gözlemlenmiştir. Kaba flotasyon devresinde verim ön planda olduğu için bu iki toplayıcının verim açısından S-8045'e tercih edilebileceği kantine varılmıştır. Aerophine 3418A ve Aero 9863 ise tüm dozaj aralıklarında Au verimi açısından birbirine yakın sonuçlar vermiştir. Bu toplayıcılar ortalama %94 Au verimi ile Aero MX-505 ve MX-980'ın %2 seviyesinde gerisinde kalmıştır.

Aero MX-505 ve MX-980'ın S-8045 toplayıcıyı ikame etme olanakları ve hem S-8045 ile hem de kendi aralarındaki sinerjistik etkilerinin incelenmesi amacıyla 1:1 (0,25+0,25 mL/kg) karışım oranlarında kullanımları incelenmiştir. S-8045+MX-505 ve S-8045+MX-980 ile elde edilen Au verimleri sırasıyla %95,8 ve %96,6 olmuştur. Bununla beraber bu toplayıcıların tekil kullanımlarında %2'ye kadar daha yüksek Au verimleri elde edilmektedir. Bu sebeple ksantata yardımcı bu ikincil kimyasalların tekil olarak kullanılmalarının daha anlamlı olacağı sonucuna varılmıştır. Ayrıca MX-505+MX-980'in tekil kullanımlarında daha yüksek Au verimleri elde edilmiştir. Bu iki kimyasalın köpürtücü özelliğe de sahip olması sebebi ile karışımlarının ksantat ile birlikte devreye verilmesinin, flotasyon hücre kontrolleri (köpük kalınlığı ve çekiş) açısından zorluklara yol açacağı düşünülmektedir. Bu toplayıcıların incelenen karışım dozajlarındaki birlikte kullanımları ayrıca ekonomik açından da kimyasal maliyetlerini arttırarak endüstriyel kullanım açısından bir dezavantaj yaratma potansiyeline sahiptir.

Bununla beraber Ag verim ve tenörleri irdelendiğinde Aero MX-505'in 0,25 mL/kg dozajında kullanımda %98,7 verim ve 152,0 ppm tenör ile en yüksek Ag verimi ve tenörünü sağladığı belirlenmiştir. Bu açıdan Aero MX-505'in özellikle tesis ölçeğinde gümüş kazanımlarının geliştirilebilmesi noktasında umut vaat edici sonuçlar verdiği söylenilebilmektedir.

Sonuç olarak, sadece kaba flotasyon devresi için S-8045 kimyasalına alternatif olarak MX-505 ve MX-980 kimyasallarının kullanılmasının tesis şartlarında Au kazanma verimini yaklaşık olarak %2 değerinde arttıracağı, kaba flotasyon devresindeki Au kaçağını ise %30-%40 arasında azaltacağı tahmin edilmektedir.

Ayrıca S-8045 yerine MX-505 kimyasalının kullanılması gümüş verim ve tenör değerlerini de önemli derecede yükseltebilecektir.

Bu çalışmanın devamı olarak ise MX-505 ve MX-980 toplayıcıların pilot çapta denenmesi ve kimyasalların etkileşim mekanizmalarının incelenmesi amacıyla zeta potansiyel, temas açısı ölçümleri gibi mikro düzeyde incelemelerin yapılması planlanmaktadır.

KAYNAKLAR

Adams, M. D. (2002). Flotation of gold and silver ores. In Mining Chemical Handbook (pp. 293), Newark, NJ, USA: CYTEC.

Allan, G. C., Woodcock, J. T. (2001). A review of the flotation of native gold and electrum. *Minerals Engineering, 14(9)*, 931-962.

Bektimuroğlu, O. (2013). Dünya'da ve Türkiye'de Altın. Ankara: MTA.

Bulatovic, S.M., (2010). Flotation of gold, PGM and oxide minerals. In Handbook of Flotation Reagents (pp.1-2), Netherlands.

Cytec (2010). Mining Chemicals Handbook. USA: Cytec Industries.

Dixon, G. D. (1997). A Brief Introduction to the Extractive Metallurgy of Gold. Department of Metals and Materials Engineering University of British Columbia, Canada.

Forrest, K., Yan, D. and Dunne R. (2000). Optimisation of gold recovery by selective gold flotation for copper-gold-pyrite ores. *Minerals Engineering, 14 (2)*, 227-241

Habashi, F. (2016). Gold–An historical introduction. In Gold Ore Processing (2nd ed., pp.1-20).

Kaya, M., Laplante, A. R. (1986). Factors influencing design, hydrodynamics, mixing residence time distribution, scale-up, selection and sizing of mechanical flotation machines. Mineral Separation Systems Seminar, McGill University.

Klimpel, R. R., Isherwood, S. (1993). Some new flotation products for improved recovery of gold and platinum. In Proc. Randol Gold Forum, Beaver Creek (pp. 105-111).

Motherwell, W. (1914). Flotation test at Mount Morgan, Mining & Scientific Press.

Teague, A. J. (1999) A conceptual model for gold flotation. *Minerals Engineering, 12*, 1001-1019.

THE EFFECT OF DRY AND WET GRINDING ON GOLD ORE FLOTATION

H.S. Gökçen [1,*], S. Oluklulu [1], V. Bozkurt [1], Y. Ucbaş [1]

[1]*Mining Engineering Department, Eskisehir Osmangazi University*
*(*Corresponding author: sgokcen@ogu.edu.tr)*

ABSTRACT

In this study, the effect of dry and wet grinding on the flotation of gold ore was investigated comparatively with and without (collectorless) a collector (potassium amyl xanthate, PAX). In flotation tests with PAX, a rougher concentrate containing 11.04 ppm Au was obtained with 85.47% recovery following wet grinding while obtaining a rougher concentrate having 42.54 ppm Au with 85.10% recovery after dry grinding. The concentrate obtained following dry grinding had four times higher Au grade. In collectorless flotation tests, a rougher concentrate containing 7.68 ppm Au were obtained with 57.70% recovery following wet grinding while obtaining a rougher concentrate having 29.07 ppm Au with 67.85% recovery after dry grinding. Dry grinding resulted in both higher grade and recovery compared to the wet grinding in collectorless flotation. Overall, Au grades and recoveries of obtained concentrates were higher in both wet and dry grinding conditions with collector compared to the collectorless flotation. Further collectorless flotation tests with dry ground samples were carried out in order to increase Au grades and recoveries. Finally, a rougher concentrate containing 44.88 ppm Au was acquired with recovery of 82,63%.

Keywords: Gold ore, gold flotation, wet/dry grinding, collectorless flotation

INTRODUCTION

Gold is a relatively rare metal and the average content in the earth's crust is about 3ppb (O'Connor and Dunne, 1994). Recovery of native gold from gold ores varies according to the nature of the deposit, ore mineralogy and gold distribution of the ore (Allan and Woodcock, 2001). Generally concentration methods include gravity, often gravity in combination with flotation and/or cyanidation. Among these methods flotation come into prominence due to the cost effectiveness (Bulatovic, 1997; Bulatovic and Wyslouzil, 2000). Flotation of gold and gold-bearing minerals can be classed into five categories (Dunne, 2016),

- Flotation of native or free gold,
- Flotation of telluride minerals,
- Flotation of gold-carrying iron sulfides,
- Flotation of aurostibite, stibnite, and maldonite,
- Flotation of copper-gold ores.

Native or free gold is assumed to be naturally hydrophobic (Dunne, 2016). Especially, untarnished gold with appropriate particle size could easily be floated with only a frother (Aksoy and Yarar, 1989). Flotation of native gold including gold associated with easily flotable minerals is achieved at a natural ore pH by using no collector (collectorless) and generally, small dosages (<10 g/t) of uncharged water insoluble collectors (Klimpel, 1999).

Grinding conditions have an important effect on the concentration response of the minerals in successive processing methods, particularly in flotation. Wet grinding is often preferred prior to flotation due to the fact that flotation is performed wet. Dry grinding is usually preferred in regions where water is scarce and following process is dry. The effect of wet and dry grinding environment prior to flotation of sulfide ores has been a subject of limited studies (Farrokhpay and Manouchehri, 2012; Feng and Aldrich, 2000; Koleini et al., 2012; Palm et al., 2010; Seke, 2005). In the case of sphalerite ore, dry grinding resulted in more positive pulp potentials, oxidizing environment, compare to the wet grinding. Furthermore, the grades and recoveries of sphalerite were higher as opposed to wet grinding (Koleini et al., 2012; Liu et al., 2018; Palm et al., 2010; Seke, 2005).

In this study, the effect of dry and wet grinding on the flotation of gold ore was investigated comparatively with and without (collectorless) a collector.

MATERIAL AND METHOD

A bulk sample of a gold ore was used in this study. It was initially crushed below 8 mm by using a jaw crusher then further crushed below 3 mm using a roll crusher. This sample was then split into 500 g bags to be used as a feed to a rod mill and kept frozen in the fridge when not being handled. A cylindrical laboratory rod mill with a diameter of 200 mm and a length of 250 mm was used in grinding tests with 60% solids. Grinding media was stainless steel rods with a weight of 12900 g. The crushed ore samples were ground at pre-determined time in wet and dry conditions to obtain P_{80} size of 75µm. The particle size distributions of the dry and wet ground samples were determined using Malvern Mastersizer Hydro 2000-MU instrument and illustrated in Figure 1. As seen particle size distributions in the case of dry and wet grinding conditions are quite identical.

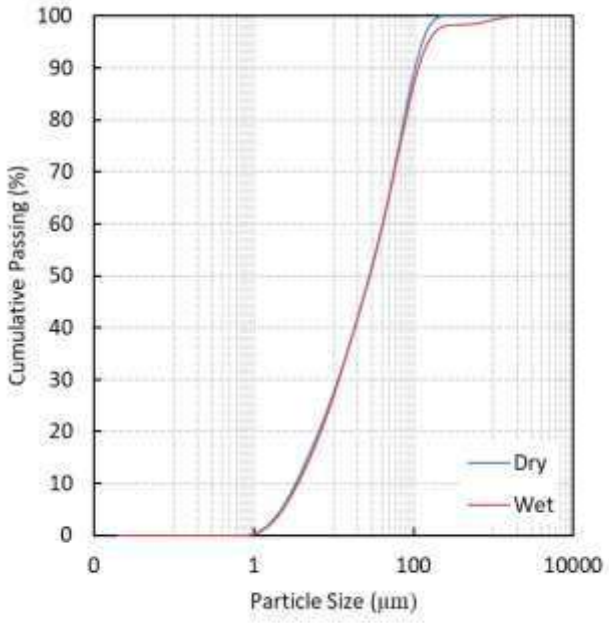


Figure 1. Particle size distribution of the dry and wet ground samples

Rougher batch flotation tests were performed in a 1.5 L Denver flotation cell. Tap water was used to make up approximately 35% solids by weight. The impeller speed was set at 900 rpm and the air flow rate was maintained at 5 L/min. 30 g/t Aerofroth 70 (AF70, Solvay Chemicals Inc.) was used as a frother and 30 g/t potassium amyl xanthate (PAX) as a collector. The pH was natural ore pH of 7.9. The pulp was agitated for a period of 6 min., so that any differences in pH between each test would be

stabilized. In the case of flotation tests with collector, extra 3 min. of conditioning time was allowed. Frother was added and conditioned for 1 min. before the air entered the pulp. Scraping of the froth was performed every 15 s. Three rougher concentrates were taken after 30, 60 and 180 s. These concentrates were dried and weighed and prepared to be shipped for analysis. Flotation performance was evaluated based upon Au grades and recoveries.

All the feed samples and flotation test products were analyzed at Bureau Veritas Commodities Canada Ltd., Vancouver, BC, Canada by ICP-ES/ICP-MS and by fire assay for gold. The average feed assays for gold and the other major elements are given in Table 1 The mineralogy is dominated by quartz and mica with moderate amounts of feldspar, carbonates and minor amounts of clay, magnesium silicates and sulfides (chalcopyrite and pyrite) Gold mainly is in the form of free gold or native form.

Table 1. Assays of feed sample

Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (g/t)	Fe (%)	S (%)
3.91	1.36	45.00	1.35	0.23

RESULTS AND DISCUSSIONS

The effect of dry and wet grinding on gold flotation with collector is given in Figure 2. It can be seen that Au recoveries are quite similar in both grinding conditions while Au grades being significantly higher for the dry ground sample especially at shorter flotation times. This indicates that dry grinding resulted in much better selectivity compare to the wet grinding condition. Increased selectivity in dry ground samples could be attributed to the less hydroxides formation on gold surfaces compare to the wet grinding (Chapman et al., 2011; Palm et al., 2010).

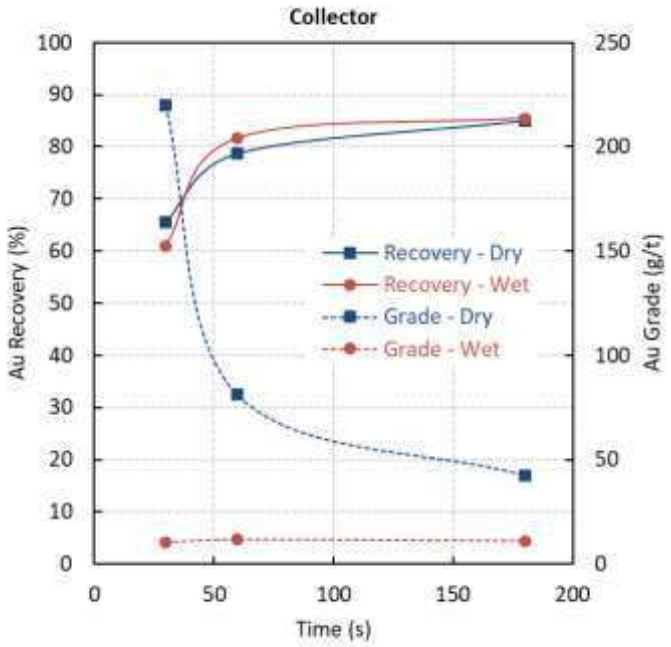


Figure 2. The effect of dry and wet grinding on gold flotation with collector

In collectorless flotation, the dry ground samples exhibited much higher Au recoveries and grades then the wet ground samples as shown in Figure 3. Dry grinding led to better selectivity in

collectorless flotation as well. The negative effect of wet grinding on gold flotation might be due to the formation of hydroxide coating on gold surfaces through galvanic interaction (Chapman et al., 2011; Palm et al., 2010).

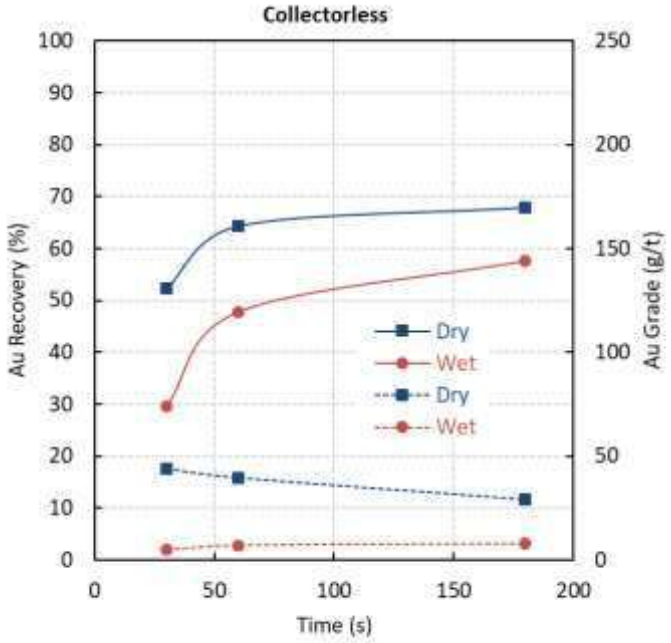


Figure 3. The effect of dry and wet grinding on gold flotation without a collector

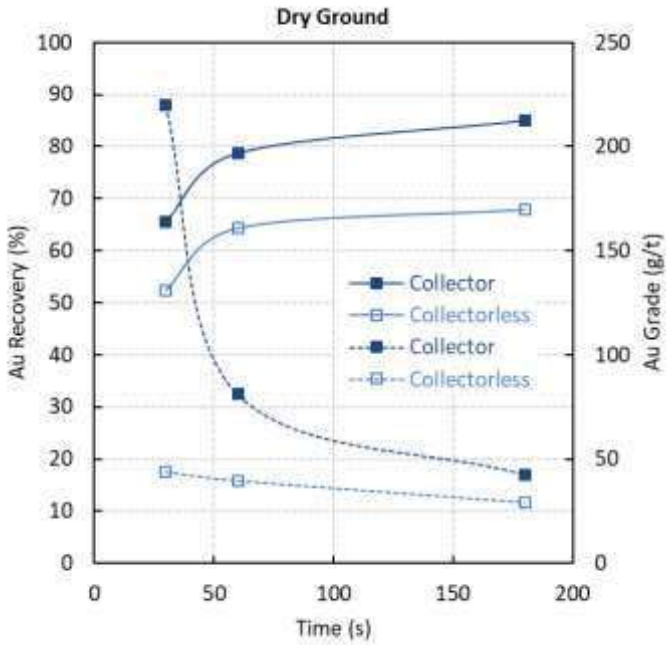


Figure 4. Comparison of the gold flotation after dry grinding

The comparison of gold flotation with and without collector after dry grinding is presented in Figure 4. Au recoveries and grades increase significantly with collector addition. Gold flotation results with and without a collector after wet grinding given in Figure 5. Collector addition resulted in better gold flotation following wet grinding conditions as well.

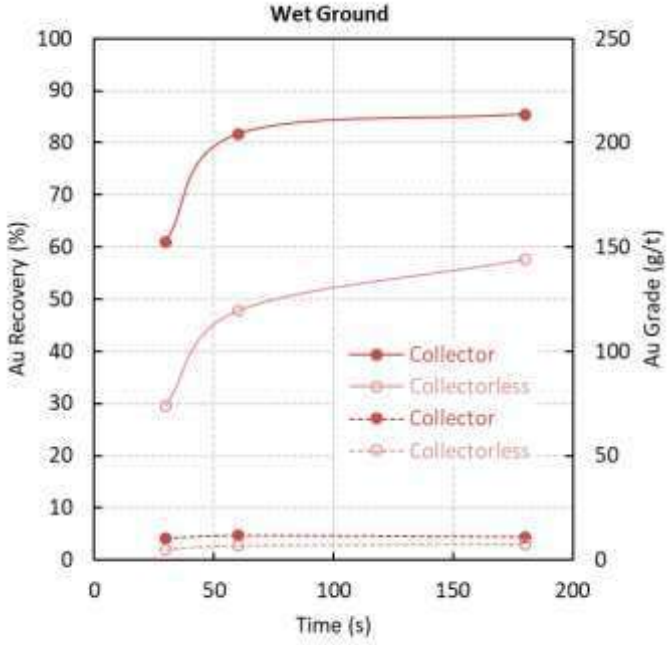


Figure 5. Comparison of the gold flotation after wet grinding

Dry grinding prior to gold flotation seems to have some potential in terms of gold selectivity especially in collectorless flotation (Figure 3 and 4). Therefore, supplementary collectorless flotation tests were performed on dry ground samples. The effect of longer conditioning (LC) on collectorless flotation was examined. In this test, 30 min of extra conditioning time was allowed before the froth collection. The results are presented in Figure 6.

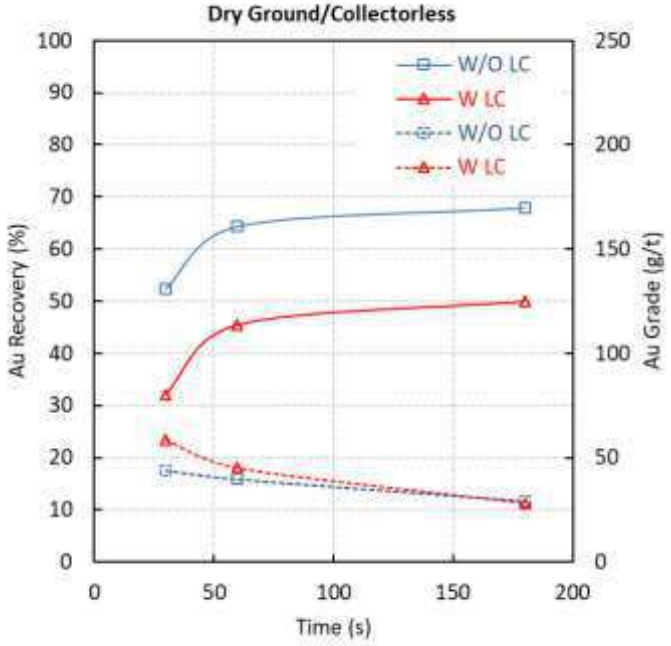


Figure 6. Effect of long conditioning (LC) on collectorless flotation

As seen in Figure 6, longer conditioning (LC) resulted in lower Au recoveries. This could also be interpreted as possible coating of hydroxyl species on gold surfaces with a prolonged time of conditioning as observed after wet grinding. The behavior observed in Figure 6 suggests that the effect of short conditioning (SC) needs to be tested as well. In this test, no conditioning was allowed before the froth collection (i.e. rougher concentrate collected immediately). The results are presented in Figure 7. It is interesting to note that Au recoveries and grades increase significantly similar to that of with collector. This indicated that gold could well be floated successfully in collectorless flotation conditions. Collectorless flotation of gold after dry grinding has not been investigated by others according to the authors' literature knowledge.

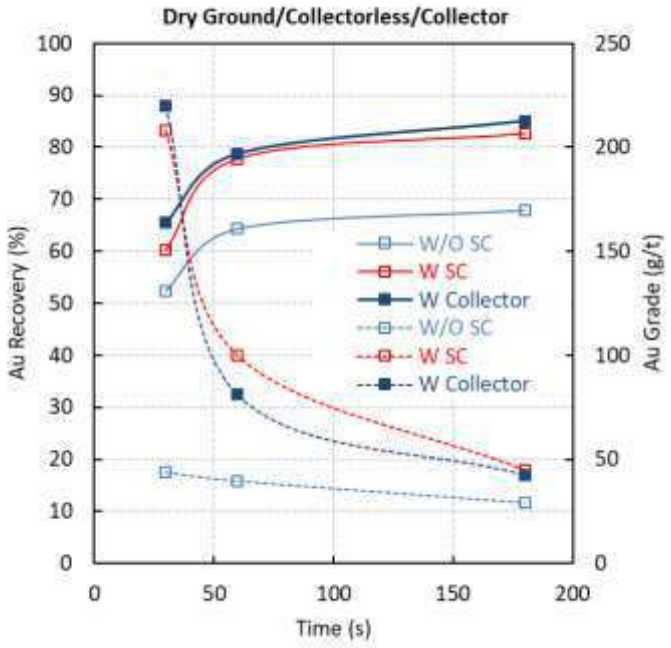


Figure 7. Effect of short conditioning (SC) on collectorless flotation

CONCLUSIONS

In this study, the effect of wet and dry grinding on the flotation of a gold ore was investigated with and without a collector (collectorless). In flotation tests with collector, a rougher concentrate containing 11.04 ppm Au was obtained with 85.47% recovery after wet grinding while obtaining a rougher concentrate having 42.54 ppm Au with 85.10% recovery after dry grinding. The concentrate obtained following dry grinding had four times higher Au grade with similar recoveries. In collectorless flotation tests, a rougher concentrate containing 7.68 ppm Au were obtained with 57.70% recovery following wet grinding while obtaining a rougher concentrate having 29.07 ppm Au with 67.85% recovery after dry grinding. Dry grinding resulted in both higher grade and recovery compared to the wet grinding in collectorless flotation. Overall, Au grades and recoveries of obtained concentrates were higher after both wet and dry grinding conditions with collector compared to the collectorless flotation. Nevertheless, it was found that dry grinding preceding to gold flotation has some potential in collectorless flotation. Furthermore, the effect of conditioning time on collectorless flotation was examined and a rougher concentrate containing 44.88 ppm Au was acquired with the recovery of 82,63% at short conditioning time. As result of this study, it is worth to mention that collectorless flotation was proved to be an effective means in gold ore flotation.

REFERENCES

Aksoy, B.S., Yarar, B., 1989. Natural hydrophobicity of native gold flakes and their flotation under different conditions, in: Dobby, G.S., Rao, S.R. (Eds.), Processing of complex ores. Pergamon, Amsterdam, pp. 19-27.

Allan, G., Woodcock, J., 2001. A review of the flotation of native gold and electrum. Minerals Engineering 14, 931-962.

Bulatovic, S., 1997. Flotation behaviour of gold during processing of porphyry copper-gold ores and refractory gold-bearing sulphides. Minerals Engineering 10, 895-908.

Bulatovic, S., Wyslouzil, D.M., 2000. Gold recovery: Flotation, in: Wilson, I.D. (Ed.), Encyclopedia of separation science. Academic Press, Oxford, pp. 2965-2975.

Chapman, N.A., Shackleton, N.J., Malysiak, V., O'Connor, C.T., 2011. The effect of using different comminution procedures on the flotation of platinum-group minerals. Minerals Engineering 24, 731-736.

Dunne, R., 2016. Chapter 20 - flotation of gold and gold-bearing ores, in: Adams, M.D. (Ed.), Gold ore processing (second edition). Elsevier, pp. 315-338.

Farrokhpay, S., Manouchehri, H.R., 2012. Flotation characteristics of a complex copper ore: A comparison between wet and dry grinding, 26th International Mineral Processing Congress, IMPC 2012: Innovative Processing for Sustainable Growth - Conference Proceedings, pp. 1370-1377.

Feng, D., Aldrich, C., 2000. A comparison of the flotation of ore from the merensky reef after wet and dry grinding. International Journal of Mineral Processing 60, 115-129.

Klimpel, R., 1999. Industrial experiences in the evaluation of various flotation reagent schemes for the recovery of gold. Mining, Metallurgy & Exploration 16, 1-11.

Koleini, S.M.J., Abdollahy, M., Soltani, F., 2012. Wet and dry grinding methods effect on the flotation of taknar cu-zn sulphide ore using a mixed collector.

Liu, J., Long, H., Corin, K.C., O'Connor, C.T., 2018. A study of the effect of grinding environment on the flotation of two copper sulphide ores. Minerals Engineering 122, 339-345.

O'Connor, C., Dunne, R., 1994. The flotation of gold bearing ores—a review. Minerals Engineering 7, 839-849.

Palm, N.A., Shackleton, N.J., Malysiak, V., O'Connor, C.T., 2010. The effect of using different comminution procedures on the flotation of sphalerite. Minerals Engineering 23, 1053-1057.

Seke, M.D., 2005. Optimisation of the selective flotation of galena and sphalerite at rosh pinah mine, Ph.D. Thesis, University of Pretoria.

THE EFFECT OF STIRRER DESIGN IN DIFFERENT STIRRED MILL ORIENTATIONS

S. Cayirli [1,*], H. S. Gokcen [2], N. Yüce [1]

[1] *Niğde Ömer Halisdemir University, Faculty of Engineering, Department of Mining Engineering*
*(*Corresponding author: scayirli@ohu.edu.tr)*
[2] *Eskişehir Osmangazi University, Faculty of Engineering, Department of Mining Engineering*

ABSTRACT

This study focuses on investigating the effects of stirrer design in different mill orientations on calcite grinding performance of a dry stirred mill. Within the scope, series of batch grinding tests were undertaken with laboratory scale vertically/horizontally orientable stirred mill and four different stirrer designs (3-pin, 5-pin, 3-disc, and 5-disc) having the same diameter. Experimental results were evaluated based on the stress energy analysis. It is shown that comminution behaviors of different stirrer designs and mill orientations can be explained by the stress energy model. Over energy input 750 kJ/kg d_{50} of the product is reduced by replacing stirrer designs.

Keywords: Stirred ball mill, mill orientation, stirrer designs, dry grinding, ultrafine grinding, calcite.

INTRODUCTION

Stirrer ball mill technology dates back to 1928 and shot mill, Szegvari attritors and Du Pont's ''sand mill" can be counted among the oldest devices. Subsequent years have led to the development of different types of stirred mills which can be classified as mill orientation (vertically/horizontally), operation mode (wet/dry), stirrer speed (low/high) spanning a number of industries that require fine and ultrafine grinding (Radziszewski, 2013).

Particularly, with an increasing demand for fine and very fine particles, wet stirred milling was come forward by the researchers and published the great number of papers. The stress models that commonly use has presented by Kwade et al. (1999) and Kwade (2004) for the description and explanation of wet stirred media milling. However, as dry operations are necessary and important in cement and calcite processing and considering the use of water and energy need to more concentrate on dry processes. In this context, studies performing the dry operation of stirred media mills are limited even more is still in an early to intermediate stage. In dry stirred milling, researchers focused on operating parameters (Wang et al., 2004; Toraman, 2012; Gokcen et al., 2012; Cayirli et al., 2013; Altun et al., 2013a), grinding aids (Altun et al., 2015; Gokcen et al., 2015; Toraman et al., 2016; Prziwara et al., 2018a, 2018b), design parameters (Altun et al., 2013b; Altun et al., 2014; Cayirli and Gokcen; 2017) and only a few papers covering stress model analysis (Mucsi et al., (2013); Rácz and Csőke, 2016; Cayirli and Gokcen, 2017).

In this study focused on the effects of design parameters on calcite grinding performance of a dry stirred mill. In the available literature, it was discussed the influence of different stirrer designs (wing, cross, disc) in horizontal stirred mill by Altun et al. (2014), in vertical stirred mill by Yang et al. (2017) and, the influence of mill orientation was studied by Cayirli and Gokcen (2017). In addition to current literature, the goal of this research is to investigate the effect of four different stirrer designs (3-pin, 5-pin, 3-disc, and 5-disc) for both vertically and horizontally orientable stirred mill. The grinding performances also compared by considering stress energy analyses.

MATERIAL AND METHOD

A sample used in this study was calcite ($CaCO_3$) from Micron'S Company (Niğde, Turkey), and its density was 2.70 g/cm^3. The chemical analysis of the sample is given in Table 1. The particle size distribution of the feed sample is shown in Figure 1.

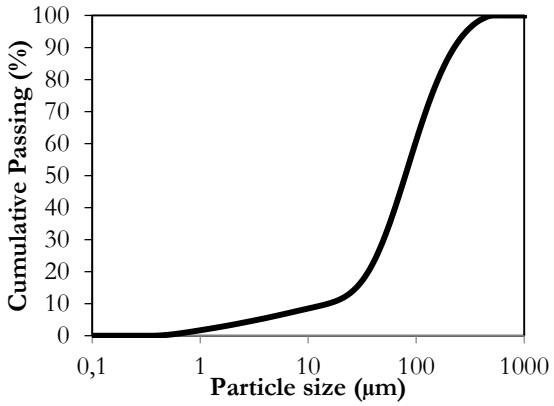


Figure 1. The particle size distribution of the feed sample

Table 1. Chemical composition of the sample (wt %)

	$CaCO_3$	SiO_2	MgO	Fe_2O_3	Al_2O_3	SrO	P_2O_5	SO_3	Cl	Na_2O
%	98.824	0.489	0.388	0.100	0.065	0.052	0.022	0.025	0.020	0.015

Laboratory grinding tests were conducted in a laboratory batch type stirred ball mill that can be oriented both vertically and horizontally (Figure 2). It comprises a 1200 ml cylindrical steel grinding tank. For cooling purposes, the grinding chamber is also equipped with a water jacket for cooling. The stirrer axis is fitted with five slotted stainless steel shaft and arms. The shaft is stirred with a motor which has a power of 3 kW and run at RPMs from 50 to 3000 and can be used for dry grinding. Within the study, the grinding performances of four stirrer designs having the same diameter were tested. Photographs of the stirrer designs tested are illustrated in Figure 3. Regarding as disc designs, each disc contains a series of regularly spaced holes through which the powder and product can pass.

Figure 2. Stirred ball mill (a: vertical orientation, b: horizontal orientation)

Figure 3. From left to right, three-pin, five-pin, three-disc and five-disc stirrer designs

Grinding tests were carried out in a dry stirred ball mill both vertical and horizontal orientations with varying tip speeds, media diameters and stirrer designs. The grinding performances were also compared by considering stirred mill orientation (vertical/horizontal) using the stress energy model. The stress intensity "SI_{GM}" has been varied by changing the stirrer tip speed v_{tip} (between 1 m/s and 10 m/s) as well as the grinding media size "d_{GM}" (between 3 and 4 mm). The stress intensity "SI" is proportional to the kinetic energy of a grinding media (Kwade, 1999):

$$SI \infty SI_{GM} = v_{tip}^2 \times d_{GM}^3 \times \rho_{GM} \quad (1)$$

In this study, grinding tests were performed under the conditions given in Table 2. Glycol based commercial liquid grinding aid, commonly used in calcite grinding, was also utilized in all grinding tests.

Table 2. Grinding test conditions

Mill volume (ml)	1200
Stirrer design	3-pin, 5-pin, 3-disc, and 5-disc
Media type	Alumina, (3.6 g/cm^3)
Media filling (%)	60
Material load (%)	100
Grinding aid dosage (g/t)	700
Media size (mm)	3, 4
Tip speed (m/s)	1, 2, 4, 8, 10

The all grinding tests were performed as a batch process in which samples were taken from the pot at the determined specific energy. After each test, all of the media and ground samples were removed from the mill and the media were separated from the products by sieving.

A Wet Laser Diffraction Particle Sizer Malvern 2000 Ver. 2.00 with Hydro 2000 MU attachment (Malvern Co., Ltd., UK) was used for the particle size analysis of the feed and the ground products.

RESULTS AND DISCUSSION

The Effect of Stirrer Designs in Vertical Orientation

The stirrer design has a strong effect on the flow pattern in the mill, and due to it, it directly affects particle breakage and the grinding efficiency (Tuunila and Hakkinen, 2014). In this section, the grinding performances of four different stirrer designs (3-pin, 5-pin, 3-disc and 5-disc) having the same diameter were tested in vertical orientation of the mill. The change of the d_{50} values as a function of the stress intensity (i.e. different tip speeds and media size) at a constant specific energy input (750 kJ/kg), is illustrated in Figure 4. At low stress intensities (<1·10 $^{-3}$ Nm) the d_{50} values is coarser than higher stress intensities, as the stress intensity is not sufficient to fracture the particles for all stirrer designs. Similar findings were observed in cement grinding by Racz (2014). He pointed out that, for dry stirred media milling if the stress intensity of grinding media is lower than the value for the particle breakage, the attrition of the surface rounding of the particles is carried out. Racz and Csöke (2016) and Cayirli and Gokcen (2017) also found out similar results in their dry grinding studies. For each stirrer design, the d_{50} values decreases until a minimum point which is the optimal stress intensity for the grinding. Based on these results, optimum stress intensities change to be in the range of $1*10^{-3}$ - $6*10^{-3}$ Nm at 750 kJ/kg energy consumption for all stirrer designs. In addition, above optimum stress intensities, the d_{50} values slowly increase and the grinding performance worsened.

Within the investigated stirrer designs, the finest product is achieved by using 5-pin followed by 3-pin as well as 5-disc and 3-disc. Additionally, it is observed that the 5-pin design stirrer grinds the particles more effectively, therefore, produces the finer d_{50} values among the given designs. This could be explained by the agitating performance; the 5-pin agitated the media charge more vigorously. On the other hand, it is observed that the variation of 3-disc-vertical has the least effect on the grinding performance that has particularly become more pronounced at lower stress intensities. According to Conway-Baker et al. (2002) the bed (material and beads) height increases with impeller speed, the beads were not fluidized at low impeller speeds, thus the impeller was only stirring the beads in the slurry. They pointed out that in order to occur circulation paths, the mill should be operated at higher speeds. These results overlap with this work that, it did not be obtained enough flow in the mill at lower stress intensities. Hence, the number of discs on the shaft and distance between discs play the critical role in fluidizing the environment in the mill. Finally, it could be concluded that, pin designs are effective than disc designs for vertical orientation in these studied conditions.

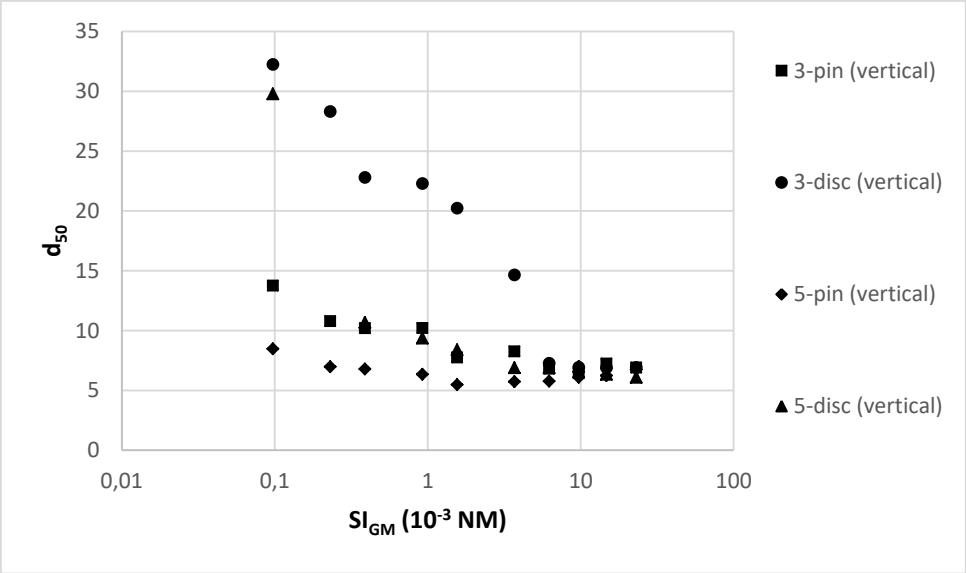


Figure 4. The effect of stress intensity on product size at 750 kJ/kg specific energy input

The Effect of Stirrer Designs in Horizontal Orientation

Stirred mills are distinguished by their designed power intensity, and defined as the power draw per unit of mill volume (kW/m^3) (Eswaraiah et al.,2015). Changing the design parameters, especially stirrer designs, is one of the key factors that control the behaviour of the media and grinding performance in order to create better breakage energy, collision frequency and circulation in the stirred mills. Within this section, the grinding performances of four different stirrer designs (3-pin, 5-pin, 3-disc and 5-disc) having the same diameter were tested in horizontal orientation of the mill. In Fıgure 5, the change of the d_{50} values as a function of the stress intensity (i.e. different tip speeds and media size) at a constant specific energy input (750 kJ/kg), is illustrated. Similar to the previous section, d_{50} values decreases with an increasing stress energy down to a certain point and then slowly increases for all stirrer designs. Regarding all stirrer designs tested, optimum stress intensities changed to be in the range of $1*10^{-3}$ - $7*10^{-3}$ Nm at 750 kJ/kg energy consumption.

Considering all investigated stirrer designs, the highest effects are observed in the case of 5-disc design stirrer, as also shown in Figure 5. When compared disc and pin designs, the holes in the discs play a critical role in media transport. As they pass through the packed bed in the lower half of the mill they fill up due to the higher bed pressure pushing particles into the holes. Once they rise above the horizontal plane through the mill axis they enter a region that is less densely packed which allows these particles to then be thrown radially outwards by the centrifugal force resulting from the disc rotational motion. This generates strong high speed jets of particles that move axially and radially away from each side of the disc (Cleary et al., 2015). In wet stirred milling, the effects of stirrer design were studied by Stehr (1988) and Kwade (1999) who pointed out that pinned design stirrers had higher power densities than the disc design. Altun et al. (2014) also examined the effectiveness of different stirrer designs (wing, cross, and disc) using horizontal stirred mill in dry mode on cement grinding they concluded that the disc design stirrer grinds the particles more effectively compared the other designs.

The results also showed that 3-pin design has coarser product size compared to other deigns, as expected. As 3-pin design takes up very little space in the mill and is located at the end of the mill, thus, no adequate flow is performed.

Consequently, it can be deduced that disc designs tested are effective than pin designs for horizontal orientation in these studied conditions.

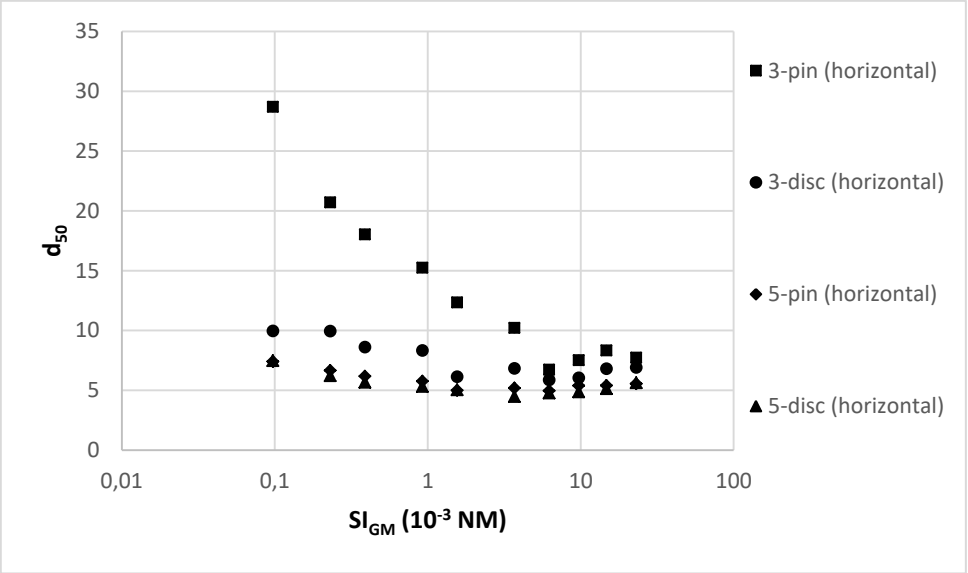


Figure 5. The effect of stress intensity on product size at 750 kJ/kg specific energy input

Comparison of the Stirrer Design in Terms of Mill Orientation

Within the chapter, the grinding performances of all investigated stirrer designs were compared by considering stirred mill orientation (vertical/horizontal). The tests results are illustrated in Figure 6 comparatively. Figure 6 shows that 5-disc stirrer design in the horizontal orientation has the finest product size among the other combinations. Also, 5-pin stirrer design in the horizontal orientation has the second effective performance. Based on these results, horizontal orientation is the effective operation compared to the vertical one in the batch laboratory type stirred mill. On the other hand, it is observed that the variation of 3-disc-vertical has the least effect on the grinding performance and, particularly has become more pronounced at lower stress intensities (see the previous section). This can be attributed to the number of discs on the shaft and distance between discs and, lead to not providing enough flow in the mill. In the case of 3-pin design-horizontal, it takes up very little space in the mill and is located at the end of the mill, resulted in ineffective performance (see the previous section).

Another conclusion is that the number of stirrer on the shaft (pin or disc) plays an essential role in the grinding performance. Therefore, the variation of 3-pin-vertical and 3-disc-horizontal provides a certain performance, however not enough to achieve a finer product size.

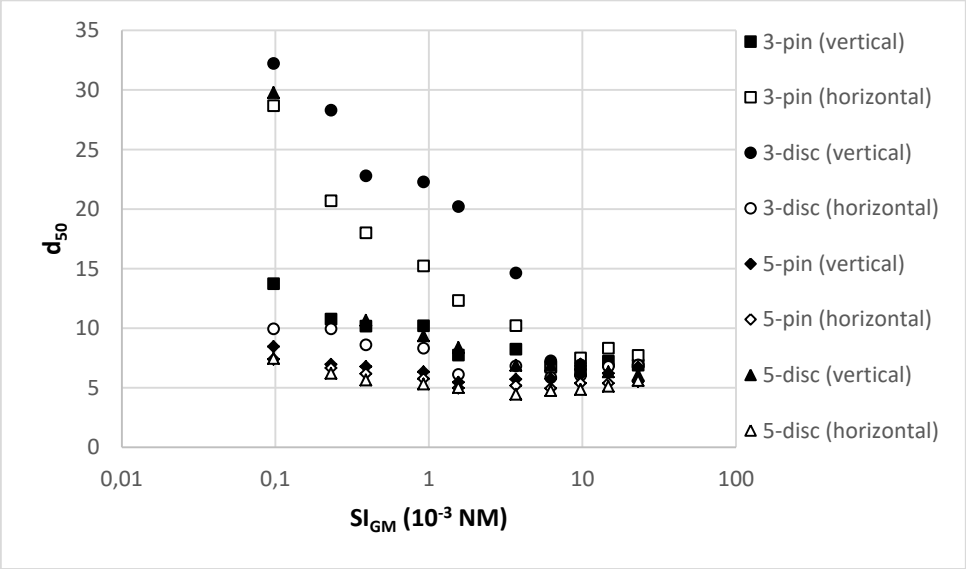


Figure 6. Comparison of the grinding performances of all combinations

As a summary, it can be concluded within this kind of batch type mill that disc design is effective for horizontal mill orientation and pin design is effective for vertical mil orientation.

CONCLUSIONS

The aim of the research presented in this paper was to examine the effect of four different stirrer designs (3-pin, 5-pin, 3-disc, and 5-disc) for both vertically and horizontally orientable stirred mill. The grinding performances also compared based on stress energy analyses. The grinding tests conducted showed that:

- For the vertical orientation, optimum stress intensities change to be in the range of $1*10^{-3}$ - $6*10^{-3}$ Nm at 750 kJ/kg energy consumption for all stirrer designs tested.

- For the horizontal orientation optimum stress intensities changed to be in the range of $1*10^{-3}$ - $7*10^{-3}$ Nm at 750 kJ/kg energy consumption.
- At low stress intensities ($<1\cdot10^{-3}$ Nm) the d_{50} values did not decrease, as the stress intensity is not sufficient to fracture the particles for all stirrer designs and mill orientations. In addition, above optimum stress intensities, the d_{50} values slowly increase and the grinding performance worsened.
- 5-disc stirrer design in the horizontal orientation has the finest product size among the other combinations.
- The number of stirrer on the shaft (pin or disc) plays an essential role in the grinding performance.
- It can be concluded within this kind of batch type mill that disc design is effective for the horizontal mill orientation and pin design is effective for the vertical mil orientation.

ACKNOWLEDGMENTS

A part of this study has been supported the Scientific Research Project Unit of Niğde Omer Halisdemir University (Project No. FEB2016/23 BAGEP). The authors acknowledge Micron'S Company (Nigde, Turkey) for providing the sample.

REFERENCES

Altun, O., Benzer, H., Enderle, U. (2013a). Effects of operating parameters on the efficiency of dry stirred milling. Miner. Eng., 43-44, 58–66.

Altun, O., Benzer, H., Enderle, U. (2013b). Improving material transportation of dry horizontal stirred mill in cement grinding, 13th European Symposium on Comminution and Classification. Braunschweig/Germany.

Altun, O., Benzer, H., Enderle, U. (2014). The effects of chamber diameter and stirrer design on dry horizontal stirred mill performance. Miner. Eng., 69, 24–28.

Altun, O., Benzer, H., Toprak, A., Enderle, U. (2015). Utilization of grinding aids in dry horizontal stirred milling. Powder Technol,. 286, 610–615.

Cayirli, S., Gökçen, H. S., Bozkurt, V., Ucbas, Y. (2013). Dry fine grinding of mica in a stirred ball mill, 13th European Symposium on Comminution & Classification (pp. 364-367). Braunschweig, Germany.

Cayirli, S., Gokcen, H.S. (2017). The effect of stirred mill orientation on calcite grinding. In: Conference Proceeding: 14th European Symposium on Comminution and Classification. Izmir, Turkey.

Cleary P. W., Sinnott, M. D., Pereira, G. G. (2015). Computational prediction of performance for a full scale Isamill: Part 1 – Media motion and energy utilisation in a dry mill. Minerals Engineering, 79, 220–238.

Conway-Baker, J., Barley, R.W., Williams, R.A., Jia X., Kostuch J., McLoughlin B., Parker., D.J. (2002). Measurement of the motion of grinding media in a vertically stirred mill using positron emission particle tracking (PEPT). Minerals Engineering, 15, 53–59.

Eswaraiah, C., Venkat, N., Mishra, B. K., Holmes, R. (2015). A comparative study on a vertical stirred mill agitator design for fine grinding. Separation Science and Technology, 50, 2639-2648.

Gökçen, H. S., Cayirli, S., Ucbas Y., Kayaci, K. (2012). Dry grinding of sodium feldspar in a stirred ball mill. 13th International Mineral Processing Symposium (pp. 21-28). Bodrum, Turkey.

Gokcen, H.S., Cayirli, S., Ucbas, Y., Kayaci, K., (2015). The effect of grinding aids on dry micro fine grinding of feldspar. International Journal of Mineral Processing, 136, 42-44.

Kwade, A. (1999). Determination of the most important grinding mechanism in stirred media mills by calculating stress intensity and stress number. Powder Technol., 105, 382–388.

Kwade, A. (2004). Mill selection and process optimization using a physical grinding model. Int. J. Miner. Process., 74, 93–101.

Mucsi, G., Rácz, Á., Mádai, V. (2013). Mechanical activation of cement in stirred media mill. Powder Technol,. 235, 163–172.

Prziwara, P., Hamilton, L.D., Breitung-Faes, S., Kwade, A. (2018a). Impact of grinding aids and process parameters on dry stirred media milling. Powder Technol., 335, 114–123.

Prziwara, P., Breitung-Faes, S., Kwade, A. (2018b). Impact of grinding aids on dry grinding performance, bulk properties and surface energy. Adv. Powder Technol., 29 (2), 416–425.

Rácz, Á., (2014). Reduction of surface roughness and rounding of limestone particles in stirred media mill. Chem. Eng. Technol., 37, 1–9.

Rácz, Á., Csőke, B. (2016). Application of the product related stress model for product dispersity control in dry stirred media milling. Int. J. Mineral Process., 157, 28–35.

Radziszewski , P. (2013). Assessing the stirred mill design space. Minerals Engineering, 41, 9–16.

Stehr, N. (1988). Recent developments in stirred ball milling. Int. J. Miner. Process., 22 (1–4), 431–444.

Toraman, O.Y. (2012). Effect of chemical additive on stirred bead milling of calcite powder. Powder Technol., 221, 189–191.

Toraman, O.Y., Çayirli, S., Uçurum, M., (2016). The grinding-aids effect of moisture, triethanolamine (TEA) and ethylene glycol (EG) on grinding performance and pro-duct quality of calcite. Int. J. Eng. Res. Sci,. 2(12), 121–128.

Tuunila, R., Hakkinen, A. (2014). Effect of stirrer type on grinding rate and energy consumption in wet strirred milling. 17th International Mineral Processing Symposium. Santiago, Chile.

Wang, Y., Forssberg, E., Sachweh, J. (2004). Dryfine comminution in a stirred media mill—MaxxMill®. Int. J. Miner. Process., 74, 65–74.

Yang, Y., Rowson, N. A., Tamblyn, R., Ingram, A. (2017). Effect of operating parameters on fine particle grinding in a vertically stirred media mill. Separation Science and Technology, 52(6), 1143-1152.

THE INFLUENCE OF THE SAG/BALL MILL MODE OF OPERATION ON CIRCUIT OPERATIONS

S. Bremner [1,*], A.N. Mainza [1], L.M. Tavares [2], A. Anyimadu [3], J.A. Dumont [3], G.C. Peixoto [3], V.M. Assis [3], M.G. Lemos [3], M.S. Pereira [3]

[1]Centre for Minerals Research, Department of Chemical Engineering, University of Cape Town, Private Bag, Rondebosch, 7701, South Africa
*(*Corresponding author: sherry.bremner@uct.ac.za)*
[2]Laboratory of mineral Technology, Dept. of Metallurgical and Materials Engineering, Universidade Federal do Rio de Janeiro, COPPE-UFRJ, CEP 21945-970, Rio de Janeiro, Brazil
[3]AngloGold Ashanti, 76 Rahima Moosa Street, Newtown, Johannesburg, 2001, South Africa

ABSTRACT

Various factors influence the design of a comminution circuit. The choice between semi-autogenous (SAG) milling and ball milling can be a challenging one. This work compares the circuit performance of a plant that is configured with a crushing circuit followed by a primary ball mill closed with a screen and a secondary ball mill operated in closed circuit with hydrocyclones to that where the crushed circuit and primary ball mill are replaced with a SAG mill. The comparison performed showed that circulating loads of above 1500 % would be required to achieve a grind of about 80 % passing 80 µm for the circuit consisting of the SAG mill as primary mill while the circuit operated with crushers and the ball mill had a circulating load of 743 %. The specific energy requirement for both systems was in the order of 6.3 kWh/t. The decision for the mill-type selection would depend on the capital and operating costs involved in constructing the crushing infrastructure for the ball mill circuit versus the increased classification units for the SAG circuit.

Keywords: SAG mill, Ball mill, circuit configuration.

INTRODUCTION

The design of a comminution circuit is determined by the desired plant capacity, the required product size and various ore characteristics, including competency, grindability and abrasivity. Putland (2006) compiled a table that simplified the design choices. Generally, a low competency ore lends itself towards SAG milling, while with a higher competency ore a crushing and Ball Mill circuit may be more suitable. Secondary factors that influence the choice of mill are the life of mine, geology and mining method, process requirements and other project specifics. Due to the nature of the Ball Mill, the feed requires a pre-crushing circuit, while a SAG mill minimises crushing, but requires some competent ore to be used as grinding media.

The circuit under consideration here, was initially designed with the primary mill in SAG mode of operation. A crushing circuit was later added, and the SAG mill was converted to Ball Mill mode of operation. The aim of this paper is to determine the effect of this conversion on the circuit performance, through survey data and simulations.

A full survey was conducted on the circuit after the addition of the crushing circuit. However, there is no data available on the circuit while operating in SAG mode, thus simulations were completed in order to perform the comparison of the two modes.

The comminution circuit, shown in Figure 1, consists of a Ball Mill (SAG mill), screen, hydrocyclone cluster and a secondary ball mill. The feed to the primary mill comes from the crushing circuit and has a top size of approximately 12 mm.

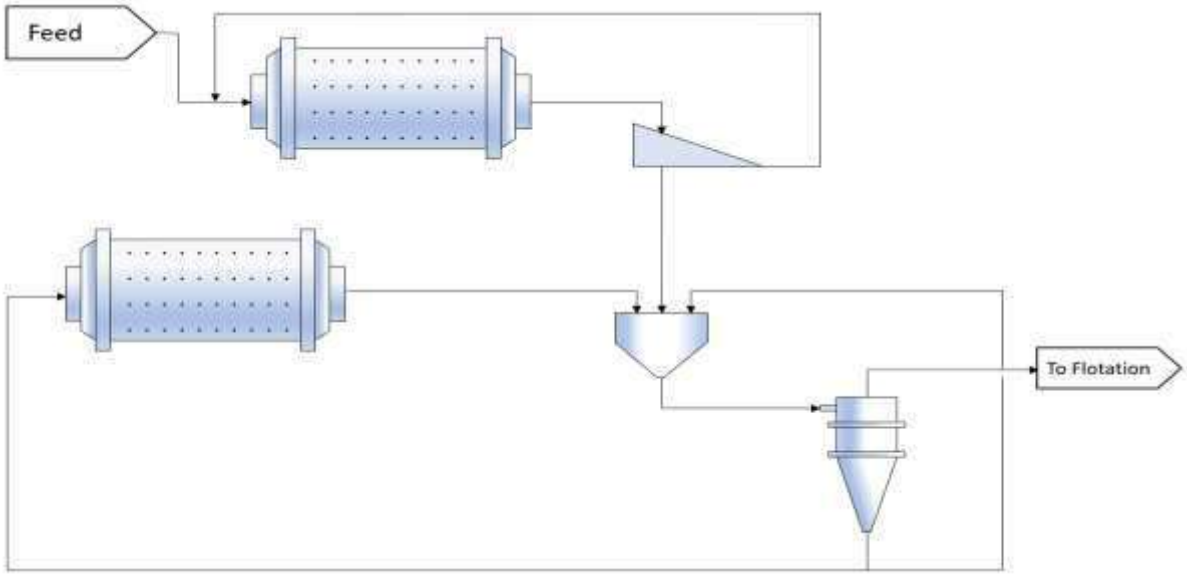


Figure 1. Circuit layout under consideration.

During the site survey, particle size distributions (PSDs), % solids, water flow rates and solids flow rates are measured throughout the comminution circuit. A mass balance was performed to determine flow rates and PSDs that were inaccessible during the survey. Models were then fit to the circuit to estimate parameters to be used in simulations. Simulations of a SAG mill of similar size are considered in the same circuit layout to allow for a comparison between the modes.

BALL MILL CIRCUIT SURVEY

The survey on the comminution circuit was conducted with the aim of optimising the current circuit for improved grind and increased throughput. The sampling points were chosen with the aim of attaining as much information on the circuit as possible, including the feed and product of each processing unit in the circuit, where possible. Most slurry samples were obtained with a specially designed sampling bucket, which was pulled across the slurry stream. Samples were taken at fifteen-minute intervals, over the course of an hour, to assure that the samples represent the standard behaviour of the circuit.

The collected samples were processed to determine their PSDs and solids concentration. Information from streams that could not be sampled was reconstituted in the mass balance. The mass balance is also used to assess the quality of the survey data. The specifications of the ball mills surveyed are summarised in

Table *1*, alongside the specifications of the SAG Mill that was simulated.

Table 1. Specifications of the ball mills and SAG mill.

Variable	Sag mill	Ball mill 1	Ball mill 2
Internal diameter (m)	3.45	3.45	2.2
Internal length (m)	3.66	3.66	3.95
Fraction critical speed	0.71	0.71	0.74
Load fraction	0.14	0.17	0.23
Installed power (MW)	0.55	0.55	0.65
Ball top size (mm)	125	76	51

The mass balance matched the experimental data closely and a circulating load of 743% was calculated for the survey period. The mass balanced data was used in the model fit of the comminution circuit.

BALL MILL CIRCUIT MODEL FITTING

Model fitting was done using JKSimMet software, where each unit in the circuit is described by a parametric model. An iterative process is used, whereby model parameters are adjusted to minimise the difference between experimental results and predicted results. Each unit in the circuit is modelled individually and then the circuit is modelled as a whole.

The ball mill model fits four breakage rates from the feed and product size distributions at four spline knots (Napier-Munn, 1996). The perfect mixing model developed by Whiten (1976) is used in JKSimMet, which has default appearance functions used to fit the model. The positions of the knots are fixed at specific particle size values and the model values are the $\log_e$ (breakage rate) at those sizes. For the primary ball mill (SAG mill), the knots were chosen to be at 0.053, 0.425, 1.11 and 3.35 mm. Only three knots were used to model the secondary ball mill at 0.075, 0.295 and 1.11 mm.

The cyclones were modelled using the Nageswararao cyclone model (Nageswararao, 1995). The model relates the cyclone dimensions and operating conditions to the efficiency curve parameters and pressure through four empirical equations. Here, three cyclones were modelled in the cluster. The vibrating screen was modelled with a simple efficiency curve described by the sharpness of the split, water split to the under-size and the cut size (effective aperture size).

The results of the model fit are shown in Table *2*. Data for all the streams around the circuit are shown in Table 3. This shows that the model fit to the experimental data was good, with the largest deviations occurring in the cyclone underflow. The particle size distributions are shown in Figure 2 and Figure 3.

Table 2. Model fit results for components in the ball mill circuit.

Equipment/stream	Parameter	Value
Ball mill 1	Mill load (%)	17
	Net Power draw (MW)	0.477
	Specific Power (kWh/t)	6.8
	Ln R/D1 @ 0.053 mm	0.367
	Ln R/D2 @ 0.425 mm	1.258

	Ln R/D3 @ 1.110 mm	3
	Ln R/D4 @ 3.350 mm	3.9
Ball mill 2	Mill load (%)	22
	Net Power draw (MW)	0.61
	Specific Power (kWh/t)	8.7
	Ln R/D1 @ 0.075 mm	0.8
	Ln R/D2 @ 0.295 mm	2.8
	Ln R/D3 @ 1.110 mm	3.1
Screen	Efficiency curve – α	12.151
	Water Split % Fine	100
	Corrected D50 – d50c (mm)	4.485
Cyclone	Volume feed flowrate (m^3/h)	747.2
	Cyclone feed density (% solids)	54
	Pressure (kPa)	88.3
	KDO (D50 – total)	6.50E-05
	KQO (Capacity)	620
	Efficiency curve - α	2.5
	Water Split to O/F (%)	54.5

Table 3. Experimental and model fit data for the ball mill circuit.

Stream	**Solids (t/h)**		**% Solids**		**% Sub 75µm**		**P80 (mm)**	
	Exp	**Fit**	**Exp**	**Fit**	**Exp**	**Fit**	**Exp**	**Fit**
Crushed feed	70	70	98	98	11.5	11.5	6.54	6.54
Ball mill 1	–	71.7	–	77	–	39.2	–	0.5
Screen O/S	1.23	1.65	99.1	100	0	0	8.85	9
Screen U/S	70	70	58.3	58.6	40.3	40.1	0.48	0.46
Cyclone feed	590	593	54	54.2	20.2	20.7	0.38	0.38
Cyclone U/F	520	523	70.7	69.6	12.6	13	0.41	0.42
Cyclone O/F	70	70	20.4	20.4	78.8	78.6	0.08	0.08
Ball mill 2	340	342	68	69.6	19.5	20.9	0.35	0.34
U/F split top	340	342	71	69.6	12.6	13	0.41	0.42
U/F split bot	180	180	70.7	69.6	12.6	13	0.41	0.42

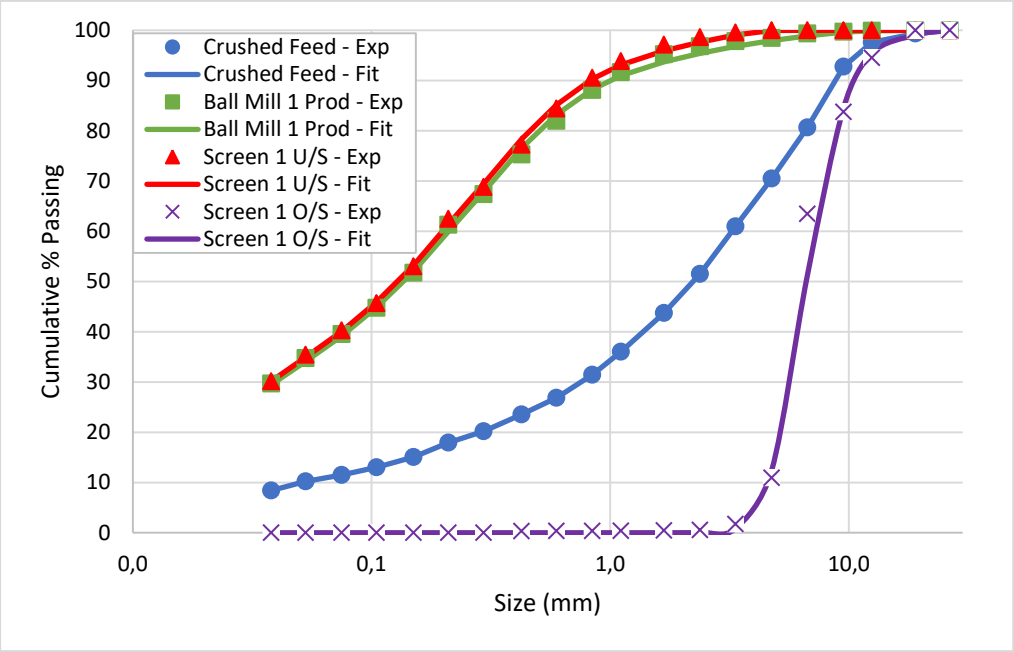


Figure 2. Experimental and model fit PSDs for the streams around the primary ball mill.

Hata! Başvuru kaynağı bulunamadı. shows the PSDs for the streams around the primary mill. The points are the experimental values, while the lines are the model fit. As the product of the primary mill was not sampled during the survey, this stream had to be reconstituted during the mass balance. The model fit converged to the experimental data.

The streams around the secondary ball mill are shown in Figure 3. All streams were sampled in this section. There is relatively good agreement between the model fit and the experimental data, with slight deviations on the fine end for the cyclone overflow.

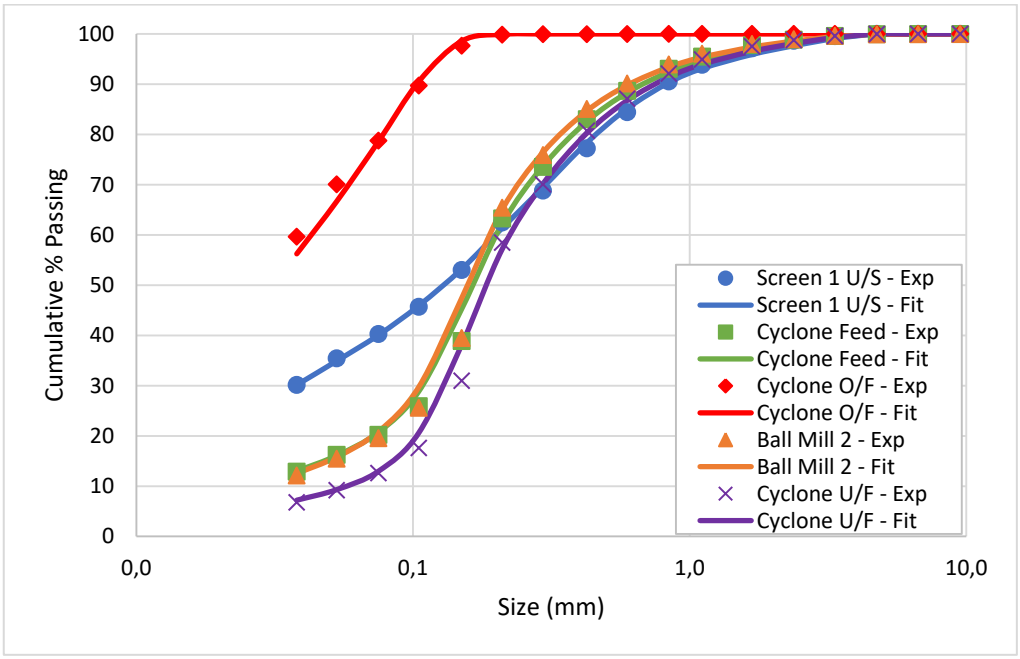


Figure 3. Experimental data and model fit for the streams around the secondary mill.

SAG CIRCUIT SIMULATIONS

The SAG mill model used is based on a breakage rate versus particle size relationship (S. Morrell, 1996). The relationship is expressed as a continuous function on logarithmic coordinates using a cubic spline function with five knots representing nominal particle sizes. The knot positions are fixed at the particle size values of … The model parameters are the $\log_e$ (breakage rate) values at these five knots. The appearance function is determined for each size fraction, based on the impact breakage and abrasion parameters: A, b and ta. These parameters are obtained from Drop Weight test results. A simple classification function is used to model discharge from the mill. The function is defined by two particle sizes – the fine size (xm) and the effective grate size (xg). All particles of size below xm will pass through the grate. The pebble ports in the discharge grate are handled in the model by modifying the classification function to include the discharge of the particles up to the port size (xp). The modification is based on the notional fraction open area od the pebble ports 'fp' compared with the total open area.

Simulations of the SAG circuit were completed by replacing the ball mill in the surveyed circuit with a SAG of the same dimensions. The simulations were done at a ball load of 14 %, and at a throughput of 70, 75, 80 and 85 tph. The specifications of the SAG are given in Table 4. The feed to the comminution circuit was taken from a survey completed on the mine's crushing circuit's jaw crusher. The increase in throughput did very little to improve the final grind, resulting only in larger circulating loads, thus the results are not included here.

Table 4. Specifications of SAG Mill

SAG Variable	Value
Diameter (inside liners) (m)	3.45
Belly length (inside liners) (m)	3.66
Feed trunion diameter (m)	1.2
Grate Size - XG (mm)	20
Fine Size - XM (mm)	0.5
Grate Open Area fraction	0.086
Mean rel. radial pos. of the grate aperture	0.78

A similar table of results to that of

Table *2* is given in

Table *5*. The power draw remains close to that of the ball mill circuit. The circuit specific energy is also similar to that seen in the ball mill circuit. The screen, cyclone and secondary ball mill were modelled in a similar fashion to the ball mill circuit. The number of cyclones in the hydrocyclone cluster was increased to 4 in the SAG circuit, to reduce the operating pressure predicted.

Table 5. Model results for the SAG circuit.

Equipment/stream	Parameter	Value
SAG Mill	Mill load (%)	14
	Net Power draw (MW)	0.448
	Specific Power (kWh/t)	6.4
	Ln R/D1 @ 0.25 mm	-1.86
	Ln R/D2 @ 4.00 mm	-0.286
	Ln R/D3 @ 16.0 mm	-0.437

	Ln R/D4 @ 44.8 mm	-1.144
	Ln R/D5 @ 128 mm	-0.099
Ball Mill	Mill load (%)	22
	Net Power draw (MW)	0.61
	Specific Power (kWh/t)	8.7
	Ln R/D1 @ 0.075 mm	0.8
	Ln R/D2 @ 0.295 mm	2.8
	Ln R/D3 @ 1.110 mm	3.1
Screen	Efficiency curve – α	12.151
	Water Split % Fine	100
	Corrected D50 – d50c (mm)	4.485
Cyclone	Volume feed flowrate (m^3/h)	1523
	Cyclone feed density (% solids)	51.7
	Pressure (kPa)	218
	KDO (D50 – total)	6.50E-05
	KQO (Capacity)	610
	Efficiency curve - α	2.5
	Water Split to O/F (%)	74.7

A summary of the simulated stream information is given in Table 6. This shows similar behaviour to the ball mill circuit, with an increase in the throughput of the cyclones and secondary ball mill.

Table 6. Stream information for the simulated SAG circuit.

Stream	Solids (t/h)	% Solids	% sub 75µm	P80 (mm)
Crushed feed	70	98	4.27	74.8
Sag mill	80	77	23.2	1.49
Screen O/S	10	100	0.00	13.5
Screen U/S	70	75	26.4	0.73
Cyclone feed	1183	52	10.4	0.43
Cyclone U/F	1113	80	6.00	0.46
Cyclone O/F	70	8	80.4	0.07
Ball mill	729	80	11.2	0.39
U/F split top	729	80	6.00	0.46
U/F split bot	384	80	6.00	0.46

The PSDs for the simulated SAG circuit are shown in Figure 4 and Figure 5.

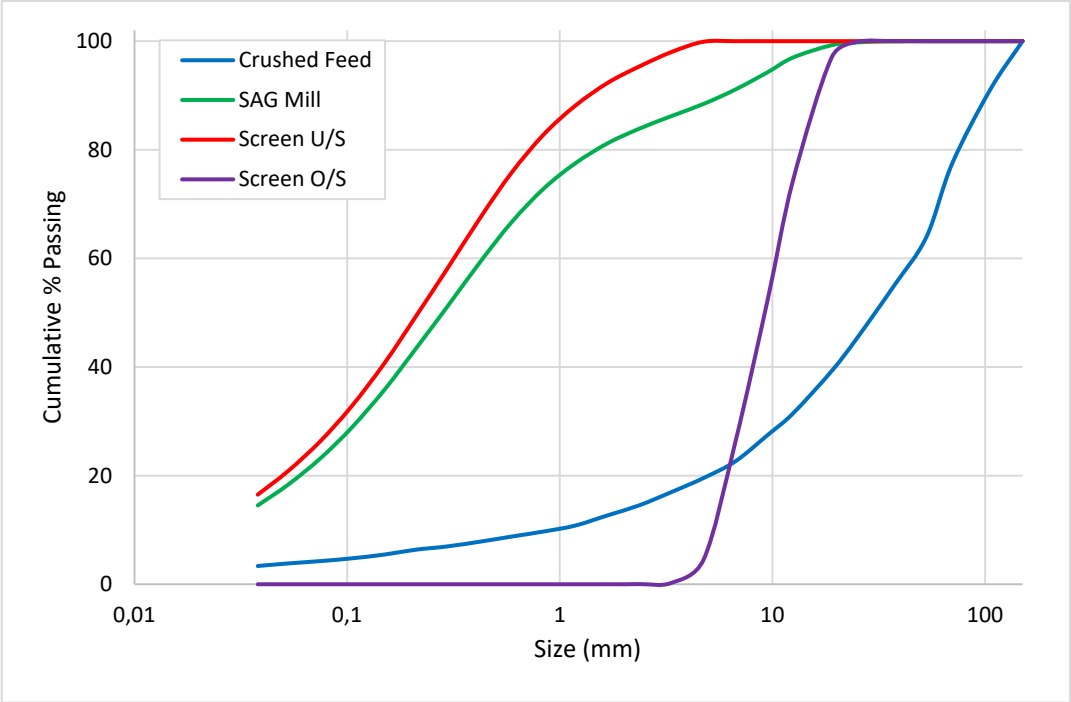


Figure 4. Simulated PSDs for the first section of the SAG circuit.

The behaviour seen in these streams is similar to that of the ball mill circuit, thus a more in depth
comparison is necessary.

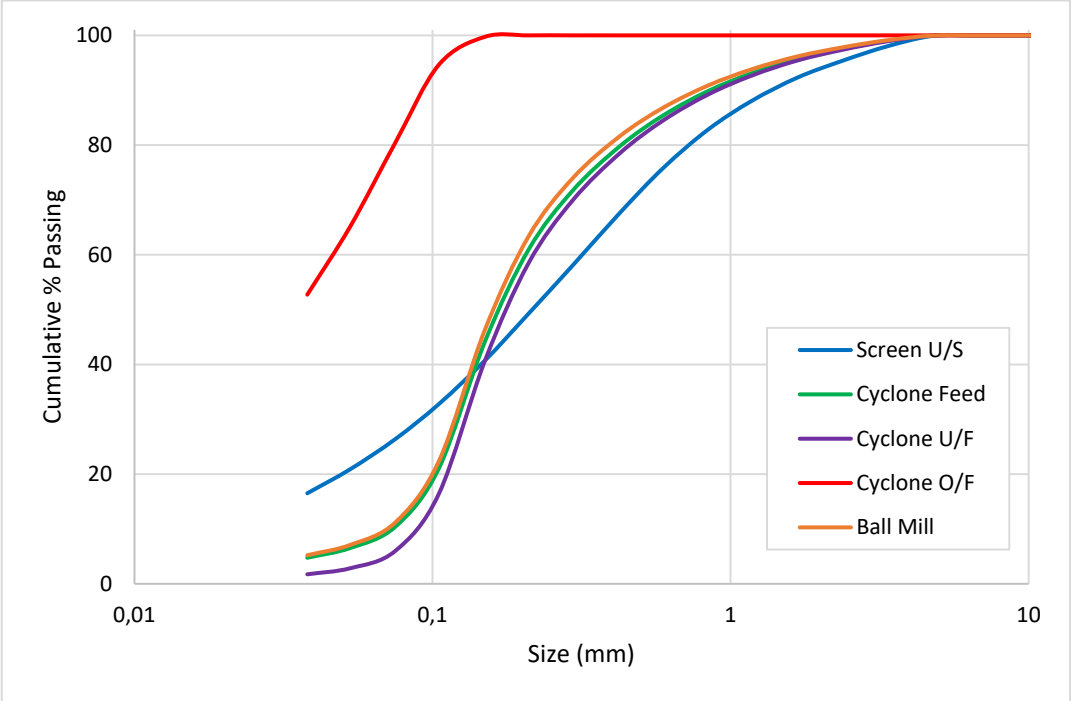


Figure 5. Simulated PSDs for the second section of the SAG circuit.

COMPARISON OF CIRCUIT OPERATIONS

A comparison of the circuit operations between the Ball Mill circuit (with pre-crushed feed) and the simulated SAG circuits is shown in

Table 7. The finest mill product is achieved in the ball mill, with the P80 being 0.5 mm. The SAG P80 was 1.5 mm at 70 tph throughput. The ball mill circuit product P80 is 77 µm and the SAG is 74 µm. The circulating load in the SAG circuit is more than double that of the ball mill circuit. The higher circulating load is due to the SAG product creating a coarser transfer size to the secondary ball mill circuit. This coarser size is a combination of the coarser feed size and the coarser ball size in the SAG mill. The circuit energy consumption is almost the same, however the ball mill circuit energy does not include the crushing circuit.

Table 7. Comparison of circuit operations between the Ball Mill and SAG circuits.

Variable	Units	SAG Mill	Ball Mill
Throughput	tph	70	70
Feed F80	mm	74.8	6.54
Power Consumption	kW	448	438
Mill Specific Energy	kWh/t	33.8	22.6
Volumetric Fill	%	34.45	
Ball Load	%	14	17
Primary Mill Product P80	mm	1.494	0.504
Circuit energy consumption	kWh/t	6.4	6.3
Circuit Product P80	µm	74	77
Circuit Product	% sub 75 µm	80.4	78.7
Circulating load	%	1590	743

The PSD of the feed and product for the ball mill circuit is shown alongside the same for the SAG circuit in Figure 6. The ball mill circuit contained feed from a crushing circuit, hence the feed is finer, with a top size of 12 mm. The top size in the SAG circuit was 150 mm. The results given in

Table *7* are more clearly seen in the product PSDs. The ball mill circuit results in a finer grind, while the SAG has a coarser grind. The size reduction in the SAG mill is greater than that in the ball mill.

The final product PSDs from the cyclone overflow are shown in Figure 7. The ball mill circuit has the largest P80, although both PSDs are similar.

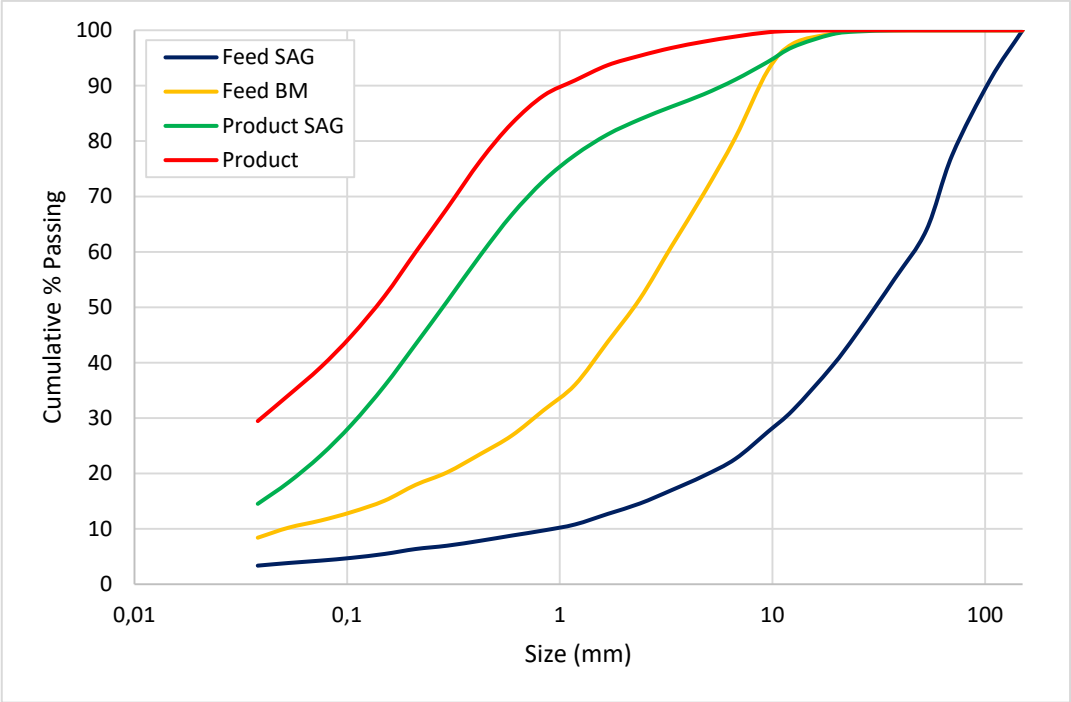


Figure 6. Comparison of feed and product PSDs for the Ball Mill (with pre-crushing) and the SAG Mill simulation.

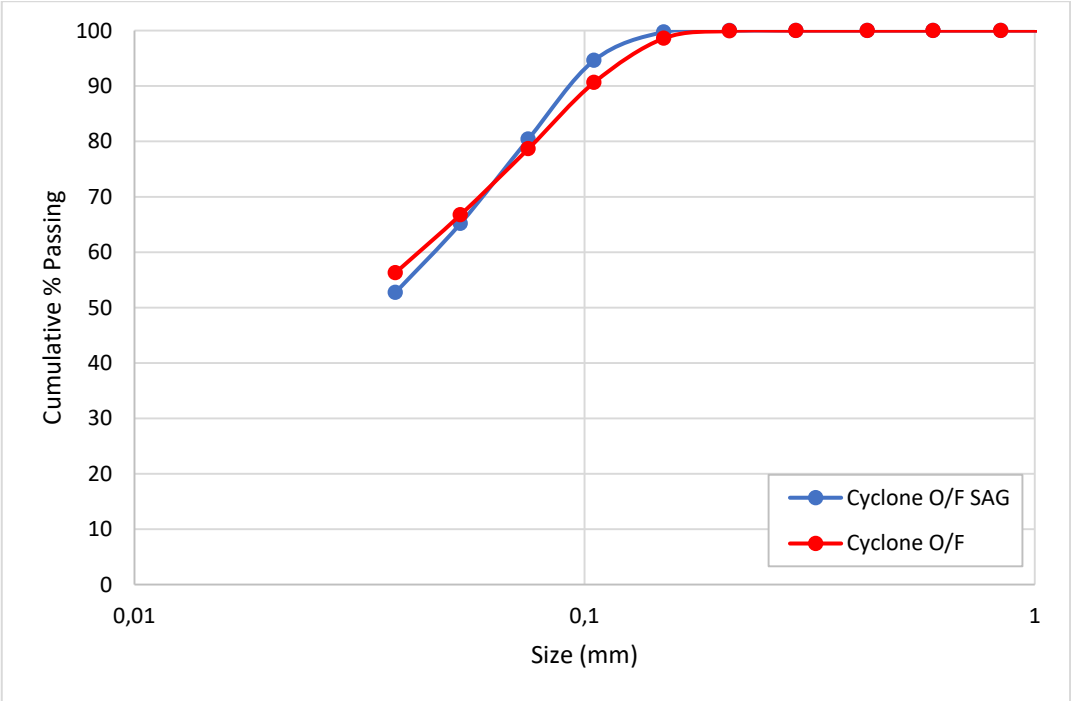


Figure 7. Comparison of circuit final product PSDs for the Ball mill circuit and the simulated SAG Mill circuit.

DISCUSSION AND CONCLUSIONS

The influence of the SAG/Ball mill mode of operation was investigated. A complete comminution circuit survey was carried out on a circuit that contained a primary mill in ball mill mode. The circuit was originally designed utilising a SAG mill with minimal crushing. A crushing circuit was later included in the plant and the SAG was converted to a ball mill mode of operation. The influence of this

change in mode of operation was examined by simulating the circuit replacing the ball mill with a SAG mill of the same dimensions.

This investigation found that the current set up using the ball mill mode of operation results in a final product P80 of 77 µm and a % sub 75 µm of 79 %. At the same throughput, the SAG mill circuit produced a final product P80 of 74 µm and a % sub 75 µm of 80 %. The temptation is to then conclude that the SAG mill mode would be a better mode to operate in. However, the circulating load in the SAG circuit is 1590%, while the ball mill circuit is 743%. Due to the higher circulating load, additional cyclones are required in the cyclone cluster to reduce the operating pressure.

The specific energy requirement for both configurations was on the order of 6.3 kWh/t. This excludes the energy requirement of the crushing circuit in the ball mill configuration. Increasing the throughput in the SAG mill circuit results in a finer grind and increased % sub 75 µm, but it also resulted in a much higher circulating load.

The mill-type in this case should then be based on the capital and operating costs. The cost of the crushing infrastructure for the ball mill configuration should be measured against the costs of operating an increased number of classification units for the SAG configuration.

REFERENCES

Nageswararao, K. (1995). A generalised model for hydrocyclone classifiers. *AusIMM Proceedings.*

Napier-Munn, T. J. (1996). *Mineral Comminution Circuits: Their Operation and Optimisation.* Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre.

Putland, B. (2006). Comminution circuit selection - key drivers and circuit limitations. SAG Conference. Vancouver.

S Morrell, R. M. (1996). AG and SAG mill circuit selection and design by simulation. *SAG `96*, (pp. 769-790).

S. Morrell, W. F. (1996). Modelling and simulation of large diameter autogeneous and semi-autogeneous mills. *International Journal of Mineral Processing*, 289-300.

Whiten, W. J. (1976). Ball mill simulation using small calculators. *AusIMM Proceedings*, (pp. 47-53).

UP-GRADES AND OPTIMIZATION OF HARDROCK APPLICATIONS WITH HPGRs

E. Burchardt [1,*], J. Remmers [1], K. Cura [1]

[1]*Thyssenkrupp Industrial Solutions AG, Germany - BU Minerals Processing*
*(*Corresponding author: Egbert.Burchardt@thyssenkrupp.com*)

ABSTRACT

In green field hard rock operations, High Pressure Grinding Roll technology is nowadays most often used in the tertiary crushing stage to prepare a ball mill feed. These installations, for instance Cerro Verde, Boddington, Mogalakwena, have been very successful over the past years.

However, HPGRs can also be used to up-grade or optimize existing hard rock installations. This could mean the retrofit of HPGRs in SAG-mill-based plants (Cadia Hill, Australia), as well as in conventional 3-stage crushing plants (Freeport Grasberg, Indonesia.)

The objective of retrofitting HPGRs in existing plants may be basically to increase capacity and / or recovery as well as to reduce operating cost. HPGR satellite plants are typically installed inside the concentrator - using available space - without disturbing the production during implementation.

Retrofitting HPGRs in some conventional crushing plants has been driven by the need to compensate reduced plant capacities caused by the requirement of processing harder ores than treated in the earlier stages. In such conventional crushing plants “harder” ore results in reduced plant capacity due to limitations or constraints either in the crushing or most often in the ball mill plant.

This paper summarizes potential flow sheet options to incorporate HPGRs in existing hard rock plants, showing the potential benefits which are achievable in terms of increased capacity and recovery as well as operating cost savings.

This paper also refers to existing plants which have been using HPGRs for optimization, indicating the benefits achieved by incorporation of this technology.

INTRODUCTION

HPGRs are able to increase capacity in existing crushing & grinding plants as well as in SABC plants (SAG Mill - Ball Mill – Pebble Crushing).

HPGRs are preferably implemented into existing crushing and ball mill plants as a quaternary crushing stage in order to increase the ball mill feed fineness and thus increase the ball mill capacity and / or the fineness of the flotation feed. This is often a straight forward approach. The economic potential of such a retrofit is indicated by a very high level approach. Some different options for finally implementing HPGRs are presented and compared in terms of possible benefits and equipment requirements. A method of investigating the effect of HPGR pre-grinding on the ball mill energy requirements is basically described.

Predicting the benefits of implementing HPGRs into existing SABC plants is a more complex process. In general, a retrofit or inclusion of HPGRs in SAG mill circuits can raise plant capacity by 10-25% if the SAG mill is the bottleneck and there is sufficient extra ball mill capacity. Various flow sheet

configurations may be selected according to the particular plant requirements or operating conditions. HPGRs may be used to crush the pebbles, pre-crush the SAG mill feed or to treat an additional portion of the ROM feed, bypassing the SAG mill. A brief summary of the various options for including a HPGR in SABC plants is given.

HPGR 'S IN SABC PLANTS

Breakage behavior of various ore types may vary substantially in SAG mills, depending on ore competency. This may result in energy input fluctuations between about 4 and 15 kWh/t (Parker and Veillette, 2005) in SAG mills. This is a challenge for SAG mill operators, in particular if inhomogeneous ore bodies have to be processed. As a consequence of processing those variable deposits, a SABC plant can alternately either be SAG- or ball mill limited. Average production is often not achieved if the plant is sized on average grinding indices. This effect has been studied in detail by Amelunxen et al. (2011). HPGRs can be used to de-bottleneck the SAG mill circuit or – but only to lesser extent – the ball mill circuit. The latter case would require the production of a finer ball mill feed than produced in the SAG mill, a requirement which is hardly achievable in an efficient way in the majority of applications.

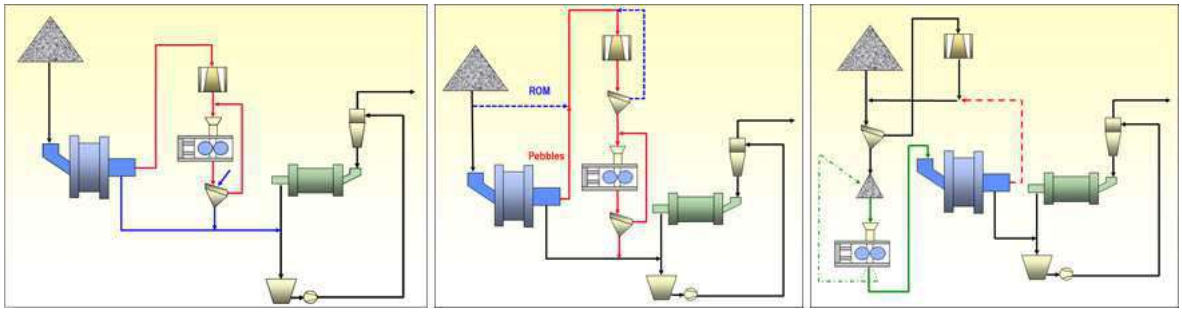


Figure 1. HPGR retrofit in existing SABC plants – SAG in open circuit and HPGR for pebble crushing (left); ROM SAG bypass to maximize ball mill feed rate (middle) and pre-crushing of SAG mill feed (right)

HPGRs may be retrofitted in SABC plants if the SAG mill is a temporary bottleneck caused by ore property variations, or a continuous bottleneck due to initial undersizing or the fact that the orebody has become more competent over time. Numerous flow sheet configurations are feasible, depending on the operating conditions in the existing circuit, the level of the SAG mill bottleneck, available extra capacity in the ball mills and the maximum throughput increase which can be handled by the up- and downstream process. Three options are shown in figure 1.

The first option is to operate the SAG mill in open circuit and treat the pebbles separately in a HPGR circuit (Figure 1 – left). The potential benefit depends on the pebble production rate which may be in the range of 5 to 30 %. Such a flow sheet has also been selected for new plants e.g. the Penasquito Mine in Mexico and two copper plants in Kazakhstan. If the pebble production rate is quite low and / or the ball mill would be able to handle significant extra capacity, an additional SAG mill bypass of ROM material may be implemented (Figure 1 – middle). Such a configuration would ensure that the extra capacity in the ball mills could be continuously utilized. A third option would be to pre-crush the SAG mill feed in a crusher – HPGR circuit in order to increase SAG mill capacity (Figure 1 - right). Such a similar HPGR retrofit has been implemented at the Cadia Hill mine in Australia.

HPGR'S IN CRUSHING AND GRINDING PLANTS

Traditional crushing and grinding plants typically consist of three crushing stages followed by ball milling. In some installations, an additional quaternary crushing or a rod mill stage has been introduced in order to reduce the top feed size to the ball mills, resulting in a more efficient ball

operation (Figure 2 – left hand). However, quaternary crushers are limited in capacity, cause high operating cost and are quite maintenance-intensive due to the high wear resulting from the required narrow crushing gap setting in these units. Also rod mills are limited in size and are subject to high maintenance requirements, mainly to re-charge the rods.

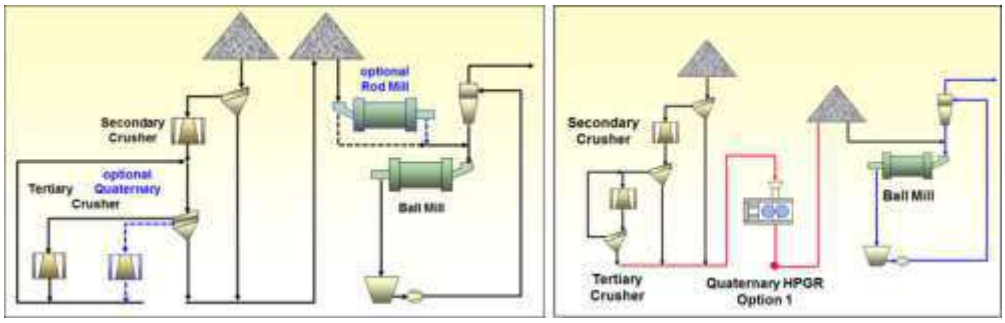


Figure 2. Crushing and grinding plant with optional quaternary or rod mill stage (left) and HPGR as additional quaternary crushing stage in single pass mode (right)

There are several potential objectives of retrofitting HPGRs in existing crushing and grinding plants. Following options may apply:

1. Higher metal production by increased throughput (@ same ball mill fineness and recovery)
2. Higher metal production by increased recovery (@ finer mill product and same throughput)
3. Reduction of operating cost by replacing single or multiple crushing stages and rod mills
4. Replacement of “aged” equipment which requires replacement anyhow

Basic figures for comparing the potential of options 1 and 2 are summarized in Table 1 below.

The easiest method of HPGR implementation is to retrofit a HPGR as an additional – single pass - quaternary crushing stage (Figure 2 – right). Two POLYCOM 20/15 - commissioned in 2007 at Freeport’s Grasberg mining complex in Indonesia - have the longest track record in such a duty. The HPGR installation by itself resulted in a capacity increase of about 15% according to a paper published by Freeport Indonesia at the SAG Conference 2011 (Villanueva et al., 2011).

The economic potential of an additional quaternary HPGR is demonstrated in Table 1 using a high level approach. The base case is a 90.000 tpd copper concentrator with 3-stage crushing followed by ball milling. Two additional HPGRs would raise the throughput by 15 % in Option 1 (similar to the Freeport Grasberg installation) or would allow the ball mills to grind finer and thus increasing the recovery in the order of about 5 %.

Table 1. Potential increase of metal production by additional quaternary HPGR installation

		Base case	Option 1 15 % increase	Option 2 finer flotation feed
Plant capacity	tpd	90.000	103.500	90.000
Flotation feed fineness	µm	200	200	150
Recovery	%	85	85	90
Copper production	t	459	528	486
Value of production				
• daily [1]	million US$ / d	3,21	3,69	3,40
• yearly	million US$ / y	1.173	1.349	1.242
Additional production	**million US$ / year**	**+/-**	**176**	**69**
[1] @ 0,6 % copper grade and a coper price of 7.000 US$/t				
Steel and Energy Cost BM				
• per ton [2]	US$/d	1,24		
• daily	US$/t	111.600		
• **yearly**	**million US$ / y**	**40,7**		
[2] @ 10 kWh/t and 60 g/kWh ; 0,07 US$ per kWh and 900 US$ per ton of balls				

The figures in Table 1 suggest that enhancing the plant throughput (option 1) offers the highest benefit resulting in a potential increase in produced metal value of more than US$ 170 million per year. Producing a finer ball mill feed at the same capacity (option 2) would offer the potential to increase the produced metal value by about US$ 70 million per year - which is less than half of the value achievable in option 1. Typically, an additional HPGR installation cannot be exclusively justified by a reduction of the operating cost if existing and operational crushing and grinding equipment is to be replaced. Steel and energy consumption in the ball mills are a major portion of the operating cost and estimated to be about US$ 40 million per year for the base case option. If installation of a HPGR would could reduce this figure by 50 % to US$ 20 million per year, which is in fact nearly impossible, this benefit would most likely still not be sufficient to justify the installation of two additional POLYCOM 24/17 for the case considered. The actual potential of option 4, replacing “aged” equipment, has to be investigated and judged on a case-by-case basis.

POTENTIAL FLOW SHEET CONFIGURATIONS AND ACHIEVABLE THROUGHPUT INCREASES

There are several options for implementing a HPGR as a quaternary crushing stage into an existing crushing and grinding plant. The potential of some of these options - which are shown in Figure 3 - has been assessed in test work. Testwork was conducted on a sample from a porphyry copper deposit in Arizona, US. In this plant, the ore is crushed to a P80 of about 10 to 12 mm and finally ground in ball mills to a P80 of 250 µm or 72 % passing 200 µm. The Bond Work Index of the ore was in the order of 14.3 kWh/mt. It has to be pointed out that the complexity of these flow sheets differs drastically resulting in significant variation of the involved capital expenditure as well as the space required for retrofitting the HPGR plant. This latter aspect may become an issue due to space constraints in existing plants.

The original ball mill feed sample from the plant was re-crushed in a HPGR pilot unit representing the four different flow sheet options shown in Figure 3, left.

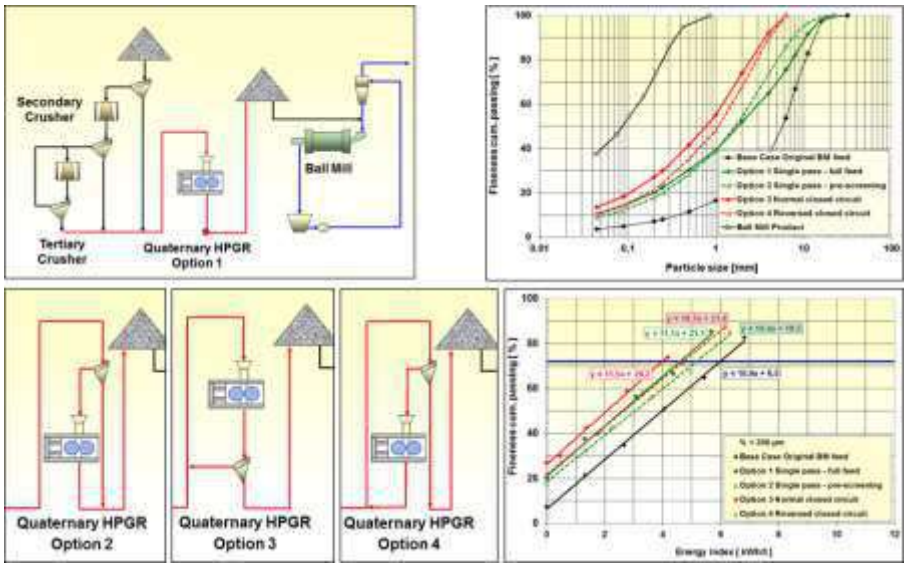


Figure 3. Four options for retrofitting HPGRs in quaternary mode in a crushing and grinding plant (left), the various products produced in pilot HPGR testing (top right) and the required energy input to grind the various samples in the LABMill to the industrial ball mill product fineness (bottom right)

The energy requirements for ball milling of the base case sample and the four HPGR treated samples were determined by the LABMill test. The LABMill test has been described by Patzelt, Burchardt et al. (2005). This grinding test does not require any pre-crushing of the test samples (unlike the Bond test) and allows grinding the actual-sized product from the crushing circuit to the required product fineness of the ball mills. The energy requirements for the five different samples for grinding to 72 % passing 200 µm (or a P80 of 250 µm respectively) are represented by the "LABMill energy index" which is proportional to the actual energy input. The test results are summarized in Table 2 on the next page. The potential throughput increase in the ball mills is reversely proportional to the energy savings:

Rel. throughput (option 2) = 6,0 kWh/t (energy index "base case") / 4,6 kWh/t (energy index "option 2") = 1,3

The tests revealed that - on a test scale basis - energy savings in ball milling of between 13 % (option 2) and 33 % (option 3) were achievable. These LABMill energy savings have to be scaled to industrial figures by appropriate factors, which are rougly in the order of 2/3 of the measured LABMill energy savings for the open circuit options (1 and 2) and about 0.9 times the figures for the closed circuit options (3 and 4). The corresponding capacity increase ranged from 15 % (option 2) to 50 % (option 3) based on the actual test results. The test results suggested that pre-screening as per option 2 and 4 reduced the size of the required HPGR size compared to the corresponding "full feed" options 1 and 3. However, pre-screening (2/4) offered a significantly lower potential throughput increase compared to the full feed options (1/3).

Table 2. Results and implications of the HPGR and grindability testwork

Throughput design criteria			Energy index @ 72 % < 200 µm actual	relative	relative throughput in ball mills	New plant throughput	Required POLYCOM size
			kWh/t	in %		stpd	
		Base case	6,0	100	1,00	70.000	
original throughput		Option 1	4,6	77	1,30	91.304	1 x 19/15
70.000	stpd	Option 2	5,2	87	1,15	80.769	1 x 17/14
85	% utilisation	Option 3	4,0	67	1,50	105.000	2 x 24/17
3.431	stph	Option 4	4,6	77	1,30	91.304	1 x 26/19

The maximum throughput increase was achievable by option 3 (full feed closed circuit operation). As compared to option 1 (single pass full feed), option 3 includes an additional screening plant, much larger materials handling efforts and the largest space requirements – that may not be available in an existing plant. Consequently, option 1 is most often the most cost effective approach.

The maximum feasible throughput increase also depends on the upstream and downstream restrictions. Crushers and belt conveyors have to able to operate at the up-graded capacity. The achievable product fineness of the existing crushing system at up-graded capacity has to be verified, in order to determine the effect of an – possibly – coarser crushing circuit product on the achievable HPGR product fineness, in particular for the HPGR options in open circuit configuration (option 1 and 3). The ball mills including its classification system as well as the flotation system have to be able to handle the larger throughput and enhanced volume flows.

HPGR APPLICATION AT THE CUAJONE MINE IN PERU

The potential implementation of HPGRs in the crushing – ball milling circuit at the Cuajone Mine of Southern Peru Copper (SPCC) for improving production was investigated over a period of years, actually since 2001. Treating just the pre-screened primary fines (Figure 4) in a HPGR was identified as the option, which could

- substantially increase production and
- prove HPGR technology mechanically and processwise for such a duty within SPCC

at the lowest cost (minimum plant modifications required) and lowest risk profile (POLYCOM bypass could be implemented). Maximizing the throughput increase was not the objective at that point in time. Initially, several medium HPGR sizes were favored. Finally, a POLYCOM 24/17 was selected, in order to use the same size HPGR that had been considered at that time for the 60.000 tpd expansion of the Toquepala Mine. The option of retrofitting a cake circulation system – to recycle some HPGR discharge material back to the HPGR and thus increase the HPGR product fineness – was designed into the plant layout for later implementation. The purpose would be to allow the utilization of the extra capacity of the larger HPGR model.

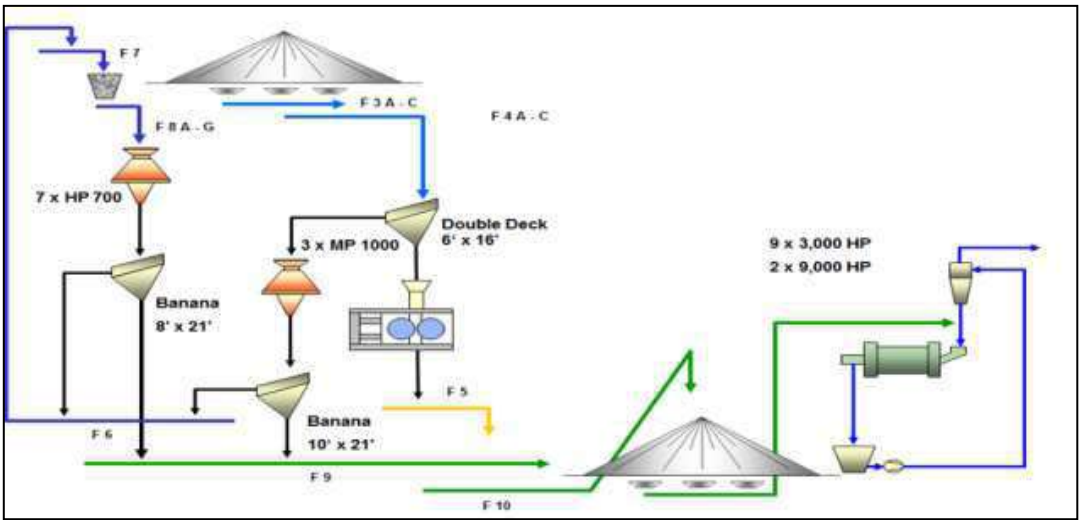


Figure 4. Cuajone flow sheet with retrofitted HPGR

Commissioning of the HPGR plant was successfully finished in October 2013. As of today, the HPGR is operated in open circuit, without any cake recirculation.

The expected capacity increase of 5.7 % was based on a split of 38 % of the total plant feed going to the HPGR, while 62 % would be conventionally crushed.

Several optimization steps have been implemented upstream in the past in order to increase the feed to the HPGR from about 20+ % to the design split of 38 %, by opening up the primary screens.

The HPGR runs very smoothly and achieves the expected performance figures in respect to HPGR product fineness and throughput as wall as targeted increase of plant throughput.

The HPGR implementation at Cuajone and its positive impact on the plant performance has smoothened the way for further HPGR implementations at Toquepala, both for the existing mine as well as its expansion.

Toquepala Optimization stands for a plant upgrade of the existing operation. Due to increased hardness of the ore, the throughput of the plant had dropped. By installing a HPGR as a quaternary crusher (similar to the HPGR implementation at Grasberg) the capacity of the downstream milling section increased.

Commissioning of the HPGR plant was successfully finished in August 2018. The HPGR quickly achieved the targeted throughput and fineness. The initial performance data of the downstream ball mill plant indicated that the expected throuput increase of 20 % achieved.

Toquepala Expansion on the other hand is the synonym for a new 60,000 tpd concentrator, in which two (2) HPGRs will be used as tertiary crushers, operated in closed circuit with wet screening, followed by ball milling.

For both Toquepala projects, the same model POLYCOM(s) HPGR 24/17-8 is the same as is already in operation at Cuajone mine.

CONCLUSIONS

The majority of HPGRs in hard rock applications have so far been installed in new concentrators. Scoping as well as (pre-)feasibility studies have proven the potential of HPGRs for plant up-grades or optimizations. However, only a few of these studies went into implementation, e.g. Freeport Indonesia (Grasberg Mine), Northam Platinum and SPCC. In times of postponed or even canceled new major green-field projects, plant up-grades may come into stronger focus again. Typically, these projects have a low capital involvement but are highly profitable.

REFERENCES

Brendan Parker and Gerald Veillette; (2005). 'Boddington Expansion Project Comminution Circuit Features and Testwork', Randol Innovative Metallurgy Forum, Perth 2005.

Norbert Patzelt, Rene I.B. Klymowsky, Johann Knecht and Egbert Burchardt; (2005). 'HPGRs For Hard Rock Applications', Randol Innovative Metallurgy Forum, Perth 2005.

P. Amelunxen, M.A. Mular, J. Vanderbeek, L. Hill and Edison Herrera; (2011). 'The Effects of Ore Variability on HPGR Trade-Off Economics', SAG Conference, Vancouver 2011.

Villanueva, G. Banini, J. Hollow, R. Butar-Butar and J. Mosher; (2011). 'Effects of HPGR Introduction on Grinding Performance at PT Freeport Indonesia's Concentrator', SAG Conference, Vancouver 2011.

USE OF X-RAY MICRO-COMPUTED TOMOGRAPHY (µCT) FOR 3-D ORE CHARACTERIZATION: A TURNING POINT IN PROCESS MINERALOGY

P.I. Guntoro [1], Y. Ghorbani [1,] *, J. Rosenkranz [1]

[1] *Dept. of Civil, Environmental and Natural Resources Eng., Luleå University of Technology, Sweden*
*(*Corresponding author: yousef.ghorbani@ltu.se)*

ABSTRACT

In recent years, automated mineralogy has become an essential enabling technology in the field of process mineralogy, allowing better understanding between mineralogy and the beneficiation process. Recent developments in X-ray micro-computed tomography (µCT) as a non-destructive technique have indicated great potential to become the next automated mineralogy technique. µCT's main advantage lies in its ability to allow 3-D monitoring of internal structure of the ore at resolutions down to a few hundred nanometers, thereby eliminating the stereological error encountered in conventional 2-D analysis. Driven by the technological and computational progress, the technique is continuously developing as an analysis tool in ore characterization and subsequently it foreseen that µCT will become an indispensable technique in the field of process mineralogy. Although several software tools have been developed for processing µCT dataset, but the main challenge in µCT data analysis remains in the mineralogical analysis, where µCT data often lacks contrast between mineral phases, making segmentation difficult. In this paper, an overview of some current applications of µCT in ore characterization is reviewed, alongside with it potential implications to process mineralogy. It also describes the current limitations of its application and concludes with outlook on the future development of 3-D ore characterization.

Keywords: X-ray micro-tomography (µCT), process mineralogy, ore mineral characterization.

INTRODUCTION

Process Mineralogy

Process mineralogy is defined as the study of mineral characteristics and properties with relation to their beneficiation process. The beneficiation process defined here can range from ore beneficiation, metallurgical process, as well as environmental and waste management (Henley, 1983; Lotter et al., 2018a). The key here is that by evaluating the characteristics of the minerals on a representative sample of an ore, one could determine the optimum processing route of such ore based on the characteristics of the minerals (both gangue and valuable minerals) in the ore. As the characteristics of the ore is determined by the sample analyzed, sampling becomes ever increasingly important in terms of process mineralogy (Lotter et al., 2018b).

In contrast to traditional separation between mineral processing and mineralogy, where troubleshooting of processes are often focused more on process parameters; process mineralogy aims to combine both field so both the characteristics of ore and process parameters can be taken into account when designing and troubleshooting mineral processes. Process mineralogy requires combination of knowledge from geology, mineralogy, metallurgy, and mineral processing. This can be illustrated in Figure 1.

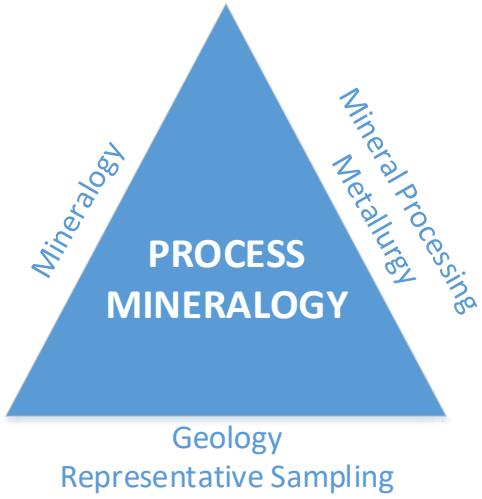


Figure 1. Interdisciplinary of fields in process mineralogy (altered from Lotter et al. (2018, 2002)).

Several instruments and analytical techniques have been developed over the years to evaluate mineralogical characteristics of an ore sample. The development of automated quantitative mineralogical techniques such as Mineral Liberation Analyser (MLA) and Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy (QEMSCAN) was a significant breakthrough in process mineralogy, as mineral characteristics of ore samples could now be analyzed in an automated, rapid, and statistically reliable way (Fandrich et al., 2007; Gottlieb et al., 2000; Sutherland and Gottlieb, 1991). With such system, information about mineral liberation (Fandrich et al., 2007), size and shape (Leroy et al., 2011; Sutherland, 2007), and stationary textures (Pérez-Barnuevo et al., 2013, 2018; Tøgersen et al., 2018) could be obtained and quantified. This information has been demonstrated to hold significant role in evaluating ore beneficiation processes such as flotation (Alves dos Santos, 2018; Alves dos Santos and Galery, 2018; dos Santos and Galery, 2018; Tungpalan et al., 2015) and comminution (Little et al., 2017, 2016; Tøgersen et al., 2018).

X-ray Tomography for Ore Characterization

While MLA and QEMSCAN offer a rapid data acquisition and processing, it possesses an obvious weakness due to loss of dimensionality. Particles and ore samples are three-dimensional (3D) objects, while automated mineralogical techniques produced a two-dimensional (2D) cross section analysis of the ore samples. This phenomenon is known as stereological bias / error, in which the mineral liberation may be overestimated, as the cross section of the sample might not represent the actual state of the particles (Lätti and Adair, 2001) as shown in Figure 2. Over the years, several correction methods have been developed to address this error in regards to mineral liberation and texture of the particles (Fandrichi et al., 1998; Ueda et al., 2018a, 2018b).

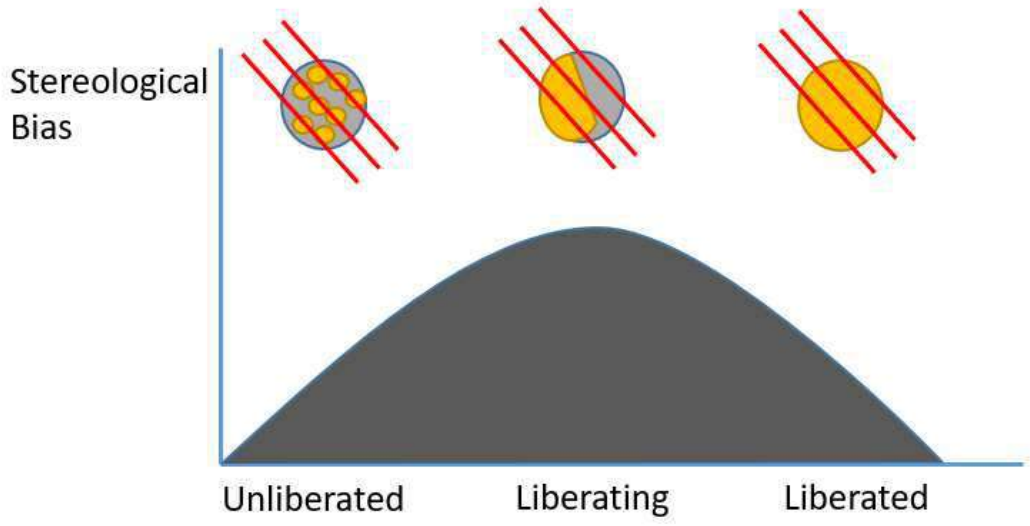


Figure 2. The effect of stereological bias on different type of particles with varying degree of liberation by Spencer and Sutherland (2000). The possible cross-sections analyzed is indicated by the red lines crossing the particles.

This inherent bias gives way to the development of instruments that are capable of acquiring 3D data from an ore sample. Over the last decades, the development of X-ray microcomputed tomography (µCT) in geosciences have received wide attentions. The main advantage of µCT lies on its ability to non-destructively analyze the 3D interior of an object. Several reviews have been done in evaluating µCT application in geosciences (Cnudde and Boone, 2013; Mees et al., 2003), particularly in relation to ore characterization and mineral processing (Kyle and Ketcham, 2015; Miller et al., 1990).

Using µCT, 3D properties of an ore sample such as porosity (Lin and Miller, 2005; Peng et al., 2011; Yang et al., 2017; Zandomeneghi et al., 2010), mineralogy (Ghorbani et al., 2011; Reyes et al., 2017; Tiu, 2017), mineral liberation (Lin and Miller, 1996; Reyes et al., 2018), as well as size and shape (Cepuritis et al., 2017; Lin and Miller, 2005; Masad et al., 2005) could be obtained. Additionally, as 3D data offer additional information about depth, surface properties of an ore can also be evaluated, in which such parameter is important for leaching, flotation, and to some extent grinding (Miller et al., 2003; Tøgersen et al., 2018; Wang et al., 2017; Xia, 2017).

Recent development in µCT instruments also allows in-situ experiments to be carried while scanning is performed, therefore obtaining the so-called four-dimensional (4D) data, which consist of three dimensional of space plus one dimension of time. With such settings, the evolution of ore samples during experiments can be obtained so that the relation of the mineralogical characteristics of the ore to the process can be draw. Such settings have been implemented for example in evaluating ore breakage (L. Wang et al., 2015; Wang et al., 2018) and leaching (Ghorbani et al., 2011). If the key in process mineralogy lies in drawing the relations between mineralogy and mineral processing, then in-situ experiments with µCT scanning could offer a valuable dataset for process mineralogy.

The main limitation of µCT scanning lies on the principle of the X-ray scanning, where minerals are differentiated by their respective attenuation to the X-ray beam. This is reflected in the grayscale intensity of the final image. The attenuation of each materials varies depending on the minerals density, atomic number, as well as the energy of the X-ray beam (Omoumi et al., 2015). This phenomena creates a trade-off situation, where one has to optimize the beam energy so that sufficient contrast between minerals could be obtained. Using lower energy beam often means better contrast, as the attenuation is more dependent on the atomic number of the minerals due to photoelectric effect, but it requires

longer exposure time. Using higher energy would mean less exposure time, but the attenuation is now more dependent on density due to Compton effect, therefore making mineral differentiation difficult as many minerals have similar density.

CASE STUDIES

Ore Structural Characterization with µCT

At the early stages, µCT analysis of ore samples was more focused on structural analysis, which includes pore, shape, as well as size analysis. Analysis with µCT could obtain several information of the ore which includes porosity and crack (Deng et al., 2016; Lin and Miller, 2005; Peng et al., 2011; Yang et al., 2017; Zandomeneghi et al., 2010), particle and grain size distribution (Tiu, 2017) as well as particle shape descriptors such as solidity, elongation, flatness, and aspect ratio (Vecchio et al., 2012; Zhao et al., 2015).

Pore and crack analysis is one of the most common application of µCT. While pore and crack analysis is less emphasized in mineralogy, it holds a significant role in petroleum (Markussen et al., 2019) and construction engineering (Yang et al., 2019). Nevertheless, pore and crack analysis is often indispensable when dealing with processes such as leaching, especially in cases with packed particle bed samples, where connectivity of the pores could help in understanding the permeability of the ore (Deng et al., 2016; Wu et al., 2007).

Most of the automated mineralogy technique could produce analysis on particle size and shape, but as said earlier, these parameters often not used in process mineralogy due to the stereological error. Particle and grain size distribution analysis using µCT is quite well established, as several researchers have optimized the image processing algorithm in acquiring such distribution analysis (Lux et al., 2011; Pierret et al., 2002). One of the most commonly used algorithm is granulometry morphological opening, illustrated in Figure 3.

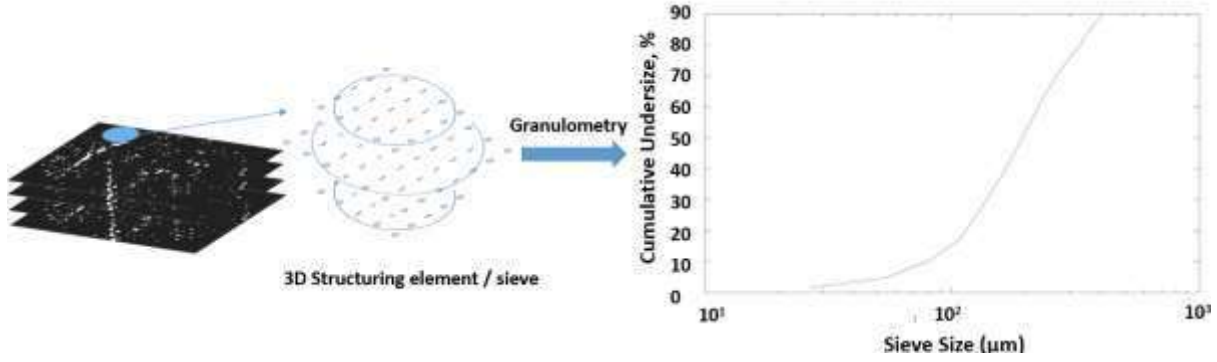


Figure 3. Grain size distribution in 3D as obtained from µCT analysis with granulometry technique. The technique uses a structuring element acting as a sieve, where grain smaller than the sieve is removed. The sieve size is then increased gradually, so the cumulative undersize can be obtained.

Particle and grains are irregular objects; therefore, a descriptor of shape is often needed when describing such parameters. With µCT system, such descriptors could be better acquired, as now the 3D data is available. Most of the available shape descriptors in 3D follow the same logic as the one commonly available in 2D. Particle and grain shapes in 3D can be described with convex hull (Pamukcu et al., 2013; Zhao et al., 2015), bounding box (Vecchio et al., 2012) as well as relation to sphere shapes (Pirard et al., 2009; Van Dalen et al., 2012). Example of bounding box and convex hull of a mineral grain is shown in Figure 4.

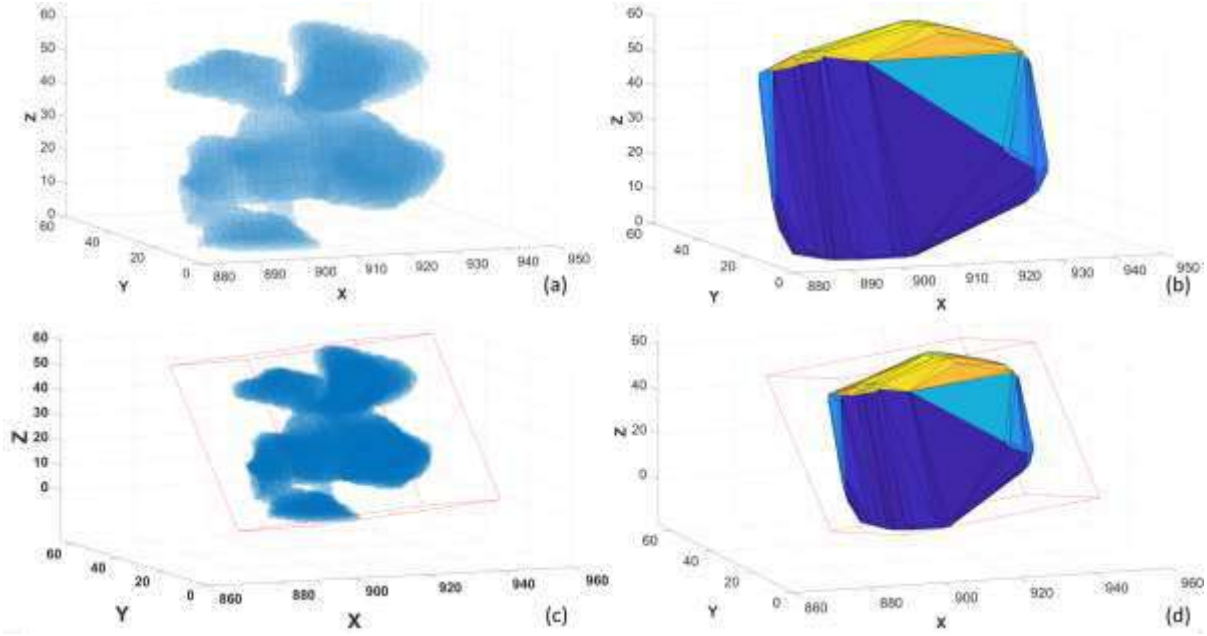


Figure 4. Bounding box and convex hull of an irregular grain. (a) Scatter plots representing the grain; (b) convex hull of the particle; (c) minimum bounding box of the grain; (d) minimum bounding box of the convex hull. Due to the high irregularity (non-convex) particle, convex objects such as polygons often are not the best when describing such particle.

While it is obvious that particle size is of an importance when dealing with most of mineral processes, the effect of shape is not so obvious. It is clear that the choice of comminution equipment affects greatly the progeny particle shape, which then indicates that grain shape could be an important indicator in modelling the breakage mechanism that occurs in the particle (Little et al., 2017, 2016). With flotation, several researchers have analyzed the effect of particle shape (Ma et al., 2018; Pita and Castilho, 2017; Xia et al., 2018), and it is clear that the effect of shape is intertwined with the particle composition and size; in some cases the effect of shape is minimum while in others its effect is more prevalent.

Ore Mineralogical Characterization with µCT

The use of µCT in mineralogical characterization is relatively limited, although it is outlined as one of the future characterization technique in process mineralogy (Baum, 2014). Mineralogical characterization with µCT is often limited to simple mineralogy, such as differentiating the gangue and valuable mineral phases. In these cases, simple thresholding technique such as Otsu could work (Andrä et al., 2013; Yang et al., 2017). Limitations do exist especially if the sample is heterogeneous (Yang et al., 2017), or consist of fine particles with high density / high atomic number, as then the boundary between particles and the background might not be segmented properly due to partial volume effect (Y. Wang et al., 2015).

Several researchers have applied different techniques in dealing with multi-mineral ore samples, especially those that contains minerals with similar attenuations. Such problems can be anticipated earlier by optimizing the scanning conditions through reduction of sample size (Bam et al., 2019; Kyle and Ketcham, 2015), using lower scanning energy (Reyes et al., 2017), or using dual energy scanning (Ghorbani et al., 2011). In other cases, such problem could be addressed later at the data processing stage, such as using machine-learning techniques (Chauhan et al., 2016; Tiu, 2017) as well as combination with SEM-EDS of XRF (Laforce et al., 2017; Reyes et al., 2017; Suuronen and Sayab, 2018; Tiu, 2017). Despite all the steps need to be performing mineralogical analysis with µCT, the

mineralogical result does show considerable difference with traditional automated mineralogy techniques (Reyes et al., 2017; Tiu, 2017). Example of the usage of machine-learning in µCT mineralogical analysis is shown in Figure 5.

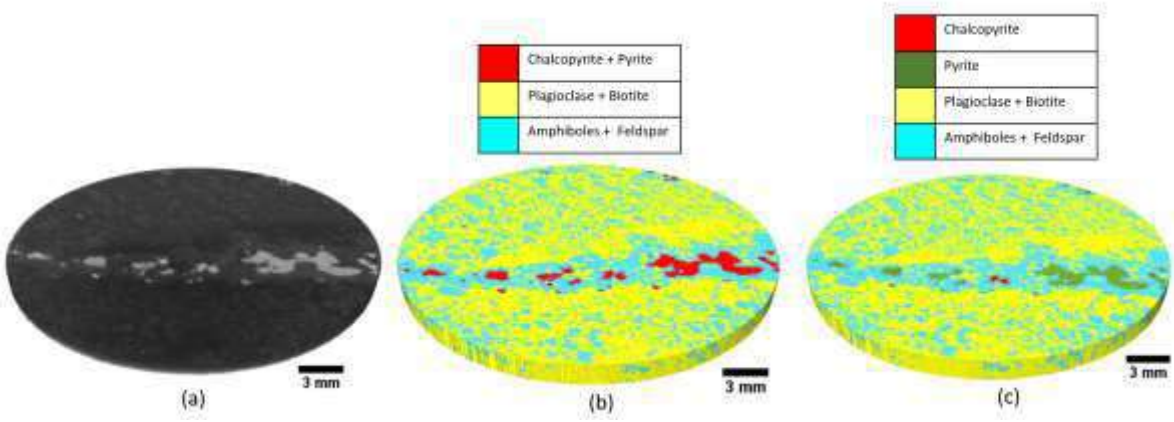


Figure 5. Comparison of different machine learning techniques in mineralogical analysis. (a) Original 3D image of a drill core; (b) Unsupervised machine learning classification; (c) Supervised machine learning classification. By supervised the learning user can better specify the minerals, as in this example pyrite is lacking contrast.

Ore Texture Characterization with µCT

Textural measures such as grain size is well known to have effect to the downstream processes, especially in terms of liberation size (Lotter et al., 2018a). Another equally important texture measure is the spatial distribution (pattern) of different minerals in the ore, often referred as stationary textures (Lobos et al., 2016). While grain size is quantifiable, stationary textures is often descriptive and qualitative. Recent developments are leaning toward the quantification of stationary textures with the help of microscopy based techniques (Donskoi et al., 2016; Koch, 2017; Lund et al., 2015), accounting both grain size and spatial relationship of minerals. Stationary textures have been shown to affect the ore behavior in mineral processes (Butcher, 2010; Dey et al., 2017; Tøgersen et al., 2018) and it has been used as an important measure in geometallurgy (Lund et al., 2015; Pérez-Barnuevo et al., 2018).

µCT analysis opens up a new potential in analyzing textures, especially stationary textures, as now the spatial relationship of minerals can be described in 3D, which in turns leads to better understanding of its effect to the downstream processes (Becker et al., 2016). Additionally, information about surface texture of the ore could be obtained as well, in which parameter such as grain surface exposure affecting leaching processes (Miller et al., 2003; Wang et al., 2017); surface hardness affecting grinding processes (Tøgersen et al., 2018); as well as surface roughness affecting flotation process (Xia, 2017).

In general, µCT ore texture analysis is very limited, as it requires a comprehensive mineralogical analysis, in which µCT has a limitation. Several researchers have tried to use µCT to describe texture better (Barnes et al., 2018, 2017), while others have used µCT data to quantify stationary textures (Jardine et al., 2018). Example of texture quantification in 3D is shown in Figure 6.

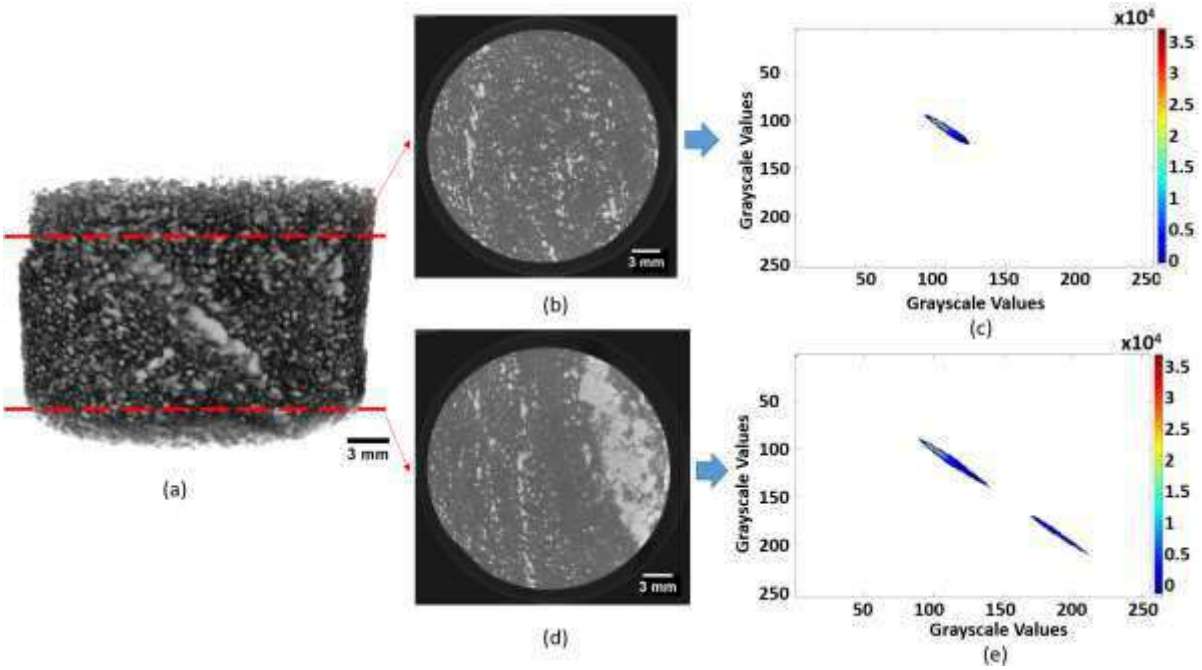


Figure 6. Textural analysis of 3D drill core image acquired from µCT. (a) Original 3D image of a drill core; (b) and (c) Two µCT slices showing different textures; (d) and (e) shows the texture heat map of the slices. The heat map reveals the association of each pixels in the image; more association between high grayscale value pixels means more sulphide mineralization, as shown in (e).

CONCLUSION

The future is wide open for µCT in process mineralogy. Additional dimension in µCT analysis allows better characterization of ore, leading to better understanding of ore behavior in the downstream processes. Future work shall be emphasized to accelerate µCT application in ore characterization through development of both instrumentation and data processing workflow. Development of instrumentation could include sub-micron resolution, in-situ experiments, and combination with µCT other instruments such as XRF, EDS, and XRD. Development of the data processing includes better reconstruction techniques, optimized algorithm to handle large datasets, as well as benchmarking data processing techniques applied in other field of material science.

REFERENCES

Alves dos Santos, N., 2018. Modelling flotation per size liberation class – Part 3 – Modelling recoveries using particle surface area. Miner. Eng. 129, 15–23. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2018.08.036

Alves dos Santos, N., Galery, R., 2018. Modelling flotation per size liberation class – Part 2 – Evaluating flotation per class. Miner. Eng. 129, 24–36. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2018.09.013

Andrä, H., Combaret, N., Dvorkin, J., Glatt, E., Han, J., Kabel, M., Keehm, Y., Krzikalla, F., Lee, M., Madonna, C., 2013. Digital rock physics benchmarks—Part I: Imaging and segmentation. Comput. Geosci. 50, 25–32.

Bam, L.C., Miller, J.A., Becker, M., Basson, I.J., 2019. X-ray computed tomography: Practical evaluation of beam hardening in iron ore samples. Miner. Eng. 131, 206–215. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2018.11.010

Barnes, S.J., Le Vaillant, M., Lightfoot, P.C., 2017. Textural development in sulfide-matrix ore breccias in the Voisey's Bay Ni-Cu-Co deposit, Labrador, Canada. Ore Geol. Rev. 90, 414–438. https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2017.03.019

Barnes, S.J., Staude, S., Le Vaillant, M., Piña, R., Lightfoot, P.C., 2018. Sulfide-silicate textures in magmatic Ni-Cu-PGE sulfide ore deposits: Massive, semi-massive and sulfide-matrix breccia ores. Ore Geol. Rev. 101, 629–651. https://doi.org/10.1016/J.OREGEOREV.2018.08.011

Baum, W., 2014. Ore characterization, process mineralogy and lab automation a roadmap for future mining. Miner. Eng. 60, 69–73. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2013.11.008

Becker, M., Jardine, M.A., Miller, J.A., Harris, M., 2016. X-ray Computed Tomography–a Geometallurgical Tool for 3D Textural Analysis of Drill Core?, in: Proceedings of the 3rd AusIMM International Geometallurgy Conference. pp. 15–16.

Butcher, A., 2010. A practical guide to some aspects of mineralogy that affect flotation. Flotat. Plant Optim. 16, 83–93.

Cepuritis, R., Garboczi, E.J., Jacobsen, S., Snyder, K.A., 2017. Comparison of 2-D and 3-D shape analysis of concrete aggregate fines from VSI crushing. Powder Technol. 309, 110–125. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.powtec.2016.12.037

Chauhan, S., Rühaak, W., Khan, F., Enzmann, F., Mielke, P., Kersten, M., Sass, I., 2016. Processing of rock core microtomography images: Using seven different machine learning algorithms. Comput. Geosci. 86, 120–128. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.cageo.2015.10.013

Cnudde, V., Boone, M.N., 2013. High-resolution X-ray computed tomography in geosciences: A review of the current technology and applications. Earth-Science Rev. 123, 1–17.

Deng, H., Fitts, J.P., Peters, C.A., 2016. Quantifying fracture geometry with X-ray tomography: Technique of Iterative Local Thresholding (TILT) for 3D image segmentation. Comput. Geosci. 20, 231–244. https://doi.org/10.1007/s10596-016-9560-9

Dey, S., Mohanta, M.K., Singh, R., 2017. Mineralogy and textural impact on beneficiation of goethitic ore. Int. J. Min. Sci. Technol. 27, 445–450. https://doi.org/10.1016/J.IJMST.2017.03.017

Donskoi, E., Poliakov, A., Holmes, R., Suthers, S., Ware, N., Manuel, J., Clout, J., 2016. Iron ore textural information is the key for prediction of downstream process performance. Miner. Eng. 86, 10–23. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.11.009

dos Santos, N.A., Galery, R., 2018. Modelling flotation per size liberation class – Part 1 – Minimizing the propagation of experimental errors in the estimate of flotation recovery. Miner. Eng. 128, 254–265. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2018.07.003

Fandrich, R., Gu, Y., Burrows, D., Moeller, K., 2007. Modern SEM-based mineral liberation analysis. Int. J. Miner. Process. 84, 310–320. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.07.018

Fandrichi, R.G., Schneider, C.L., Gay, S.L., 1998. Two stereological correction methods: Allocation method and kernel transformation method. Miner. Eng. 11, 707–715. https://doi.org/10.1016/S0892-6875(98)00057-0

Ghorbani, Y., Becker, M., Petersen, J., Morar, S.H., Mainza, A., Franzidis, J.-P., 2011. Use of X-ray computed tomography to investigate crack distribution and mineral dissemination in sphalerite ore particles. Miner. Eng. 24, 1249–1257. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.04.008

Gottlieb, P., Wilkie, G., Sutherland, D., Ho-Tun, E., Suthers, S., Perera, K., Jenkins, B., Spencer, S., Butcher, A., Rayner, J., 2000. Using quantitative electron microscopy for process mineralogy applications. JOM 52, 24–25. https://doi.org/10.1007/s11837-000-0126-9

Henley, K.J., 1983. ORE-DRESSING MINERALOGY - A REVIEW OF TECHNIQUES, APPLICATIONS AND RECENT DEVELOPMENTS., in: J.P.R., de V., P.A., C. (Eds.), . Geological Soc of South Africa, The Australian Mineral Development, Lab, Geological Services Div,, Adelaide, Aust, The Australian Mineral Development Lab, Geological Services Div, Adelaide, Aust, pp. 175–200.

Jardine, M.A., Miller, J.A., Becker, M., 2018. Coupled X-ray computed tomography and grey level co-occurrence matrices as a method for quantification of mineralogy and texture in 3D. Comput. Geosci. 111, 105–117. https://doi.org/10.1016/j.cageo.2017.11.005

Koch, P.-H., 2017. Particle generation for geometallurgical process modeling. Licent. thesis / Luleå Univ. Technol. Luleå tekniska universitet, Minerals and Metallurgical Engineering, Department of Civil, Environmental and Natural Resources Engineering, Luleå University of Technology.

Kyle, J.R., Ketcham, R.A., 2015. Application of high resolution X-ray computed tomography to mineral

deposit origin, evaluation, and processing. Ore Geol. Rev. 65, 821–839. https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2014.09.034

Laforce, B., Masschaele, B., Boone, M.N., Schaubroeck, D., Dierick, M., Vekemans, B., Walgraeve, C., Janssen, C., Cnudde, V., Van Hoorebeke, L., Vincze, L., 2017. Integrated Three-Dimensional Microanalysis Combining X-Ray Microtomography and X-Ray Fluorescence Methodologies. Anal. Chem. 89, 10617–10624. https://doi.org/10.1021/acs.analchem.7b03205

Lätti, D., Adair, B.J.I., 2001. An assessment of stereological adjustment procedures. Miner. Eng. 14, 1579–1587. https://doi.org/10.1016/S0892-6875(01)00176-5

Leroy, S., Dislaire, G., Bastin, D., Pirard, E., 2011. Optical analysis of particle size and chromite liberation from pulp samples of a UG2 ore regrinding circuit. Miner. Eng. 24, 1340–1347.

Lin, C.L., Miller, J.D., 2005. 3D characterization and analysis of particle shape using X-ray microtomography (XMT). Powder Technol. https://doi.org///doi.org/10.1016/j.powtec.2005.04.031

Lin, C.L., Miller, J.D., 1996. Cone beam X-ray microtomography for three-dimensional liberation analysis in the 21st century. Int. J. Miner. Process. 47, 61–73.

Little, L., Mainza, A.N., Becker, M., Wiese, J., 2017. Fine grinding: How mill type affects particle shape characteristics and mineral liberation. Miner. Eng. 111, 148–157. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.05.007

Little, L., Mainza, A.N., Becker, M., Wiese, J.G., 2016. Using mineralogical and particle shape analysis to investigate enhanced mineral liberation through phase boundary fracture. Powder Technol. 301, 794–804. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.powtec.2016.06.052

Lobos, R., Silva, J.F., Ortiz, J.M., Díaz, G., Egaña, A., 2016. Analysis and Classification of Natural Rock Textures based on New Transform-based Features. Math. Geosci. 48, 835–870.

Lotter, N.O., Baum, W., Reeves, S., Arrué, C., Bradshaw, D.J., 2018a. The business value of best practice process mineralogy. Miner. Eng. 116, 226–238. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2017.05.008

Lotter, N.O., Evans, C.L., Engstrőm, K., 2018b. Sampling – A key tool in modern process mineralogy. Miner. Eng. 116, 196–202. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2017.07.013

Lotter, N.O., Whittaker, P.J., Kormos, L., Stickling, J.S., Wilkie, G.J., 2002. The development of process mineralogy at Falconbridge Limited and application to the Raglan Mill. CIM Bull. 95, 85–92.

Lund, C., Lamberg, P., Lindberg, T., 2015. Development of a geometallurgical framework to quantify mineral textures for process prediction. Miner. Eng. 82, 61–77. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.04.004

Lux, J., Delisée, C., Thibault, X., 2011. 3D characterization of wood based fibrous materials: an application. Image Anal. Stereol. 25, 25–35.

Ma, G., Xia, W., Xie, G., 2018. Effect of particle shape on the flotation kinetics of fine coking coal. J. Clean. Prod. 195, 470–475. https://doi.org/10.1016/J.JCLEPRO.2018.05.230

Markussen, Ø., Dypvik, H., Hammer, E., Long, H., Hammer, Ø., 2019. 3D characterization of porosity and authigenic cementation in Triassic conglomerates/arenites in the Edvard Grieg field using 3D micro-CT imaging. Mar. Pet. Geol. 99, 265–281. https://doi.org/10.1016/j.marpetgeo.2018.10.015

Masad, E., Saadeh, S., Al-Rousan, T., Garboczi, E., Little, D., 2005. Computations of particle surface characteristics using optical and X-ray CT images. Comput. Mater. Sci. 34, 406–424. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.commatsci.2005.01.010

Mees, F., Swennen, R., Van Geet, M., Jacobs, P., 2003. Applications of X-ray computed tomography in the geosciences. Geol. Soc. London, Spec. Publ. 215, 1–6.

Miller, J.D., Lin, C.L., Cortes, A.B., 1990. A review of X-ray computed tomography and its applications in mineral processing. Miner. Procesing Extr. Metall. Rev. 7, 1–18.

Miller, J.D., Lin, C.L., Garcia, C., Arias, H., 2003. Ultimate recovery in heap leaching operations as established from mineral exposure analysis by X-ray microtomography. Int. J. Miner. Process. 72, 331–340.

Omoumi, P., Becce, F., Racine, D., Ott, J., Andreisek, G., Verdun, F., 2015. Dual-Energy CT: Basic Principles, Technical Approaches, and Applications in Musculoskeletal Imaging (Part 1), Seminars in musculoskeletal radiology. https://doi.org/10.1055/s-0035-1569253

Pamukcu, A.S., Gualda, G.A.R., Rivers, M.L., 2013. Quantitative 3D petrography using X-ray tomography 4: Assessing glass inclusion textures with propagation phase-contrast tomography. Geosphere 9, 1704–1713.

Peng, R., Yang, Y., Ju, Y., Mao, L., Yang, Y., 2011. Computation of fractal dimension of rock pores based on gray CT images. Chinese Sci. Bull. 56, 3346. https://doi.org/10.1007/s11434-011-4683-9

Pérez-Barnuevo, L., Lévesque, S., Bazin, C., 2018. Automated recognition of drill core textures: A geometallurgical tool for mineral processing prediction. Miner. Eng. 118, 87–96. https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.12.015

Pérez-Barnuevo, L., Pirard, E., Castroviejo, R., 2013. Automated characterisation of intergrowth textures in mineral particles. A case study. Miner. Eng. 52, 136–142. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2013.05.001

Pierret, A., Capowiez, Y., Belzunces, L., Moran, C.J., 2002. 3D reconstruction and quantification of macropores using X-ray computed tomography and image analysis. Geoderma 106, 247–271.

Pirard, E., Califice, A., Léonard, A., Gregoire, M., 2009. Multiscale shape analysis of particles in 3D using the calypter.

Pita, F., Castilho, A., 2017. Separation of plastics by froth flotation. The role of size, shape and density of the particles. Waste Manag. 60, 91–99. https://doi.org/10.1016/J.WASMAN.2016.07.041

Reyes, F., Lin, Q., Cilliers, J.J., Neethling, S.J., 2018. Quantifying mineral liberation by particle grade and surface exposure using X-ray microCT. Miner. Eng. 125, 75–82. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2018.05.028

Reyes, F., Lin, Q., Udoudo, O., Dodds, C., Lee, P.D., Neethling, S.J., 2017. Calibrated X-ray micro-tomography for mineral ore quantification. Miner. Eng. 110, 122–130. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.04.015

Spencer, S., Sutherland, D., 2000. Stereological correction of mineral liberation grade distributions estimated by single sectioning of particles. Image Anal. Stereol. 19, 175–182.

Sutherland, D., 2007. Estimation of mineral grain size using automated mineralogy. Miner. Eng. 20, 452–460. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2006.12.011

Sutherland, D.N., Gottlieb, P., 1991. Application of automated quantitative mineralogy in mineral processing. Miner. Eng. 4, 753–762. https://doi.org/10.1016/0892-6875(91)90063-2

Suuronen, J.-P., Sayab, M., 2018. 3D nanopetrography and chemical imaging of datable zircons by synchrotron multimodal X-ray tomography. Sci. Rep. 8, 4747. https://doi.org/10.1038/s41598-018-22891-9

Tiu, G., 2017. Classification of Drill Core Textures for Process Simulation in Geometallurgy : Aitik Mine, Sweden. EMerald Program.

Tøgersen, M.K., Kleiv, R.A., Ellefmo, S., Aasly, K., 2018. Mineralogy and texture of the Storforshei iron formation, and their effect on grindability. Miner. Eng. 125, 176–189. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.06.009

Tungpalan, K., Wightman, E., Manlapig, E., 2015. Relating mineralogical and textural characteristics to flotation behaviour. Miner. Eng. 82, 136–140. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2015.02.005

Ueda, T., Oki, T., Koyanaka, S., 2018a. A general quantification method for addressing stereological bias in mineral liberation assessment in terms of volume fraction and size of mineral phase. Miner. Eng. 119, 156–165. https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2018.01.034

Ueda, T., Oki, T., Koyanaka, S., 2018b. Numerical analysis of the general characteristics of stereological bias in surface liberation assessment of ore particles. Adv. Powder Technol. 29, 3327–3335. https://doi.org/10.1016/J.APT.2018.09.010

Van Dalen, G., Koster, M.W., Dalen, G. Van, Koster, M.W., 2012. 2D & 3D particle size analysis of micro-CT images. Unilever Res. Dev. Netherlands. https://doi.org/10.1007/s10509-008-9775-x

Vecchio, I., Schladitz, K., Godehardt, M., Heneka, M.J., 2012. 3D GEOMETRIC CHARACTERIZATION OF PARTICLES APPLIED TO TECHNICAL CLEANLINESS. Image Anal. & Stereol. Vol 31, No 3 (2012)DO - 10.5566/ias.v31.p163-174 .

Wang, L., Ooi, J.Y., Butler, I., 2015. Interpretation of Particle Breakage under Compression Using X-ray Computed Tomography and Digital Image Correlation. Procedia Eng. 102, 240–248.

https://doi.org/10.1016/J.PROENG.2015.01.138

Wang, Y., Li, C., Hou, Z., Yi, X., Wei, X., 2018. In Vivo X-ray Computed Tomography Investigations of Crack Damage Evolution of Cemented Waste Rock Backfills (CWRB) under Uniaxial Deformation. Minerals 8, 539.

Wang, Y., Lin, C.L., Miller, J.D., 2017. Quantitative analysis of exposed grain surface area for multiphase particles using X-ray microtomography. Powder Technol. 308, 368–377. https://doi.org/10.1016/j.powtec.2016.11.047

Wang, Y., Lin, C.L., Miller, J.D., 2015. Improved 3D image segmentation for X-ray tomographic analysis of packed particle beds. Miner. Eng. 83, 185–191. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.09.007

Wu, A., Yang, B., Xi, Y., Jiang, H., 2007. Pore structure of ore granular media by computerized tomography image processing. J. Cent. South Univ. Technol. 14, 220–224.

Xia, W., 2017. Role of surface roughness in the attachment time between air bubble and flat ultra-low-ash coal surface. Int. J. Miner. Process. 168, 19–24. https://doi.org/10.1016/J.MINPRO.2017.09.006

Xia, W., Ma, G., Bu, X., Peng, Y., 2018. Effect of particle shape on bubble-particle attachment angle and flotation behavior of glass beads and fragments. Powder Technol. 338, 168–172. https://doi.org/10.1016/J.POWTEC.2018.07.024

Yang, B., Wu, A., Narsilio, G.A., Miao, X., Wu, S., 2017. Use of high-resolution X-ray computed tomography and 3D image analysis to quantify mineral dissemination and pore space in oxide copper ore particles. Int. J. Miner. Metall. Mater. 24, 965–973. https://doi.org/10.1007/s12613-017-1484-4

Yang, X., Kuru, E., Gingras, M., Iremonger, S., 2019. CT-CFD integrated investigation into porosity and permeability of neat early-age well cement at downhole condition. Constr. Build. Mater. 205, 73–86. https://doi.org/10.1016/J.CONBUILDMAT.2019.02.004

Zandomeneghi, D., Voltolini, M., Mancini, L., Brun, F., Dreossi, D., Polacci, M., 2010. Quantitative analysis of X-ray microtomography images of geomaterials: Application to volcanic rocks. Geosphere 6, 793–804.

Zhao, B., Wang, J., Coop, M.R., Viggiani, G., Jiang, M., 2015. An investigation of single sand particle fracture using X-ray micro-tomography. Géotechnique 65, 625–641.

VARIATION IN THE WEAR CHARACTERISTICS AND THE GRINDING PERFORMANCE OF DIFFERENT BALLS

C.E. Karahan [1], T. Sert [1], O. Altun [1,*]

[1] *Hacettepe University, Department of Mining Engineering*
*(*Corresponding author: okyaltun@hacettepe.edu.tr)*

ABSTRACT

One of the most important parameters which affect the grinding performance is the diameter and type of the grinding media. The media wear that occurs in the grinding process cause a production loss in long term. This is an inevitable phenomenon but still, it is possible to reduce the wearing with the specially manufactured grinding media.

In this study, in order to benefit from both the manufacturer and the facility that will use the media, the wearing procedure in the laboratory environment has been evaluated for two different media types, as cylpebs and spherical ball. In this context, laboratory scale bond mill and industry-supplied cylpebs and spherical balls had used.

The experiments had conducted in laboratory scale ball mill with and without material which is granulated blast furnace slag. In addition to the wearing measurement of the media types, grinding performances had also compared. As a result, the study shows that the wear was affected by the shape of the grinding media.

Keywords: Media wearing, Media consumption, Grinding

INTRODUCTION

Comminution consumes up to 4% electrical energy globally and about 50% of mine site energy consumption is in comminution (DOE, 1981). Milling is the most expensive process in the mineral processing stage, with energy and grinding media (steel) consumption being the most expensive cost items. It is estimated that grinding media accounts for up to 40% of the milling costs (Nkwanyana & Loveday, 2018).

In a grinding process, the grinding media has significant importance. The range of the products in the market should be compared and the economy of the application i.e., cost of media, media wear, grinding performance of media etc. should be evaluated in detail because media consumption is one of the primary items in the economy of the grinding operations. Literature reports that the wear of liners together with the grinding media accounts for about 15–25% of the mining operating costs (L.A, 1983).

The wear costs of the grinding media given in the literature are mostly collected from wet grinding operations. There is limited data on dry grinding circuits. Consequently, it is important to make thorough and reliable evaluations of media consumption so that the overall operating costs can be optimized (Aldrich, 2013). In this context, long term observations should be made and detailed studies should be conducted for specific applications so that the behavior of the media can be understood more clearly (Chenje, 2004).

Literature reports that there are 3 basic wear mechanisms that are abrasion, impact, and corrosion, which can be correlated with the mass losses of the grinding media. In a grinding system,

owing to the nature of the operation, the complex synergies of these mechanisms can arise (Aldrich, 2013). Consequently, the operating conditions of the mill should be considered initially and then the focus should be given on media selection (Çolak, et al., 2018).

The hardness of the media is another parameter. In case of having increased hardness number, the media resists more to impact mechanism rather than the abrasion (Aldrich, 2013).

The objective of this study examines the effects of the geometrical structure of the grinding media and finding a correlation between the media wear and the physical, chemical structure of the grinding media.

Within the context of the study, a laboratory scale media wear measurement test procedure was developed. Briefly, two types of high chromium white cast iron grinding media as ball and cylpebs had subjected to tumbling action at different time intervals. Experiments had conducted with and without granulated blast furnace slag, as one of the most abrasive materials in the industry, to be ground in laboratory scale ball mill. For each time interval, the weight loss of media was measured and the differences between the media compositions had discussed.

As one of the most important parameters for the efficiency of the grinding process, determining the wearing characteristics of the grinding media from a laboratory scale tests can be helpful to improving the control on the milling operation to ensure the sustainability of the process or predict the recharge time of the media.

MATERIALS AND METHODS

In this study, laboratory scale bond mill and industry-supplied cast cylpebs and spherical balls had used. 2 types of high chromium grinding media as 25 mm and 20 mm diameter for ball and 30 mm, 25 mm and 19 mm diameter for cylpebs had subjected to tumbling action (

Figure *1*).

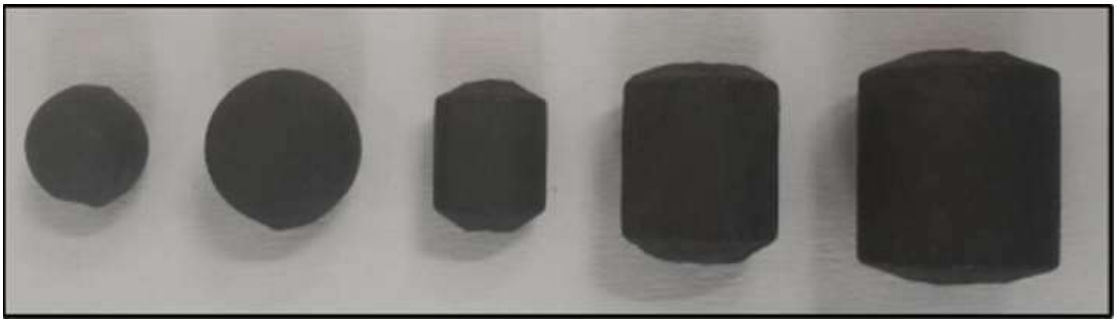


Figure 1 . The grinding media types

The grinding test was conducted in a 30.5 cm diameter by 30.5 cm long ball mill known as bond mill (Bond, 1961). During the test work, the mill had charged with 10 kg of media at the start of tumbling for every media type then subjected to tumbling action at different time intervals i.e. 60, 180, 420, 900 minutes. After each of the tumbling periods, the whole media charge had taken out of the mill, had cleaned individually with ethyl alcohol and then weighed individually (

Figure *2*).

Figure 2. Laboratory scale ball mill & Weighing of the grinding medias

The tests had considered the effects of the material characteristics, as well. Within the scope, the tests with the material had performed with using granulated blast furnace slag, which is known as a highly abrasive material that obtained from the cement plants. The material had ground 120 minutes in bond mill for all media types. Particles that coarser than 150 µm had determined by dry sieving techniques while finer particles had determined with Sympatec laser sizer.

The types of media had characterized by their chemical composition and Rockwell hardness values so the correlations could be developed with the wear rates. The chemical composition and Rockwell hardness values are illustrated in (

Figure *3*-4).

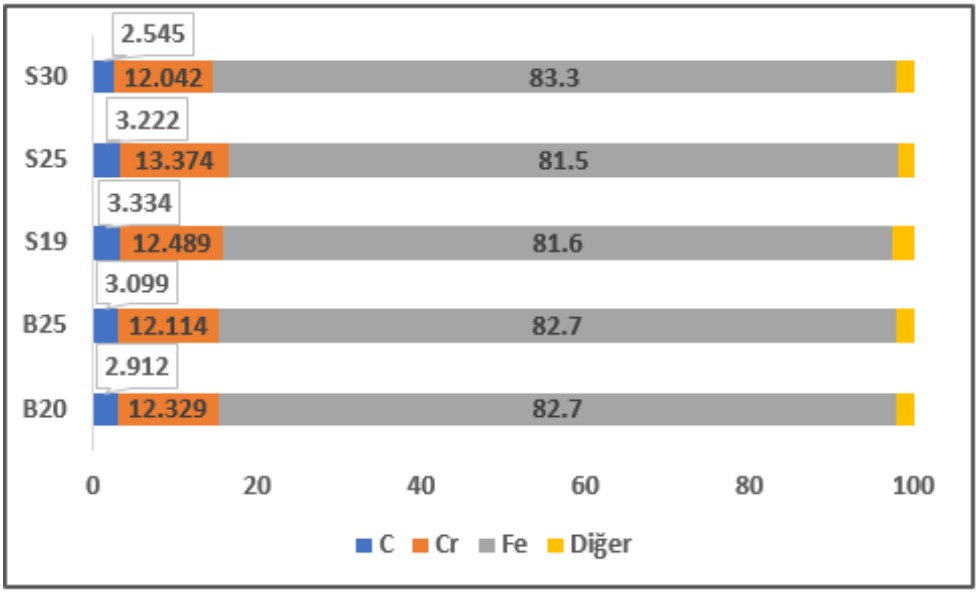


Figure 3. Chemical structure of grinding medias

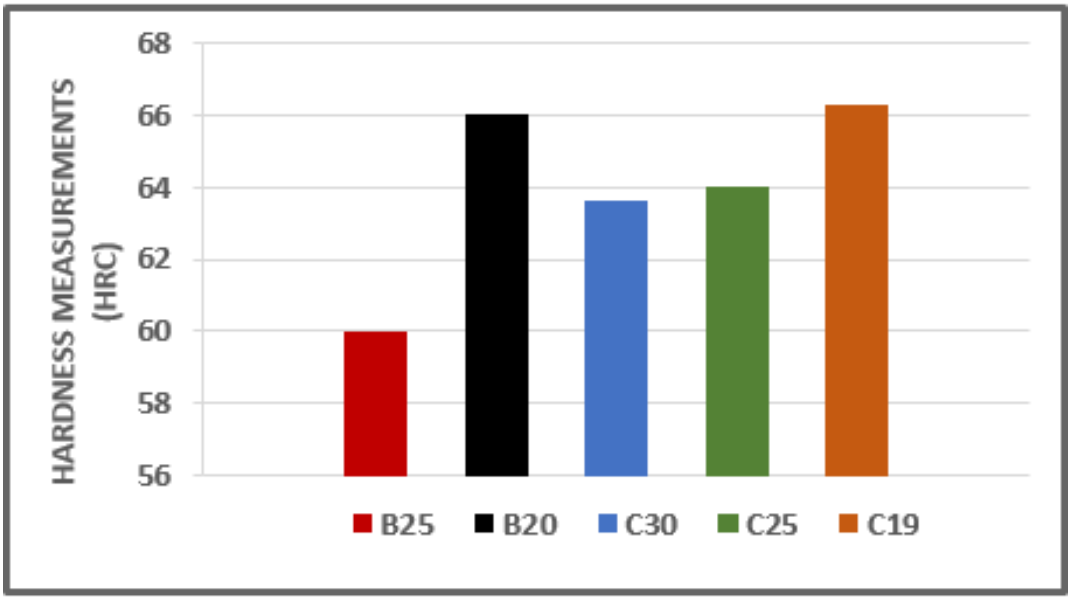


Figure 4. Hardness amount of grinding medias

RESULTS AND DISCUSSIONS

Within the study, the media wearing tests had initially performed for the case without material in the mill. Grinding media amount as 10 kg had tumbled in laboratory scale bond mill at 60, 120, 240 and 480 minutes respectively. As a result of the tumbling tests, the influences on the wear results had investigated. The test results are illustrated in

Figure *5*. The wear results from the highest to the lowest were, B25>B20>C19>C30>C25. In other words, the B25 type of media had the highest rate of wear where the C25 type of media had the lowest rate for the same mill condition.

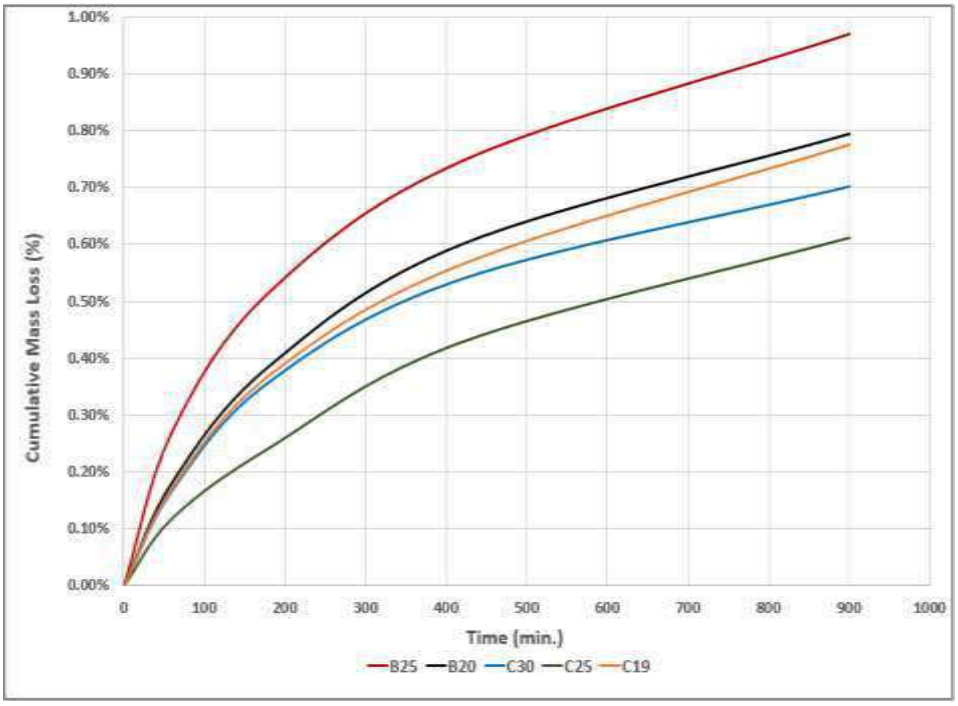


Figure 5. Cumulative mass loss after tumbling without material

Afterward, the wearing tests had performed with the material in the mill. The 10 kg of media had tumbled in laboratory scale bond mill at 60 and 120 minutes respectively with granulated blast furnace slag. The wearing results, from the highest to the lowest, were in the same order with tumbling tests without material, B25>B20>C19>C30>C25. The test results had illustrated in Figure 6.

The C25 type grinding material is the reason of the irregularity of the order. The differences of atomic structures between grinding media types that related with the unstable parameters in the metallurgical process as, chemical differences of the raw material, variable temperatures and duration of casting and cooling processes can be the main reason of that irregularity. (Ünlü, A., Personal Connections)

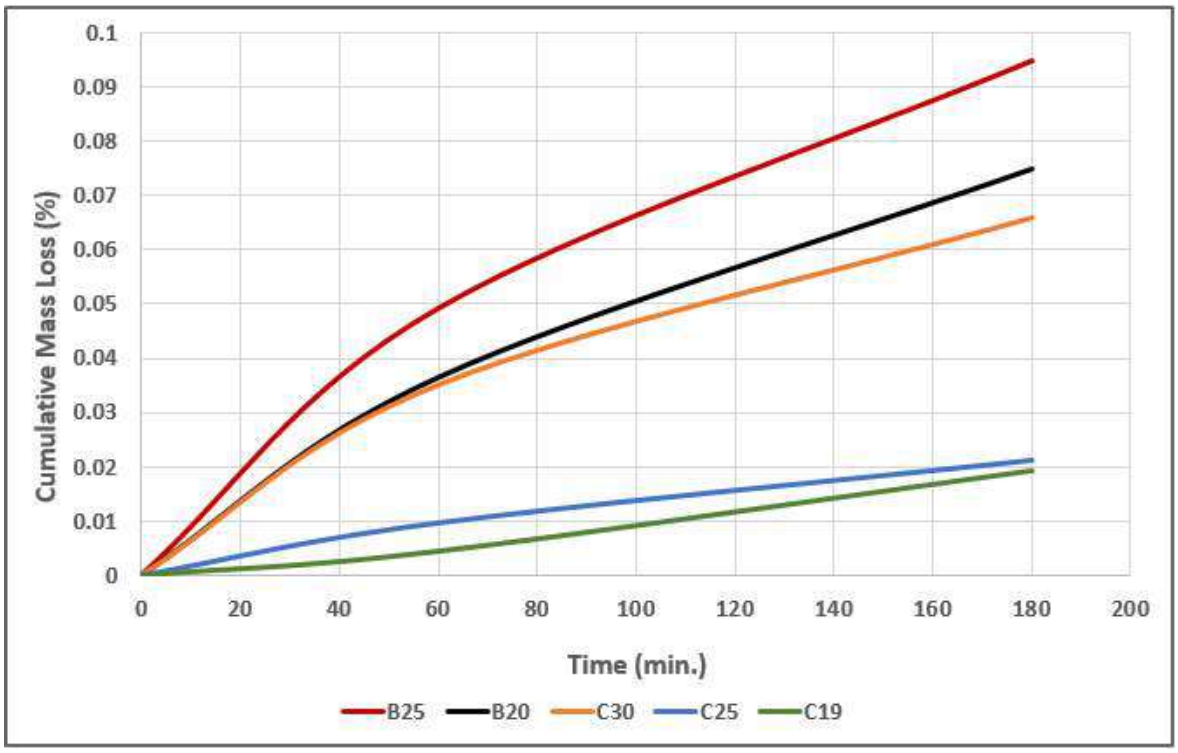
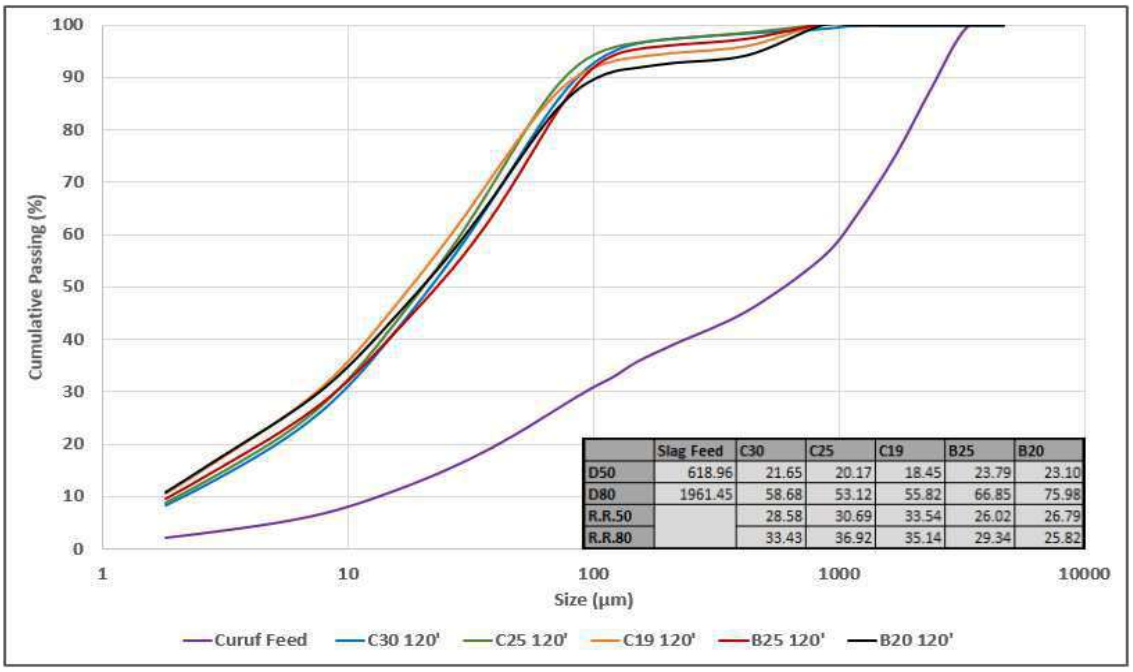


Figure 6. Cumulative mass loss after tumbling with material

As a result, the abrasive effect of the material has no influence on the order, B25>B20>C19>C30>C25, of the cumulative mass loss of the grinding media. The material had ground 120 minutes in the Bond mill for all media types. Particles that coarser than 150µm had determined by dry sieving techniques while finer particles determined with Sympatec laser sizer. Particle size distributions are illustrated in (Figure 7).



	Slag Feed	C30	C25	C19	B25	B20
D50	618.96	21.65	20.17	18.45	23.79	23.10
D80	1961.45	58.68	53.12	55.82	66.85	75.98
R.R.50		28.58	30.69	33.54	26.02	26.79
R.R.80		33.43	36.92	35.14	29.34	25.82

Figure 7. Particle size distribution of the material

The cumulative passing graph of the ground material shows us all size of cylpebs have a finer d50 and d80 value. Also, when two types of grinding media with the same diameter had compared, the material which ground with cylpebs has a finer particle size distribution. Without any specific examination about the variable forces due to the geometry of grinding media, the higher amount of the surface area due to both spherical and plain sides of media, has an increasing potential on the amount of the material that ground in the unit time.

CONCLUSIONS

According to the obtained data, cylpebs has a greater resistance to wearing than the spherical grinding media due to its geometrical structure while their chemical structures are nearly the same, however, both types of media showed a decrease in the amount of wear due to the decrease in size because of the increase in the hardness amount with a reverse relation with the grinding media diameter.

When the effect of media type on particle size had examined, cylpebs had reached finer particle size compared to the spherical balls due to the variable forces due to the geometry of grinding media and has a higher amount of the surface area due to both spherical and plain sides of media that provides an increasing potential on the amount of the material that ground in the unit time.

But still, that result should be approved with further specific researches. The direct effect of the size differences within the media types on the amount of wear could not be determined. Based on the results from the laboratory studies, cylpebs usage in the grinding process gives a lower particle size and reduced media consumption.

REFERENCES

Aldrich, C. (2013). Consumption of steel grinding media in mills - A review. *Minerals Engineering*, *49*, 77–91.

Bond, F. C. (1961). Crushing and Grinding Calculations Allis-Chalmers. British Chemical Engineering.

Chenje, T. W., Simbi, D. J., & Navara, E. (2004). Relationship between microstructure, hardness, impact toughness and wear performance of selected grinding media for mineral ore milling operations, *Materials and Design*, *25*, 11–18.

Çolak, S. S., Altun, O., Benzer, H., Gencer, Z., & Koçak, H. (2018). Development of a preliminary media wear measurement test procedure for cement ball milling applications. *Powder Technology*, *325*, 678–686.

DOE. (1981). Comminution and Energy Consumption: Report of the Committee on Comminution and Energy Consumption.

L.A, V. (1983). Theories of ball wear and the results of a marked-ball test in ball milling. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy.

Nkwanyana, S., & Loveday, B. (2018). Addition of pebbles to a ball-mill to improve grinding efficiency – Part 2. *Minerals Engineering*, *128*, 115–122.

YÜKSEK MANYETİT İÇERİKLİ SİLİS CEVHERLERİNDEN GRAVİTE VE MANYETİK AYIRMA YÖNTEMLERİ İLE DEMİR KONSANTRESİ ÜRETİM OLANAKLARININ ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE IRON CONCENTRATE PRODUCTION FROM HIGH MAGNETITE CONTAINING SILICATE ORES

İ. Kurşun [1,*], M. Çınar [2], M. Terzi [1], O. Özdemir [1]

[1] *İstanbul Üniversitesi Cerrahpaşa, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: ilginkur@istanbul.edu.tr)*
[2] *Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*

ÖZET

Bu çalışmada yüksek demir içerikli ayrışmış bir silis cevherinden gravite ve manyetik ayırma yöntemleri ile demir konsantresi üretim olanakları araştırılmıştır. Deneysel çalışmalar kapsamında Çanakkale yöresinden temin edilen ayrışmış ve yüksek demir içerikli silis kumu numunesi kullanılmıştır. Deneysel çalışmaların ilk aşamasında deneylere esas numunenin fiziksel, kimyasal ve mineralojik özellikleri olarak ortaya konulmuş olup, karakterizasyon incelemeleri ve yapılan ön zenginleştirme deneylerinin sonuçlarına göre cevherin Fe_2O_3 içeriğinin arttırılabilmesi amacıyla gravite ve manyetik ayırma yöntemlerinin kullanılmasına karar verilmiştir.

Gravite deneylerinde laboratuvar ölçekli Wilfley sarsıntılı masa, manyetik ayırma deneylerinde ise yüksek alan şiddetli hazne tipi yaş manyetik ayırıcı kullanılmış olup, deneyler öncesinde cevher yapısındaki bulunan demir içerikli minerallerde gözlenen çimentolaşmanın giderilebilmesi amacıyla silis numunesinin tamamı -1 mm tane boyutuna indirilerek numuneye %50 PKO'da ve 1000 dev/dk'da scrubbing işlemi uygulanmıştır. Scrubbing sonrasında ise -0,1+0,5/-0,5+0,212/-0,212+0,038 mm olmak üzere üç farklı tane boyutuna sınıflandırılan numuneler kaba zenginleştirme, temizleme ve süpürme devrelerini içeren gravite ve manyetik ayırma deneylerine tabi tutulmuştur.

Zenginleştirme deneyleri kapsamında her iki yöntemde de optimum zenginleştirme parametreleri belirlenmiş ve sonuç olarak cevherin zenginleştirilmesi için bir nihai akım şeması oluşturulmuştur. Elde edilen sonuçlar ise gravite ve manyetik ayırma yöntemlerinin hem teknolojik, hem de ekonomik olarak yüksek demir içerikli silis cevherlerinden demir konsantresi üretiminde uygulanabilirliği açısından irdelenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Gravite ayırması, manyetik ayırma, silis, demir, manyetit.

ABSTRACT

In this study, possibility of iron concentrate production from a weathered silica ore with high iron content by gravity and magnetic separation methods were investigated in detail. The sample used in this study was obtained from Canakkale region. First of all, physical, chemical, and mineralogical properties of the sample were determined.

Then, the sample was reduced to -1 mm particle size, and scrubbed at 50% solid ratio and 1000 rpm in order to eliminate the cementation of the iron containing minerals in the ore structure which was observed in the mineralogical examinations. After the scrubbing process, the samples were classified into three different particle size fractions (1×0.5 mm, 0.5×0.212 mm, and 0.212×0.038 mm).

Next, a laboratory-scale Wilfley type shaking table and a wet high intensity magnetic separator were used to increase Fe_2O_3 content of the ore at these fractions. The gravity and magnetic separation experiments included rougher, cleaner and scavenger circuits.

Finally, optimum enrichment parameters were determined, and a flow chart was proposed for the processing of the ore. The results obtained from this study were evaluated in terms of both technical and economical applicability of the gravity and magnetic separation methods for the production of iron concentrate from high iron containing silicate ores.

Keywords: Gravity separation, magnetic separation, silica, iron, magnetite.

GİRİŞ

Camın ana malzemesi olan silis kumu, kuvarsça zengin magmatik ve metamorfik kayaçların ayrışması sonucu oluşan 2 mm'den küçük kuvars parçacıklarıdır. Silis kumu içeriğindeki safsızlıklara ve tane boyutuna bağlı olarak; cam, çimento, deterjan, plastik, seramik, elektronik, boya, döküm ve metalürji endüstrilerinde kullanılabilmektedir. Genel olarak, cam üretiminde kullanılan silis kumunun SiO_2 içeriğinin %99'dan az olmaması istenir. Kuvars kumları, kaolin ve talk gibi birçok endüstriyel mineralde demirin bulunması, bu malzemelerin seramik endüstrisi tarafından kullanılmasını engelleyebilmektedir. Cam endüstrisi için genellikle stabil bir bileşime sahip ve %0,02-0,1 oranını aşmayan bir Fe_2O_3 içeriği olan kumlar tercih edilir. Bu nedenle, kuvars ve silis kumu, gerekli fiziksel veya kimyasal özellikleri sağlayabilmeleri için genellikle çeşitli cevher hazırlama işlemlerine tabi tutulmaktadırlar (Köse ve Türeli, 1986; Kurşun ve İpekoğlu, 1995; Ubaldini vd., 1996; Hacıfazlıoğlu, 2011).

Silis kumunun zenginleştirilmesinde kullanılan en yaygın yöntem ters flotasyondur. Bu amaçla, silis kumundaki yabancı maddeleri yüzdürmek için yağ asitleri, sabunlar, sülfonatlar ve aminler gibi çeşitli toplayıcılar kullanılır. Kuvars flotasyonunda, genellikle birincil monoaminler toplayıcı olarak kullanılır. Literatürde uzun zincirli eter-amin tuzları, alkil amin tuzları ve dördüncül amonyum tuzlarının silika mineralleri için katyonik toplayıcılar olarak kullanılabileceği de bildirilmiştir. Dodesilamin ve dodesilamin hidroklorür, daha önceki birçok çalışmada kuvars flotasyonunda kolektör olarak kullanılmış ve bu toplayıcılarla kuvars flotasyon veriminin %85'in üzerine çıkabileceği gösterilmiştir (Sis ve Chander, 2003; Fang ve Jun, 2011).

Demir, yer kabuğunda alüminyumdan sonra en bol bulunan dördüncü metal ve genel olarak en bol bulunan ikinci elementtir. Demirin ana cevher mineralleri hematit, manyetit, titano-manyetit, götit ve siderittir (Christie ve Brathwaite, 1997). Günümüzde birçok ülkede zengin demir cevheri rezervlerinin çoğu tükenmiş ve düşük tenörlü demir cevherlerinin sürdürülebilir üretimi madencilik endüstrisinde kritik bir tartışma konusu haline gelmiştir (Liu vd., 2014). Örnek olarak sahil kumlarında manyetit ve ilmenit birikimleri yaygındır. Bu tür pek çok yatak, potansiyel demir cevheri kaynakları olarak incelenmiştir (Christie ve Brathwaite, 1997).

Bilindiği gibi, demirin zenginleştirilmesinde en ekonomik ve çevre dostu yöntem manyetik ayırmadır. Bununla birlikte demir cevherlerinin; mineral bileşimine, fiziksel özelliklerine ve demir içeren minerallerin gang minerallerinden serbestleşme derecelerine uygun bir proses kullanılarak zenginleştirilmeleri gerekmektedir. Düşük dereceli demir cevherinden demirin zenginleştirilmesinde; flotasyon, gravite ayırması ve manyetik ayırma gibi çeşitli yöntemlerin kullanımı birçok araştırmacı tarafından araştırılmıştır (Li vd., 2010; Seifelnassr vd., 2013; Flippov vd., 2014).

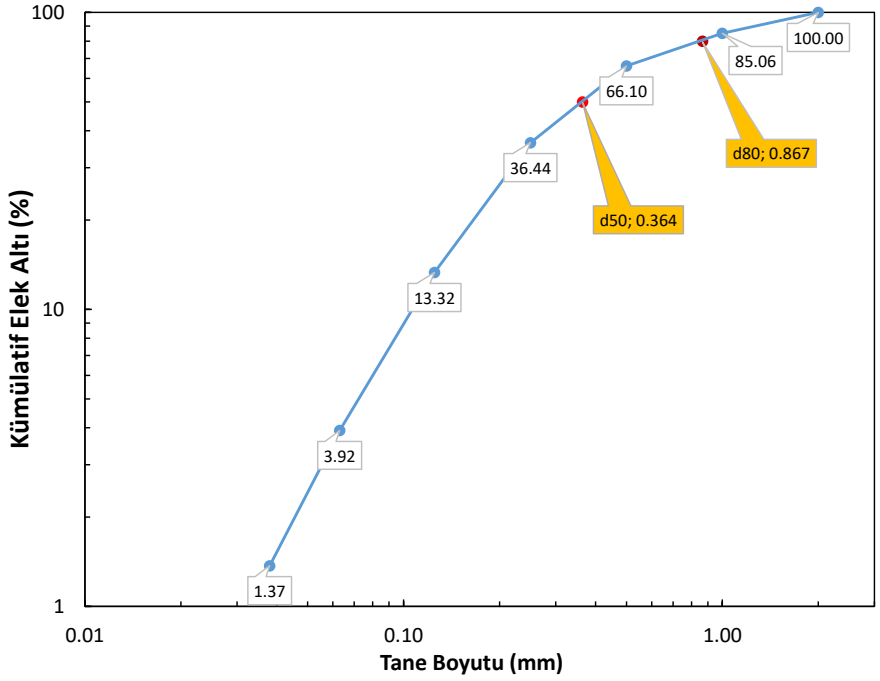
Bu çalışmada yüksek demir içerikli ayrışmış bir silis cevherinin alternatif bir demir kaynağı olarak kullanılabilirliğinin değerlendirilmesi kapsamında bu cevherden gravite ve manyetik ayırma yöntemleri ile demir konsantresi üretim olanakları araştırılmıştır.

MALZEME VE YÖNTEM

Malzeme

Deneysel çalışmalarda kullanılan yüksek demir içerikli ayrışmış silis cevheri Çanakkale ilinden temin edilmiştir. Tüvenan cevher, sahanın farklı noktalarından toplam 20 kg olacak şekilde sistematik ve temsili olarak alınmıştır. Alınan numunelerin üst tane boyutu 1 cm'dir.

Tüvenan cevherin yaş eleme yöntemi ile belirlenen tane boyut dağılım grafiği Şekil 1'de verilmiş olup, d_{80} ve d_{50} tane boyutları sırasıyla 0,867 mm ve 0,364 mm olarak tespit edilmiştir.



Şekil 1. Numunenin tane boyut dağılım grafiği

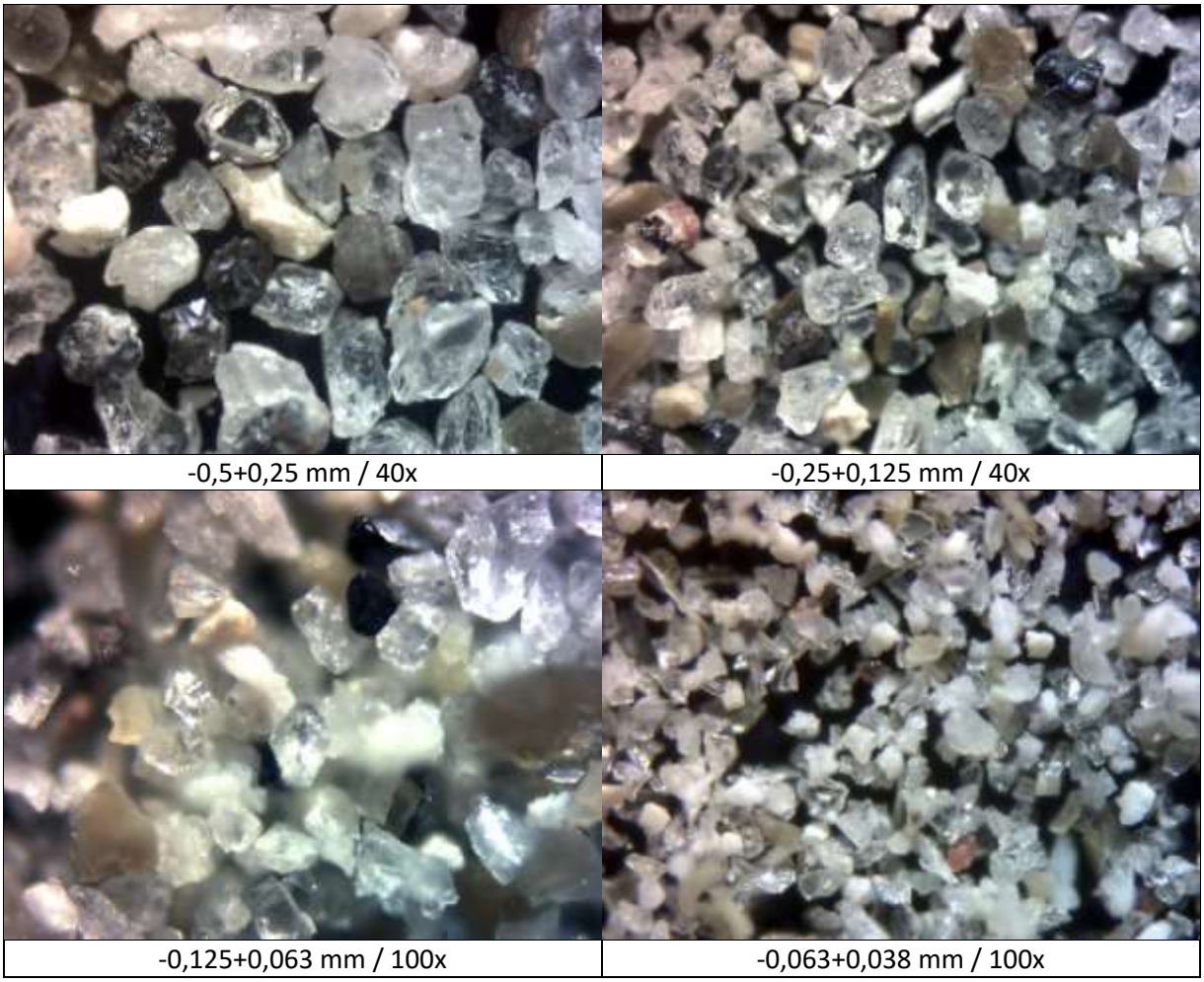
Numunede bulunan Fe_2O_3, SiO_2 ve diğer majör oksitlerin belirlenebilmesi için XRF yöntemi ile kimyasal analizler gerçekleştirilmiştir. Bu kapsamda d_{80} = 0,075 mm olacak şekilde öğütülerek hazırlanan temsili numunelerin borik asit ile peletleri hazırlanmış ve bu peletler üzerinde Skyray EDX 3000D XRF cihazı ile element analizi yapılmıştır. Çizelge 1'de cevherin kimyasal analiz sonuçları gösterilmektedir.

Çizelge 1. Kimyasal Analiz Sonuçları

Element	İçerik (%)	Element	İçerik (%)
Al_2O_3	2,48	Na_2O	0,92
Fe_2O_3	7,59	P_2O_5	0,043
K_2O	0,16	SiO_2	61,93
CaO	0,32	TiO_2	0,45
MgO	0,61	K. Kaybı	5,71

Kimyasal analizler sonucunda numunenin %61,93 SiO_2 ve %7,59 Fe_2O_3 içeriğine sahip olduğu belirlenmiş olup, bu bulgular doğrultusunda ise numunenin yüksek demir içerikli bir silis kumu cevheri olarak nitelendirilebileceği kanaatine varılmıştır.

Numunede bulunan minerallerin ve bu minerallerin petrografik özelliklerinin belirlenebilmesi amacıyla elek analizi sonucunda elde edilmiş olan -0,5+0,038 mm aralığındaki fraksiyonlar optik mikroskop altında incelenerek fotoğraflanmıştır. Numunenin optik mikroskop fotoğrafları Şekil 2'de verilmiştir.



Şekil 2. Numunenin optik mikroskop görüntüleri

Şekil 2'de görülebileceği gibi numunede en baskın olarak bulunan mineral çoğunlukla renksiz olmakla beraber farklı renklerde de gözlenen kuvars mineralidir. Bununla beraber, ayrışma sonucu öz kristal şekillerini kaybetmiş kalsit, mika ve albit mineralleri ise numunede ikincil mineraller konumundadır. Demir içeriğinin ise kısmen serbest halde, kısmen ise kuvars ile bağlı olarak bulunan manyetit mineraline bağlı olduğu tespit edilmiştir. Manyetit dışında eser miktarda, yine ayrışma sonucu kristal şekilleri deforme olmuş muskovit, rutil ve apatit minerallerinin varlığına da rastlanılmıştır.

Şekil 2'de görüldüğü gibi numuneyi oluşturan minerallerin belirli bir fraksiyonda yoğunlaşmadığı ve nispeten homojen bir dağılım gösterdiği belirlenmiştir. Bununla beraber özellikle kuvars ve manyetit açısından serbestleşme derecesinin özellikle 0,125 mm tane boyutundan sonra artış gösterdiği söylenilebilmektedir.

Bununla beraber özellikle 1 mm'den daha iri tane boyutlarında numune içerisinde kuvars ve manyetit içerikli, düşük mukavemete sahip çimentolaşmış yapıların varlığına rastlanılmıştır.

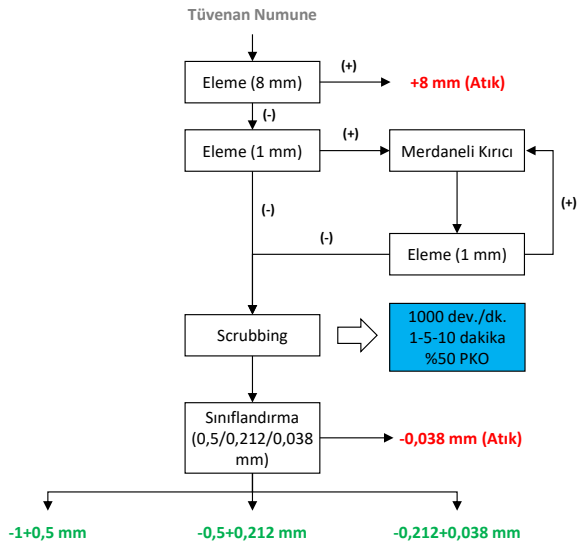
Yöntem

Numune Hazırlama

Karakterizasyon çalışmaları kapsamında yapılan mineralojik incelemeler sonrasında deneylere esas olan silis kumunda, özellikle +1 mm fraksiyonunda bulunduğu gözlenen çimentolaşmış yapıların açılabilme koşullarının incelemesi ve zenginleştirme deneylerine uygun tane boyut aralıklarında fraksiyonların elde edilmesi amacıyla numune hazırlama çalışmaları gerçekleştirilmiştir. Akım şeması Şekil 3'te verilmiş olan numune hazırlama çalışmaları kapsamında tüvenan numune, öncelikle 8 mm boyutundan elenerek, numunenin genel mineralojik kompozisyonu ile ilgili olmadığı ve taşınma yolu ile numune bünyesine geçtiği belirlenmiş olan +8 mm fraksiyonu uzaklaştırılmış, daha sonra ise numunenin tamamı merdaneli kırıcı kullanılarak ve 1 mm elek ile kontrollü olarak 1 mm'nin altına indirilmiştir.

Elde edilen -1 mm fraksiyonu, numunede bulunan çimentolaşmış yapıların açılabilmesi ve halihazırda serbest halde bulunan mineral yüzeylerinin diğer minerallerin potansiyel kontaminasyonlarından arındırılması amacıyla scrubbing işlemlerine tabi tutulmuştur. Scrubbing deneylerinde sürenin işlem üzerindeki etkilerinin incelenmesi amacıyla; 1, 5 ve 10 dk sürelerde scrubbing işlemi uygulanmış olup, 1000 dev/dk ve %50 PKO koşulları sabit tutulmuştur.

Scrubbing sonrasında ise numune yaş eleme yöntemi ile 0,5/0,212/0,038 mm açıklığa sahip elekler kullanılarak -0,1+0,5/-0,5+0,212/-0,212+0,038 mm olmak üzere 3 ayrı boyut grubuna sınıflandırılmış ve zenginleştirme deneyleri elde edilen boyut sınıflarında ayrı olarak yürütülmüştür. -0,038 mm fraksiyonu ise çalışma kapsamında uygulanan fiziksel zenginleştirme cihazları ile efektif zenginleştirilebilecek tane boyut aralığının dışında kaldığından yine atık olarak uzaklaştırılarak zenginleştirme çalışmalarına dahil edilmemiştir. Numune hazırlama çalışmalarının akım şeması ise Şekil 3'te verilmiştir.



Şekil 3. Numune hazırlama çalışmalarının akım şeması

Zenginleştirme Deneyleri

Zenginleştirme deneyleri kapsamında ilk aşamada numunede zenginleştirmeye hedef mineral olan manyetit ile gang mineralleri arasındaki yoğunluk farkı ve numunenin nispeten iri boyutlarda serbestleşme gösterme durumu göz önünde bulundurularak numunenin gravite ayırma yöntemi ile zenginleştirilebilirliğinin incelenmesine karar verilmiştir. Gravite zenginleştirme deneylerinde daha önce

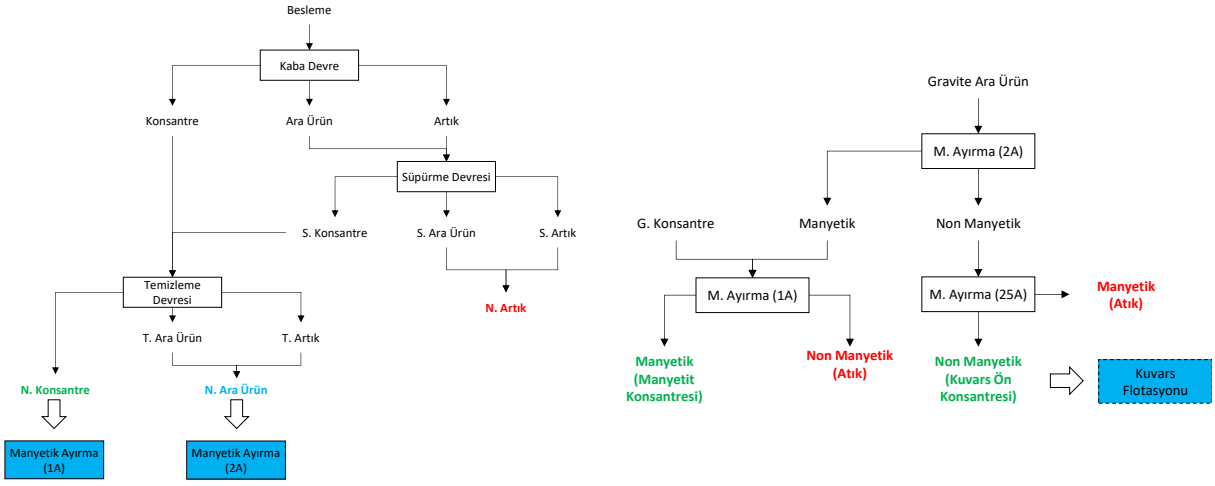
de belirtildiği üzere zenginleştirme veriminin maksimize edilebilmesi noktasında -0,1+0,5/-0,5+0,212/-0,212+0,038 mm olmak üzere 3 ayrı boyut grubuna sınıflandırılmış numuneler kullanılmıştır. Deneylerde zenginleştirme ekipmanı olarak laboratuvar ölçekli Wilfley sarsıntılı masa kullanılmıştır.

Deney parametrelerinin belirlenmesinde yine ayrışmış bir malzemenin sarsıntılı masa ile kazanım koşullarının incelediği bir çalışma (Terzi, 2017) sonucunda elde edilmiş olan optimum koşullar göz önünde bulundurulmuş olup, deneylerde uygulanan değişken parametreler Çizelge 2'de verilmiştir. Deneylerde pülpte katı oranı (%25), besleme hızı (6 kg/sa), masa genliği (15 mm) parametreleri tüm deneylerde sabit olarak alınmıştır.

Çizelge 2. Sarsıntılı masa deney koşulları

Tane Boyutu (mm)	Devre	Masa Eğimi (°)	Masa Hızı (dev/dk)	Yıkama Suyu (L/dk)
-1+0,5	Kaba	8	340	10
	Süpürme	9	370	9
	Temizleme	10	400	8
-0,5+0,212	Kaba	7	370	9
	Süpürme	8	400	8
	Temizleme	9	430	7
-0,212+0,038	Kaba	6	400	8
	Süpürme	7	430	7
	Temizleme	8	460	6

Gravite deneyleri sonucunda elde edilen manyetit minerali ağırlıklı konsantresinin tenörünün geliştirilmesi ve gravite temizleme devresi ara ürünündeki manyetit kaçağının minimize edilmesi amacıyla manyetik ayırma yönteminin uygulanabilirliği incelenmiştir. Bu kapsamda gravite deneylerinden elde edilen nihai gravite konsantresi ve nihai gravite ara ürünü, farklı manyetik alan şiddetleri altında manyetik ayırma işlemlerine tabi tutulmuş olup, zenginleştirme deneylerinin akım şeması ise Şekil 4'te verilmiştir.



Şekil 4. Sarsıntılı masa (a) ve manyetik ayırma (b) akım şemaları

Manyetik ayırma deneylerinde yüksek alan şiddetli hazne tipi yaş manyetik ayırıcı (Boxmag Rapid, İngiltere) kullanılmış olup, grid açıklığı (1,5 × 3,0 cm), pülpte katı oranı (%25) ve besleme hızı (3 kg/sa) parametreleri tüm deneylerde sabit tutulmuştur. Gridlerde bir tıkanmayı önlemek için ise numune beslemesi kesikli ve kontrollü olarak gerçekleştirilmiştir.

Dijital Görüntü İşleme Yöntemi ile Deneysel Sonuçların Değerlendirilmesi

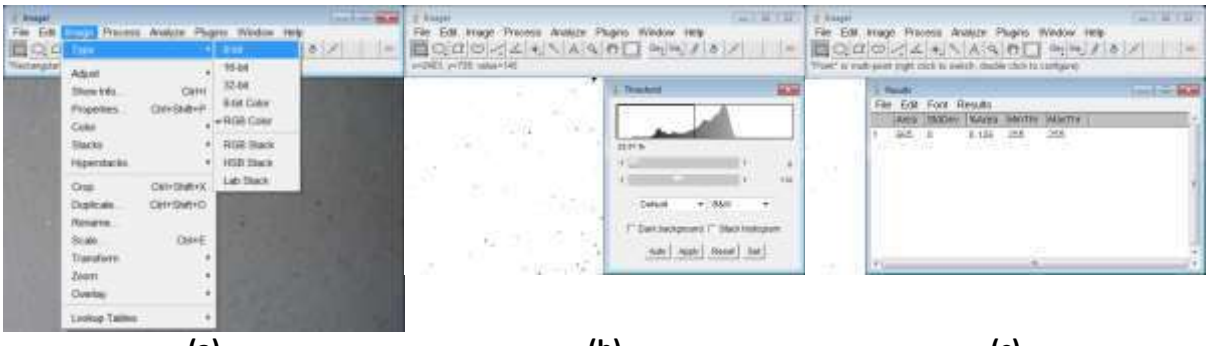
Zenginleştirme deneyleri sonucunda elde edilen ürünlerin mineral içeriklerinin belirlenmesi ve dolaylı olarak zenginleştirme verimlerinin hesaplanmasında, aralarında bariz renk farklı bulunan mineralleri ağırlıklı olarak içeren feldspat gibi cevherlerin zenginleştirme sonuçlarının değerlendirilmesinde başarı ile uygulanabildiği çeşitli çalışmalar ile ortaya konulmuş olan (Özdemir vd., 2016; Kurşun vd., 2018) dijital görüntü işleme yöntemi kullanılmıştır.

Bu kapsamda deney sonucu elde edilen ürünlerden temsili örnekler alınarak, bu örnekler uygun ışıklandırma koşullarında optik mikroskop kullanılarak fotoğraflanmış ve açık kaynak kodlu Image J yazılımı kullanılarak mikroskop görüntülerindeki koyu ve açık renkli minerallerin oranı tespit edilmiştir. ImageJ, açık kaynaklı bir Java görüntü işleme programıdır. Programda 8 bit, 16 bit ve 32 bit görüntüler analiz edilip işlenebilmektedir. Yazılım TIFF, GIF, JPEG, BMP, DICOM, FITS ve RAW dahil birçok görüntü formatını okuyabilmekte ve tek bir pencereyi paylaşan bir dizi resimden oluşan yığınları desteklemektedir. Programda ayrıca görüntü dosyası okuma gibi zaman alan işlemler diğer işlemlere paralel olarak gerçekleştirilebilmektedir (Rasband, 2019).

Analiz yazılımına aktarılan 3264x1836 piksel çözünürlükteki fotoğraflar üzerinde gerçekleştirilen işlemler şu şekildedir:

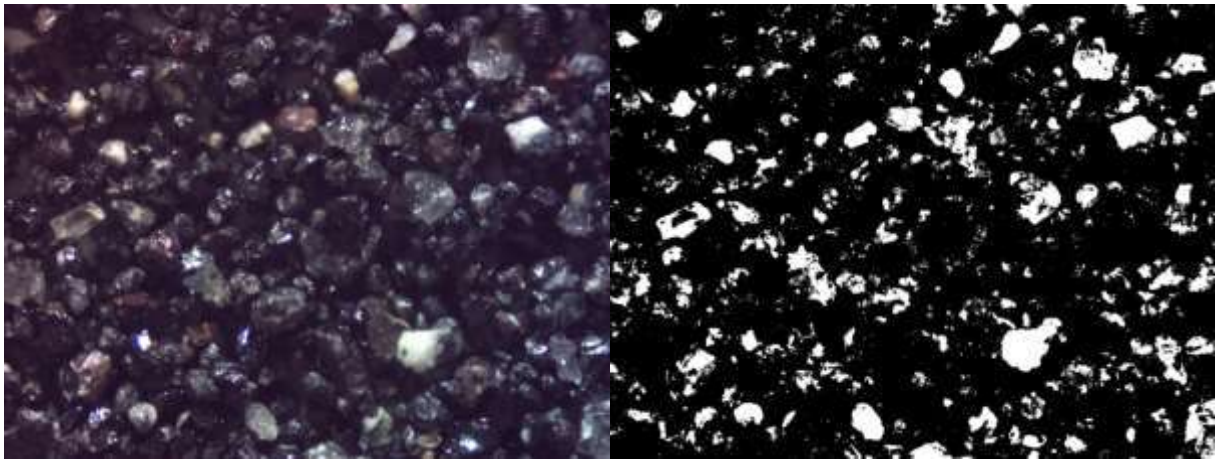
1. İlk adım olarak, mikroskop fotoğrafları eşik değeri işleminin uygulanabilmesi için 8 bit gri tonlamalı görüntülere dönüştürülmüştür (Image>Type>8-bit).
2. Elde edilen 8 bit görüntüler, bir eşik değeri belirtilerek 2 renkli (siyah beyaz) görüntüye dönüştürülmüştür (Image > Adjust > Threshold). Eşik değeri; koyu renk minerallerin ağırlıklı olduğu konsantrelerin görüntülerinde otomatik olarak, açık renkli minerallerin ağırlıklı olduğu görüntüler için ise işlenmiş görüntünün siyah ve beyaz mineraller açısından orijinal görüntüyü temsil edeceği optimum değerde manuel olarak ayarlanmıştır.
3. 2 renkli resimde siyah piksellerin beyaz piksellere oranı, Analyze > Measure seçeneği ile hesaplanmıştır. Yapılan ölçümlerin prensibi ise görüntüdeki siyah piksellerin beyaz piksellere oranının hesaplanmasına dayanmaktadır.

Bu işlemden sonra elde edilen yüzde alan değeri, numunedeki koyu renkli minerallerin beyaz minerallere göre olan kesit alanını (CSA) ifade etmektedir. ImageJ ile görüntü işleme adımları Şekil 5'te verilmiş olup, orijinal ve işlenmiş örneklerin görüntüleri Şekil 6'da verilmiştir.



(a) **(b)** **(c)**

Şekil 5. ImageJ ile kesit alanı ölçümü: 8-bit çevrim (a), eşik değeri belirleme (b), %alan ölçümü



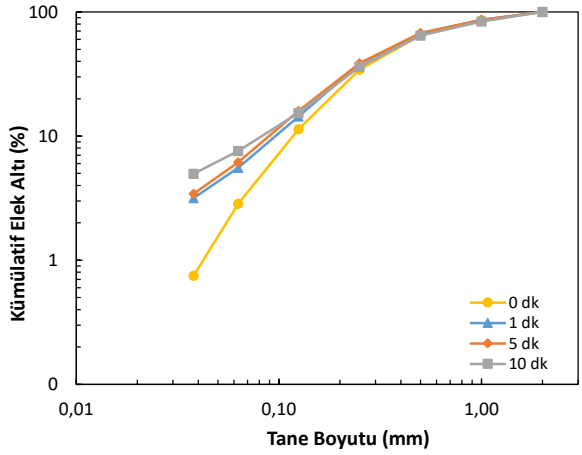
(a) **(b)**

Şekil 6. Orijinal (a) ve işlenmiş (b) görüntü örnekleri

SONUÇLAR

Numune Hazırlamada Scrubbing Sonuçları

Farklı sürelerde gerçekleştirilen scrubbing işlemi sonucunda numunenin tane boyut dağılımındaki değişim Şekil 7'de verilmiştir.



Şekil 7. Numunenin scrubbing süresine bağlı tane boyut dağılımı

Şekil 7'de görüldüğü üzere scrubbing işleminin numunenin tane boyut dağımı sonuçları üzerinde kayda değer bir etkisinin olduğu belirlenmiştir. Deneysel çalışmalara esas -1+0,038 mm boyut aralığının scrubbing işlemi yapılmadan önceki oranı %83,69 iken, 10 dakikalık scrubbing işleminden sonra bu oran %78,92 olmuştur. Bu sonuçlar da iri boyutlardaki çimentolaşmış yapıların etken bir şekilde açılıp, numune yüzeylerinin kontaminasyonlardan arındırılarak şlam boyutundaki malzemenin -0,038 mm fraksiyonuna geçtiğini göstermektedir. Scrubbing işleminde 1. ve 5. dakikalarda elde edilmiş olan tane boyut dağılımları birbirlerine yakın olmakla beraber 10 dk sonrasında yine kayda değer bir değişimin görülmesi nedeniyle optimum scrubbing süresi 10 dk olarak belirlenmiş ve numune hazırlama aşamasında scrubbing işlemi 10 dk süre ile yapılmıştır.

Sarsıntılı Masa ile Zenginleştirme Sonuçları

-1+0,5 mm Boyut Grubu

-1+0,5 mm boyut grubu ile yapılan deneyler sonucunda elde edilen CSA değerleri ve bu değerlere bağlı olarak hesaplanan zenginleştirme verimleri Çizelge 3'te, numunelerin görüntüleri ise Şekil 8'de verilmiştir.

Çizelge 3. -1+0,5 mm boyut grubu sarsıntılı masa ile zenginleştirme sonuçları

Ürün	Ağ. (%)	CSA (%)	Verim (%)
Konsantre	4,06	35,30	18,71
Ara Ürün	14,53	3,92	7,44
Artık	81,41	6,95	73,86
Toplam	100,00	7,66	100,00

(a) (b) (c) (d)

Şekil 8. -1+0,5 mm fraksiyonu sarsıntılı masa zenginleştirme ürünleri (a) konsantre (b) ara ürün (c) artık (d) besleme

Sarsıntılı masa ile zenginleştirme sonucunda -1+0,5 mm fraksiyonunun %7,66 olduğu belirlenen CSA değeri %35,30 seviyesine yükseltilmiştir. Bununla beraber zenginleştirme veriminin yaklaşık %19 ile oldukça yetersiz bir seviyede olduğu görülmektedir. Görüntü işleme analizleri kapsamında yapılan mikroskop incelemelerinde bu durumun birincil nedeninin yeterli tane serbestleşmesinin sağlanamaması dolayısıyla koyu renkli minerallerin büyük bir çoğunluğunun bağlı bulundukları kuvars mineralleri ile birlikte ara ürün ve artık bandından alınmaları olduğu belirlenmiştir. Bu sonuçlar ise bu boyut grubunda ön zenginleştirmenin birincil hedefi olan devreden temiz bir artık atma hedefine ulaşılmasının süpürme kademesi ile bile mümkün olmadığını ortaya koymuştur.

Bununla beraber konsantrede elde edilmiş olan yaklaşık 5 kat dolayındaki tenör artışı göz önünde bulundurulması gereken bir sonuç olmuştur. Elde edilmiş olan CSA değeri %25 güvenlik katsayısı ile manyetit minerali olarak değerlendirildiği takdirde, gravite sonrasında elde edilen Fe_2O_3 tenörünün de yaklaşık olarak %18,26 olduğu tahmin edilmektedir.

-0,5+0,212 mm Boyut Grubu

-0,5+0,212 mm boyut grubu ile yapılan deneyler sonucunda elde edilen CSA değerleri ve bu değerlere bağlı olarak hesaplanan zenginleştirme verimleri Çizelge 4'te, numunelerin görüntüleri ise Şekil 9'da verilmiştir.

Çizelge 4. -0,5+0,212 mm boyut grubu sarsıntılı masa ile zenginleştirme sonuçları

Ürün	Ağ. (%)	CSA (%)	Verim (%)
Konsantre	13,46	74,83	69,58
Ara Ürün	7,01	0,90	0,43
Artık	79,53	5,46	29,99
Toplam	100,00	14,48	100,00

(a) (b) (c) (d)

Şekil 9. -0,5+0,212 mm fraksiyonu sarsıntılı masa zenginleştirme ürünleri (a) konsantre (b) ara ürün (c) artık (d) besleme

Sarsıntılı masa ile zenginleştirme sonucunda -0,5+0,212 mm fraksiyonunun %14,48 olduğu belirlenen CSA değeri %74,83 seviyesine yükseltilmiştir. Zenginleştirme veriminin ise yaklaşık %69,58 ile -1+0,5 mm fraksiyonundan çok daha yüksek bir seviyede gerçekleştiği belirlenmiştir. Bu fraksiyonun serbestleşme derecesinin -1+0,5 mm fraksiyonundan daha yüksek olmasının elde edilen sonuçlar üzerindeki etkisi açıkça görülmektedir. Bununla beraber artık fraksiyonunda elde edilmiş olan %5,46 CSA değeri ile bu boyut grubunda ön zenginleştirmenin birincil hedefi olan devreden temiz bir artık alınması hedefine kısmen ulaşıldığı ve artık fraksiyonunda halen bağlı taneler nedeniyle kayda değer bir miktar manyetit içeriğinin bulunduğunu söylenilebilmektedir.

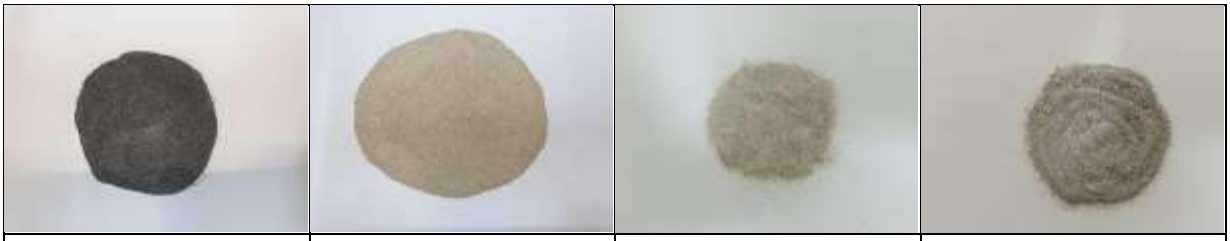
Konsantrede elde edilmiş olan yaklaşık 5 kat dolayındaki tenör artışı -1+0,5 mm boyut fraskiyonunda elde edilen sonuç ile uyumlu olup yine bir ön zenginleştirme prosesi açısından göz önünde bulundurulması gereken bir sonuç olmuştur. Elde edilmiş olan CSA değeri %25 güvenlik katsayısı ile manyetit minerali olarak değerlendirildiği takdirde, gravite sonrasında elde edilen Fe_2O_3 tenörünün de yaklaşık olarak %38,71 olduğu tahmin edilmektedir.

-0,212+0,038 mm Boyut Grubu

-212+0,038 mm boyut grubu ile yapılan deneyler sonucunda elde edilen CSA değerleri ve bu değerlere bağlı olarak hesaplanan zenginleştirme verimleri Çizelge 5'te, numunelerin görüntüleri ise Şekil 10'da verilmiştir.

Çizelge 5. -0,212+0,038 mm boyut grubu sarsıntılı masa ile zenginleştirme sonuçları

Ürün	Ağ. (%)	CSA (%)	Verim (%)
Konsantre	14,81	83,46	91,94
Ara Ürün	30,57	1,68	3,81
Artık	54,62	1,04	4,24
Toplam	100,00	13,44	100,00



(a)	(b)	(c)	(d)

Şekil 10. -212+0,038 mm fraksiyonu sarsıntılı masa zenginleştirme ürünleri (a) konsantre (b) ara ürün (c) artık (d) besleme

Sarsıntılı masa ile zenginleştirme sonucunda -0,212+0,038 mm fraksiyonunun %13,44 olduğu belirlenen CSA değeri %83,46 seviyesine yükseltilmiştir. Zenginleştirme veriminin ise yaklaşık olarak %92 olduğu görülmektedir. En yüksek tane serbestleşme derecesine sahip olan -0,212+0,038 mm fraksiyonunun bu avantajı, sarsıntılı masa ile zenginleştirme sonuçlarına hem tenör hem de verim açısından olumlu olarak yansımıştır. Özellikle artık fraksiyonunda elde edilmiş olan %1,04 CSA değeri ile bu boyut grubunda ön zenginleştirmenin birincil hedefi olan devreden temiz bir artık alınması hedefine başarı ile ulaşıldığı söylenilebilmektedir.

Bununla beraber konsantrede elde edilmiş olan yaklaşık 6 kat dolayındaki tenör artışı da bu boyut grubundaki numunenin zenginleştirilmesinde gravite yönteminin yüksek başarı ile uygulanabileceğini ortaya koymaktadır. Elde edilmiş olan CSA değeri %25 güvenlik katsayısı ile manyetit minerali olarak değerlendirildiği takdirde, gravite sonrasında elde edilen Fe_2O_3 tenörünün de yaklaşık olarak %43,17 olduğu tahmin edilmektedir.

Manyetik Ayırma ile Zenginleştirme Sonuçları

-1+0,5 mm Boyut Grubu

-1+0,5 mm boyut grubu ile yapılan deneyler sonucunda elde edilen CSA değerleri ve bu değerlere bağlı olarak hesaplanan zenginleştirme verimleri Çizelge 6'da, numunelerin görüntüleri ise Şekil 11'de verilmiştir.

Çizelge 6. -1+0,5 mm boyut grubu manyetik ayırma ile zenginleştirme sonuçları

Ürün	Ağ. (%)	CSA (%)	Verim (%)
2A Manyetik	2,49	17,66	11,67
25A Manyetik	3,56	27,57	26,05
25A Non Manyetik	***93,95***	***2,50***	***62,27***
Toplam	100,00	3,77	100,00
1A Manyetik	***34,67***	***56,97***	***79,72***
1A Non Manyetik	65,33	7,69	20,28
Toplam	100,00	24,77	100,00

(a) (b)

Şekil 11. -1+0,5 mm fraksiyonu manyetik ayırma zenginleştirme ürünleri (a) 25A non manyetik (b) 2A manyetik (nihai konsantre)

Manyetik ayırma ile zenginleştirme sonucunda -1+0,5 mm sarsıntılı masa konsantresinin CSA değeri %35,30'dan %56,97 seviyesine yükseltilmiştir. Manyetik ayırma prosesinin verimi yine yetersiz tane serbestleşmesi nedeniyle %79,72 seviyesinde kalmış, sarsıntılı masa ve manyetik ayırma işleminin sıralı uygulanmasında elde edilen genel zenginleştirme verimi ise yaklaşık %15,61 olmuştur.

Bununla beraber sarsıntılı masa ara ürünü üzerinde sırasıyla uygulanan 2A ve 25A manyetik ayırma işlemi sonrasında bu fraksiyonun CSA değeri %3,92'den %2,50'ye düşürülmüştür. Buna göre ise bu ürünün kuvars kazanımı için potansiyel bir besleme numunesi olarak kullanımının göz önünde bulundurulması gereken bir seçenek olduğu söylenilebilmektedir.

Sonuç olarak ise -1+0,5 mm boyut grubunun yeterli tane serbestleşmesine sahip olmaması nedeniyle herhangi bir boyut küçültme işlemi olmaksızın direkt olarak zenginleştirilebilir nitelikte olmadığı hem sarsıntılı masa hem de manyetik ayırma deneyleri sonuçları ile ortaya konulmuştur. Bu boyut grubunda elde edilen nihai konsantrenin Fe_2O_3 tenörünün de yaklaşık olarak %29,47 olduğu tahmin edilmektedir.

-0,5+0,212 mm Boyut Grubu

-0,5+0,212 mm boyut grubu ile yapılan deneyler sonucunda elde edilen CSA değerleri ve bu değerlere bağlı olarak hesaplanan zenginleştirme verimleri Çizelge 7'de, numunelerin görüntüleri ise Şekil 12'de verilmiştir.

Çizelge 7. -0,5+0,212 mm boyut grubu manyetik ayırma ile zenginleştirme sonuçları

Ürün	Ağ. (%)	CSA (%)	Verim (%)
2A Manyetik	5,24	62,28	79,19
25A Manyetik	0,82	25,79	5,10
25A Non Manyetik	***93,94***	***0,69***	***15,71***
Toplam	100,00	4,12	100,00
1A Manyetik	***70,09***	***84,31***	***98,89***
1A Non Manyetik	29,91	2,21	1,11
Toplam	100,00	59,75	100,00

(a) (b)

Şekil 11. -0,5+0,212 mm fraksiyonu manyetik ayırma zenginleştirme ürünleri (a) 25A non manyetik (b) 2A manyetik (nihai konsantre)

Manyetik ayırma ile zenginleştirme sonucunda -0,5+0,212 mm sarsıntılı masa konsantresinin CSA değeri %74,83'ten %84,31 seviyesine yükseltilmiştir. Manyetik ayırma prosesinin verimi %98,89 seviyesinde olmuş, sarsıntılı masa ve manyetik ayırma işleminin sıralı uygulanmasında elde edilen genel zenginleştirme verimi ise yaklaşık %69,14 olarak gerçekleşmiştir.

Bununla beraber sarsıntılı masa ara ürünü üzerinde sırasıyla uygulanan 2A ve 25A manyetik ayırma işlemi sonrasında bu fraksiyonun CSA değeri %0,90'dan %0,68'e düşürülmüştür. Buna göre ise yine bu ürünün kuvars kazanımı için potansiyel bir besleme numunesi olarak kullanımının göz önünde bulundurulması gereken bir seçenek olduğu söylenilebilmektedir.

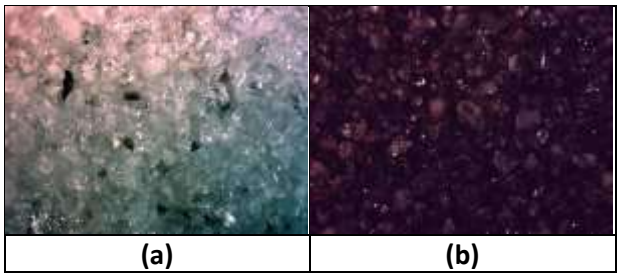
Sonuç olarak ise -0,5+0,212 mm boyut grubunun herhangi bir boyut küçültme işlemi olmaksızın direkt olarak yeterli bir verimde zenginleştirilebilir nitelikte olduğu hem sarsıntılı masa hem de manyetik ayırma deneyleri sonuçları ile ortaya konulmuştur. Bu boyut grubunda elde edilen nihai konsantrenin Fe_2O_3 tenörünün de yaklaşık olarak %43,61 olduğu tahmin edilmektedir.

-0,212+0,038 mm Boyut Grubu

-0,5+0,212 mm boyut grubu ile yapılan deneyler sonucunda elde edilen CSA değerleri ve bu değerlere bağlı olarak hesaplanan zenginleştirme verimleri Çizelge 8'de, numunelerin görüntüleri ise Şekil 12'de verilmiştir.

Çizelge 8. -0,212+0,038 mm boyut grubu manyetik ayırma ile zenginleştirme sonuçları

Ürün	**Ağ. (%)**	**CSA (%)**	**Verim (%)**
2A Manyetik	2,53	18,47	19,89
25A Manyetik	1,55	22,90	15,15
25A Non Manyetik	***95,92***	***1,59***	***64,96***
Toplam	100,00	2,35	100,00
1A Manyetik	***79,17***	***88,06***	***98,55***
1A Non Manyetik	20,83	4,92	1,45
Toplam	100,00	70,74	100,00



(a)	(b)

Şekil 12. -0,212+0,038 mm fraksiyonu manyetik ayırma zenginleştirme ürünleri (a) 25A non manyetik (b) 2A manyetik (nihai konsantre)

Manyetik ayırma ile zenginleştirme sonucunda -0,212+0,038 mm sarsıntılı masa konsantresinin CSA değerli %83,46'dan %88,06 seviyesine yükseltilmiştir. Manyetik ayırma prosesinin verimi %98,55 seviyesinde olmuş, sarsıntılı masa ve manyetik ayırma işleminin sıralı uygulanmasında elde edilen genel zenginleştirme verimi ise yaklaşık %91,35 olarak gerçekleşmiştir.

Bununla beraber sarsıntılı masa ara ürünü üzerinde sırasıyla uygulanan 2A ve 25A manyetik ayırma işlemi sonrasında bu fraksiyonun CSA değeri %1,68'den %1,59'a düşürülmüştür. Buna göre ise yine bu ürünün kuvars kazanımı için potansiyel bir besleme numunesi olarak kullanımının göz önünde bulundurulması gereken bir seçenek olduğu söylenilebilmektedir.

Sonuç olarak ise -0,212+0,038 mm boyut grubunun herhangi bir boyut küçültme işlemi olmaksızın direkt olarak yeterli bir verimde zenginleştirilebilir nitelikte olduğu hem sarsıntılı masa hem de manyetik ayırma deneyleri sonuçları ile ortaya konulmuştur. Bu boyut grubunda elde edilen nihai konsantrenin Fe_2O_3 tenörünün de yaklaşık olarak %45,55 olduğu tahmin edilmektedir.

TARTIŞMA VE SONUÇ

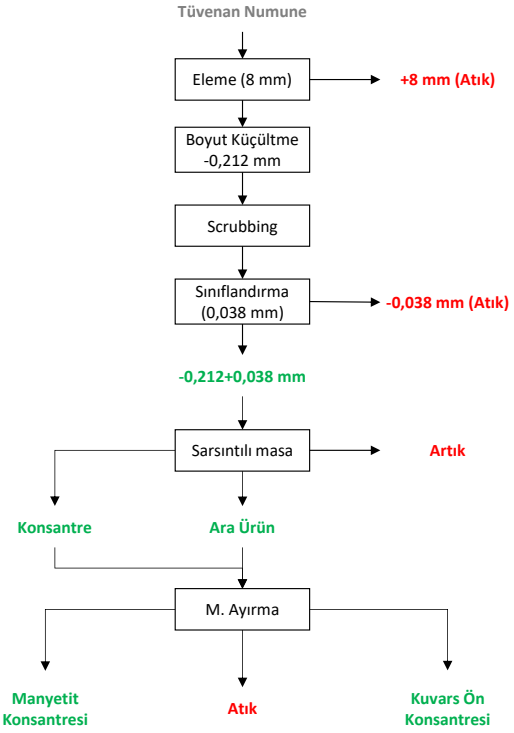
Bu çalışmada Çanakkale yöresinden temin edilen %61,93 SiO_2 ve %7,59 Fe_2O_3 içeriğine sahip yüksek demir içerikli ayrışmış bir silis cevherinden gravite ve manyetik ayırma yöntemleri ile demir konsantresi üretim olanakları araştırılmıştır. -1+0,5/-0,5+0,212/-0,212+0,038 mm olmak üzere 3 ayrı boyut grubuna sınıflandırılmış numuneler üzerinde laboratuvar ölçekli Wilfley sarsıntılı masa ve yüksek alan şiddetli hazne tipi yaş manyetik ayırıcı kullanılarak zenginleştirme deneyleri gerçekleştirilmiştir. Zenginleştirme deneyleri sonucunda elde edilen ürünlerin mineral içeriklerinin belirlenmesi ve dolaylı olarak zenginleştirme verimlerinin hesaplanmasında dijital görüntü işleme yöntemi kullanılmıştır.

Sarsıntılı masa ile zenginleştirme sonucunda -1+0,5 mm fraksiyonunun CSA değeri %7,66'dan %35,30'a, -0,5+0,212 mm fraksiyonunun CSA değer %14,48'den %74,83'e ve -0,212+0,038 mm fraksiyonunun CSA değeri ise %13,44'ten %83,46 seviyesine yükseltilmiştir. Bununla beraber -1+0,5, -0,5+0,212 ve -0,212+0,038 mm boyut grupları için sarsıntılı masa ile nihai zenginleştirme verimleri sırasıyla %18,71, %69,58 ve %91,94 olmuştur.

Gravite deneylerinden elde edilmiş olan konsantrelerin demir içeriklerinin geliştirilmesi ve genel verimin arttırılması amacıyla yapılan manyetik ayırma deneyleri sonucunda -1+0,5 mm fraksiyonunun CSA değeri %35,30'dan %56,97'ye, -0,5+0,212 mm fraksiyonunun CSA değer %74,83'ten %84,31'e ve -0,212+0,038 mm fraksiyonunun CSA değeri ise %83,46'dan %88,06 seviyesine yükseltilmiştir. Bununla beraber -1+0,5, -0,5+0,212 ve -0,212+0,038 mm boyut grupları için sarsıntılı masa ile nihai zenginleştirme verimleri sırasıyla %79,72, %98,89 ve %98,55 olmuştur.

Tüm zenginleştirme deneyleri sonucunda -0,5+0,212 ve -0,212+0,038 mm boyut gruplarında deneysel çalışmalarda incelenen şartlarda yüksek Fe_2O_3 içerikli bir konsantrenin ve potansiyel bir kuvars zenginleştirme devresine esas düşük Fe_2O_3 içerikli bir ara ürünün elde edilmesinin mümkün olduğu, -1+0,5 mm boyut fraksiyonunun ise yetersiz tane serbestleşmesi nedeniyle ancak bir öğütme kademesinden sonra zenginleştirilmesi gerektiği sonucuna varılmıştır.

Tüm bu bulgular ışığında oluşturulan basitleştirilmiş akım şeması Şekil 13'te verilmiştir.



Şekil 13. Deneylere esas numune için önerilen akım şeması

Şekil 13'te verilmiş olan akım şemasının uygulanması ile deneylere esas yüksek demir içerikli ayrışmış silis cevherinden hem orta dereceli bir demir konsantresinin, hem de saf kuvars kumu üretimi için potansiyel bir girdinin üretilmesinin mümkün olduğu bu çalışma ile ortaya konulmuştur. Bununla beraber elde edilen demir konsantresinin demir üretim prosesleri açısından uygunluğunun değerlendirilmesi noktasında konsantrede bulunan SiO_2, Al_2O_3, S, TiO_2 ve diğer safsızlıkların derecelerinin belirlenmesi ve bu safsızlıkların uzaklaştırma olanaklarının araştırılması ilerleyen çalışmalar için önerilmektedir.

KAYNAKLAR

Christie, T., Brathwaite, B. (1997). Mineral commodity report 15—Iron. *NZ Min, 22*, 22-37.

Fang, G., Jun, L. (2011). Selective separation of silica from a siliceousecalcareous phosphate rock. *Mining Science and Technology (China), 21*, 135-139.

Filippov, L. O., Severov, V. V., Filippova, I. V. (2014). An overview of the beneficiation of iron ores via reverse cationic flotation. *International Journal of Mineral Processing, 127*, 62-69.

Hacifazlioğlu, H. (2011). Methods Used in the Beneficiation of Silica Sand and Comparison of Flotation and Magnetic Separation in Terms of Iron Removal. *Scientific Mining Journal, 50 (3)*, 35-48.

Köse M., Türeli T. K. (1986). The Required Properties of the Quartz Sands for Glass Making and Their Beneficiation Methods and a Case Study of Yozgat Sarıkaya Quartzites. *Scientific Mining Journal, 25 (4)*, 21-28.

Kurşun İ., İpekoğlu B. (1995). Türkiye Silis kumu Potansiyeline Genel Bir Bakış, , In Köse, H. & Kızıl, M.S. (Eds.) Endüstriyel Hammaddeler Sempozyumu (pp. 169-177). Chamber of Mining Engineers of Turkey.

Kurşun İ., Terzi M., Özdemir O. (2018). Evaluation of digital image processing (DIP) in analysis of magnetic separation fractions from Na-feldspar ore, *Arabian Journal of Geosciences, 11*, 462.

Li, C., Sun, H., Bai, J., Li, L. (2010). Innovative methodology for comprehensive utilization of iron ore tailings: Part 1. The recovery of iron from iron ore tailings using magnetic separation after magnetizing roasting. *Journal of Hazardous Materials, 174(1-3)*, 71-77.

Liu, S., Zhao, Y., Wang, W., Wen, S. (2014). Beneficiation of a low-grade, hematitemagnetite ore in China. *Minerals & Metallurgical Processing, 31(2)*.

Özdemir O., Kurşun Ünver İ., Terzi M., Yilmaz K. (2016). An Investigation of Digital Image Processing (DIP) Method for Analysis of Grade of Feldspar Ore Based on Color Differences. In Bascetin, A., Kursun, I. & Ozdemir, O. (Eds.) 6th International Conference on Computer Applications in the Minerals Industries (no.55, pp.1-4), Istanbul.

Rasband, W.S. (2018). ImageJ: Image processing and analysis in Java, http://rsb.info.nih.gov/ij/.

Seifelnassr, A. A., Moslim, E. M., Abouzeid, A. Z. M. (2013). Concentration of a Sudanese low-grade iron ore. *International Journal of Mineral Processing, 122*, 59-62.

Sis, H., Chander, S. (2003). Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review. *Minerals Engineering, 16*, 577–585.

Terzi, M., (2017). Development of New Processes for Beneficiation of Isparta Region Rare Earth Elements. PhD Thesis, Istanbul University.

Ubaldini, S., Piga, L., Fornari, P., Massidda, R. (1996). Removal of iron from quartz sands: A study by column leaching using a complete factorial design. *Hydrometallurgy, 40(3)*, 369-379.

KÖMÜR ve ENERJİ - COAL and ENERGY

A MODIFIED METHODOLOGY FOR PRELIMINARY DESIGN OF WEAK ROCK SLOPES IN LIGNITE MINES

A.G. Yardimci [1,*], C. Karpuz [2]

[1] *University of Adelaide, School of Civil, Environmental & Mining Engineering*
*(*Corresponding Author: gunesensari@gmail.com)*
[2] *Middle East Technical University, Department of Mining Engineering (karpuz@metu.edu.tr)*

ABSTRACT

In the last decade, popularity of lignite reserves has tremendously increased as an indigenous alternative to fulfill the growing energy demand of Turkey. Most of the proven reserves are situated in shallow depths and extracted by surface mining. Lignite beds and host rock are prone to show weak rock properties from geomechanical aspect. Rock mass failure or structurally controlled mechanisms may drive any potential slope instability. Developing practical tools for preliminary slope design can be useful for a safe mining operation. This study proposes a modified methodology to predict a safe overall slope angle for weak rock slopes of lignite mines. Rock mass rating (RMR) and slope mass rating (SMR) systems can be remarkably misleading for weak rocks. Fuzzy modification improved these mechanisms. Moreover, structurally controlled instabilities were better estimated. Later, a popular slope performance chart was modified by the fuzzy approach to improve the rock mass failure analysis. Finally, a Turkish lignite mine slope failure was presented. The developed methodology was validated on the case study.

Keywords: Coal mining, weak rock slopes, slope performance chart, fuzzy logic

INTRODUCTION

Shallow depth lignite beds are easily accessible energy resources to satisfy energy requirements of urban and industrial areas. Trending energy politics of Turkey point out the indigenous resources, which increase the popularity of lignite mining. In spite of the ease of excavability, weak rock conditions of lignite ore and wall rocks propose some difficulties in terms of keeping the stability during and after the exploitation. Currently, most of the lignite is extracted by surface mining. The mine layout controls the economical considerations and it is majorly dependent on the overall slope angle. Commonly, safe slope design is determined by considering laboratory tests of field obtained samples in numerical models. However, preliminary slope stability analysis has potential to outline the critical states.

Classification systems have been most widely used for assessing the rock quality. Depending on the type of rock or purpose of use, researchers have developed alternative systems to classify the rock mass quality. Geomechanical Classification System of Bieniawski (1976) is one of the most popular empirical tools for surface structures. Later, Romana modified the basic mechanism of RMR and proposed the Slope Mass Rating (SMR), which can predict slope failure mechanisms. As opposed to the multiple benefits, classification systems lack of properly managing the uncertainties. In addition, empirical classification systems suffer from some drawbacks. Daftaribesheli et. al. (2011) points out some of them to be sharp class boundaries, assigning same numerical scores for the whole class interval, ambiguity in converting linguistic terms to numerical values, and the presence of uncertainties as a result of the complex nature of the rock. The result is most likely to be a misleading quality score. Basarir and Saiang (2013) pointed out such a situation in their study, where they have created two hypothetical rock masses with different properties and proved that it is possible to obtain the same

RMR score. They finally suggested Fuzzy Logic for improving RMR against the misleading effects of uncertainty.

Risk of circular failure is potentially high in weak rock slopes. SMR can assess the likelihood of a 'circular failure'. However, quality of prediction for such a mechanical phenomenon is expected to be more related with the mechanical parameters than the slope and discontinuity orientations. Shear strength parameters require laboratory tests and technical interpretation by experts, which take quite a long time. Disregarding the slope height can be considered as another disadvantage of SMR. Slope performance charts establish the correlation between the rock mass quality and the slope height based on historical cases.

This study presents, a new workflow for the preliminary design of weak rock slopes. Fuzzy modification of RMR improves the rating mechanism for weak rocks. Expert opinion is attached into the rating system. Later, the slope performance chart of Bieniawski is modified for weak rocks and validated by a large slope failure in a lignite mine located in Turkey.

The modified methodology in this paper does not aim to replace the analytical solutions or numerical analyses but improves the weaknesses of empirical classification systems and slope performance charts to better suit the weak rock mass.

PRELIMINARY SLOPE STABILITY ANALYSIS

Safe slope design is most widely achieved by numerical modelling. Although modelling has a great potential to provide the most reliable design it requires rock mass geomechanical parameters. These parameters are determined by laboratory experiments, which are expensive and takes quite long time. Therefore, practical tools are required for the preliminary design stage. Empirical systems and kinematical analysis are two of these. Kinematical analysis is capable of analyzing discontinuity driven failures and it doesn't use any geological feature or mechanical property. Empirical systems are capable of using these properties. This study makes use of empirical systems in classifying the rock mass quality.

Empirical Systems in Rock and Slope Quality Assessment

In 1946, Terzaghi defined nine rock classes and recommended support systems by considering dimensions of underground openings. Lauffer (1958) introduced a new classification system, which highlights the relation of active span and stand up time for support design. Later, Deere et al. (1964) developed Rock Quality Designation (RQD). This system considers the drill hole cores obtained from diamond drilling and takes the proportion of total length of rock pieces that are greater than 100 mm to the total length of drilling. Although it is a fast and easy way to obtain an index showing the rock quality, it does not take other properties of rock mass (i.e. weathering) into account but it is only interested in fractures.

Today, Rock Mass Rating (RMR) (Bieniawski, 1976) and Q–Tunneling Index (Barton et. al., 1974) are the most popular systems. Although RMR has modification for both of the underground and slope applications for quite a long time, Q system has had a recent update for slopes.

Rock Mass Rating (RMR)

RMR sums up five basic parameters to come up with a score of rock quality. Those ratings are; uniaxial compressive strength (UCS) of intact rock, RQD score, discontinuity spacing (JS), discontinuity condition (JC), and groundwater conditions (GW) (Equation 1). The basic score can be tuned for the specific purpose of use by some adjustment parameters (such as the orientation adjustment). In this study, only the basic RMR score is used.

$$\mathrm{RMR_{basic}} = \mathrm{UCS} + \mathrm{RQD} + \mathrm{JS} + \mathrm{JC} + \mathrm{GW} \quad (1)$$

Until the major revision of RMR in 1989 there have also been some minor revisions. SMR system was established on the first version of RMR including the minor modifications declared in 1979.

Slope Mass Rating (SMR)

SMR (Romana, 1985) is a slope quality rating that can make failure mode prediction considering the slope and discontinuity orientations. Basic RMR is modified by four adjustment factors that are denoted by F_1, F_2, F_3, and F_4. SMR is a reliable preliminary slope design tool as it has been proven by various case studies throughout the history.

F_1 measures the parallelism between the discontinuity and slope face dip directions. These values range from 0.15 to 1. F_2 factor represents discontinuity dip amount in the planar mode of failure. It ranges from 0.15 to 1. For toppling failure mode, the value of F_2 is 1.00. F_3 denotes the relationship between the discontinuity and slope face. The values range between 0 to -60. Romana (1993) states that the range of values for parameters was first determined empirically; however, later some closely matching equations were established. The F_4 factor denotes the method of excavation within a range of -8 to +15. F_4 is not affected by the failure mode. Scores for each excavation type can be seen in Table 2. In this study F_4 is taken as "0". SMR score is calculated by Equation 2.

$$\mathrm{SMR} = \mathrm{RMR_{basic}} + (\mathrm{F_1}.\mathrm{F_2}.\mathrm{F_3}) + \mathrm{F_4} \quad (2)$$

Table 1 shows the SMR score interpretation in terms of slope mass description, stability state and failure type.

Table 1. SMR stability classes and failure types (Romana, 1985)

Class No	Vb	Va	IVb	IVa	IIIb	IIIa	IIb	IIa	Ib	Ia
SMR Value	0-10	11-20	21-30	31-40	41-50	51-60	61-70	71-80	81-90	91-100
Rock Mass Description	Very bad		Bad		Normal		Good		Very good	
Stability	Completely Unstable		Unstable		Partially stable		Stable		Completely stable	
Failures	Big planar or soil like or circular		Planar or big wedges		Planar along some joint and many wedges		Some block failure		No failure	
Probability of Failure	0.9		0.6		0.4		0.2		0	

UNCERTAINTY MANAGEMENT IN ROCKS

Rock is a complex structure, which is composed of multiple minerals with different mechanical properties. Considering the rock mass scale, discontinuities, beddings and other structural anomalies increase the complexity. As a result, uncertainty becomes a major problem in identifying the rock mass characteristics. Recently, 'Fuzzy Logic' is a popular method of managing uncertainties in earth sciences.

Fuzzy Logic

Aristotelian logic describes binary conditions. Membership to a set is defined by sharp boundaries, such as '1' or '0'. However, there are situations that is better to define the degree of

membership. Fuzzy Logic (Zadeh, 1965) defines the intermediate conditions, as well. It is an efficient way of handling non-statistical uncertainties. Alavala (2008) describes Fuzzy Logic as a bridge between approximate human reasoning capabilities and knowledge-based systems. Strength of mathematics is used in cooperation with human cognitive processes like thinking and reasoning in order to describe uncertainties. A basic fuzzy evaluation system must contain three distinct elements, which are fuzzification, fuzzy inference system, and defuzzification.

Fuzzification

Initial step is to convert the crisp values into fuzzy opponents. This requires some membership relations. A membership function is a mathematical expression that establish the rate of obedience between 0 and 1. The membership function can be either defined randomly or determined by learning from the previous data. Artificial learning algorithms are the most popular way to achieve the second option. However, most of the times it is not possible to find necessary amount of reliable data. Therefore, the first method, which is identifying a simple function that represent the data trend is more practical. Also, the expert opinion can be integrated into the decision mechanism. Trapezoidal and triangular functions are most widely used because of their simplicity. However, Gaussian, sigmoidal, or polynomial functions may also be used.

Inference System

Fuzzy Inference System (FIS) works like an engine that relies on three components: a rule base, a database that outlines the membership functions used in fuzzy rules, and a reasoning mechanism. The rule base is designed by expert opinion. The most popular FISs are Mamdani, Tsukamoto, and Sugeno systems. The difference between them lies in consequents that is the unique aggregation and defuzzification procedures.

Defuzzification

In the final step fuzzy values are converted back to the crisp values. Nguyen and Walker (2000) states that defuzzification is a type of transformation with the purpose of obtaining a single output. Considering the large rule base, it is challenging to come up with a single (but still representative) result. Aggregation procedure is performed to achieve this task. Types of aggregation methods are center of area (COA), centers of sums, height, and maxima method. The most widely used one is COA due to its simplicity of calculation.

Fuzzy RMR System

UCS, RQD, and JS parameters of RMR have multiple subclasses of large intervals denoted by the same linguistic identifier. Therefore, they are suitable for fuzzification. On the other hand, JC and GW represent just single numerical values. Previous studies point this situation as the main problem in fuzzification of RMR. This study fuzzifies the JC and GW parameters just by creating a mock scale between 0-1 and dividing into five subclasses. Basarir and Saiang (2013) proved that this approach achieves quite well. Daftaribesheli et al. (2011) has also defined similar boundaries and functions for UCS, RQD, and JS. However, they did not include JC and GW. This study makes use of a new rule base and membership functions based on expert opinion to better work in weak rock conditions. The developed system was implemented in Matlab Fuzzy Logic Toolbox. Mamdani inference system was selected. Totally, 4375 fuzzy rules were defined in the rule base. The center of area (COA) method was used for aggregation.

SLOPE PERFORMANCE CHARTS

Slope performance charts are based on historical failure records. They correlate safe slope height and overall slope angle. Douglas (2002) notes the problem of these charts as being site-specific. Structural geology of the field and geomechanical characteristics of the lithological units dominantly affect how the chart behaves. Therefore, it requires to be adjusted for the local conditions.

Researchers have been working on globalizing slope charts. Some of the early attempts are Lane (1961) and Fleming et al. (1970) for slopes in shale, Coates et. al. (1963) for incompetent rock slopes, Shuka (1965) for natural slopes, Lutton (1970) and Hoek (1970) for general rock excavations.

Hoek and Bray (1981) created a popular slope chart for global design purposes based on slope failures of mines, quarries, dam foundation excavations, and highway cuts on hard rock slopes. McMahon (1976) defined a correlation between slope length (L) and height (H). Other studies combining slope design charts with rock mass ratings are Haines and Terbrugge (1991) for MRMR, Bieniawski (1976) for RMR, Robertson (1988) for GSI and Douglas (2002) for GSI in moderate water pressure conditions.

RESEARCH AREA AND PREVIOUS STUDIES

Orhaneli lignite mine is 65 km away from Bursa city of Turkey. It is the main provider of Orhaneli Thermal Power Plant. The basin fill stratifies at the bottom with conglomerate consisting of brown colored conglomerate and continues with sandstone, tuff-tuffite, claystone, lignite, marl, tuff-tuffite, and marl sequence. In the upper layers, the dominance of conglomerate lenses with pink-brown tuff-tuffite and marl level rich in carbon can be observed.

In 2004, a large-scale failure occurred at Slope 6. The wedge type mechanism triggered the massive circular failure. The overall slope angle right after the failure was reported to be 24°. Orientations of the failed slope and the faults can be seen in Table 2.

Table 2. Orientations of slope 6, and Fault 11/12 in TKI Orhaneli Lignite Mine (Karpuz, et al., 2006)

Type	Dip Direction/ Dip (°)	Height (m)
Slope 6	289/24 (after failure)	115
Fault 11	233/52	
Fault 12	004/68	

Çan lignite mine has been providing raw material to the thermal power plants located around the Çanakkale city of Turkey. Karpuz et. al. (2005) indicated that faulting controls the formation of late Eocene-Oligocene aged Çan lignite basin on a base of vulcanite (andesite, andesitic pyroclasts) and basalt, basaltic pyroclasts. They reported faults in the Northeast and South sides of the basin. The sedimentation at the bottom contains conglomerate, lignite in varying thicknesses (up to 65 m), claystone, agglomerate, claystone with thin lignite beds and agglomerate in depth order. Lignite-bearing volcanic sedimentary layer contains shale that is rich in organic matter. The top layer was formed by slip faults.

A large planar failure occurred in slope 5. The failure was controlled by the weak claystone layer stratifying right below the lignite bed. The overall slope angle right after the failure was reported to be 17°. Table 2 presents the orientations of the failed slope and the bedding.

Table 3. Orientations of slope 5 and faults in TKI Çan Lignite Mine

Type	Dip Direction/ Dip Amount (°)	Height (m)
Slope 5	180/17 (after failure)	120
Clay layer	180/7	

Pasamehmetoglu et. al. (1988) provides the necessary input parameters to calculate the RMR scores. Minimum RMR was 37 for Orhaneli and 34 for Çan. This quality group is described as “poor rock” and falls into the class “IV”.

SMR score for Orhaneli Slope 6 failure was calculated to be 36. It estimates a local failure driven by planar or big wedges. However, the real mechanism was a large failure triggered by wedges and dominated by a circular failure. SMR score for Çan Slope 5 was calculated to be 34, which points out a local failure of ‘planar or big wedges’ type. However, the real mechanism was a large slope failure driven by planar type. As can be seen, SMR lacks of accuracy for estimating the failure type. Therefore, it would not be reliable for safe slope design.

Validation of FRMR

Although RMR 37 and 34 indicates weak rock conditions, after failure slope angle of Çan shows that the RMR score may be even lower. Fuzzy assessment shows that RMR score of Orhaneli rock mass drops down to 24. In Çan case the improvement is even more, which is 20. Apparently, the falls were dramatically high. The expert opinion approves the validity of improvements obtained by Fuzzy Logic.

Modification of Bieniawski’s Slope Performance Chart

Figure 2 shows the RMR based slope performance chart that predicts safe overall slope angle for a range of slope heights. The chart is applicable for an RMR range of 20 to 50, which indicates poor to fair quality rock mass. However, estimations for overall slope angle are drastically high for “weak rock mass” of lignite mines. Consider a 100m high slope with an RMR score of 20, the chart predicts a safe slope angle of 38°. Considering the Çan slope failure occurred around 30° it is obvious that the chart requires modification for weak rocks. The inconvenience relies in the case histories used in generating the original chart. They were mostly the slope failures in hard rock mines, quarries, and dams.

Modified chart depends on a modelling work of a representative cross-section for different slope height, overall slope angle scenarios in fully saturated conditions. Field observations, reveal that the water table level was on the topographical surface. Geological have been determined by their mechanical behaviors, which were quite identical. Shear strength parameters of the rock mass for FRMR = 20 and FRMR = 50 were obtained from the RMR chart. Although RMR table provides a rough estimation of the shear strength parameters, Ulusay and Yoleri (1993) declares quite similar parameters for an identical rock mass. Rock mass shear strength parameters were calculated by Hoek and Brown Failure Criterion (2002). It was observed that the Mohr-Coulomb fits of rock mass cohesion and internal friction angle were quite close to the RMR table values. Therefore, it is plausible to use the rough estimations from the RMR table.

Models were created in Rocscience SLIDE software. ’Limit Equilibrium Method’ was used to check the circular failures. Figure 1 shows a sample model for 115 m slope height and 24° overall slope angle.

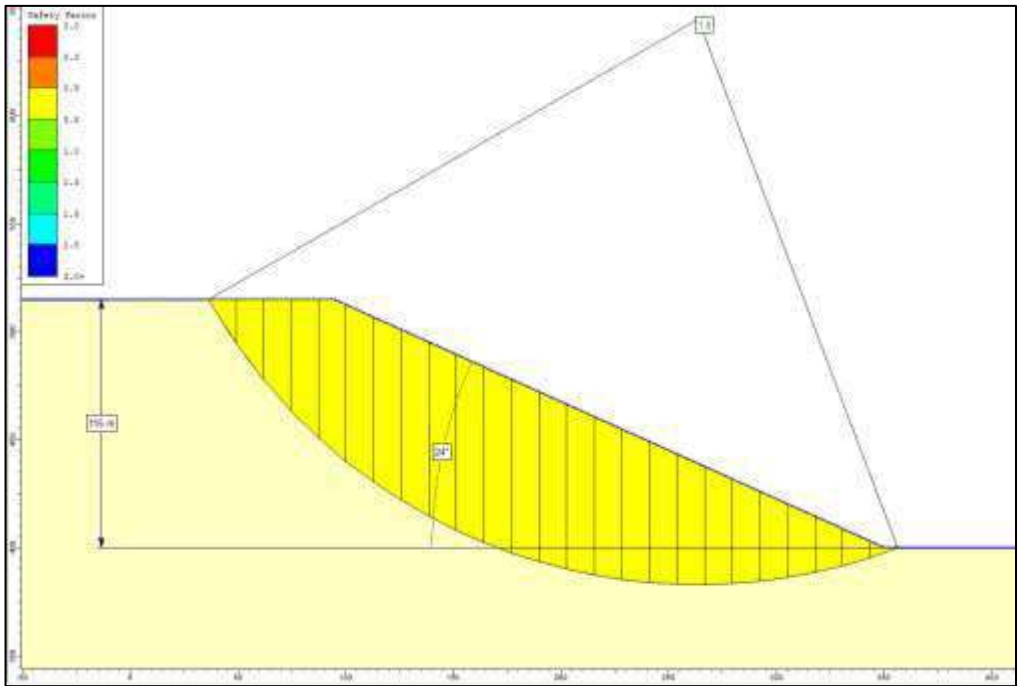


Figure 1. Sample validation model for 115 m slope height and 24° overall slope angle for FRMR=20 (Rocscience SLIDE)

Figure 2 represents the modified chart. The original curves are depicted by RMR scores and the modified ones are shown by FRMR scores. Similar to original chart, the curves cover an RMR range between 20-50. Original curves were claimed to be valid for the slope heights between 13-200 m. The modified curves were calibrated for a range of 80 - 120 m slope heights.

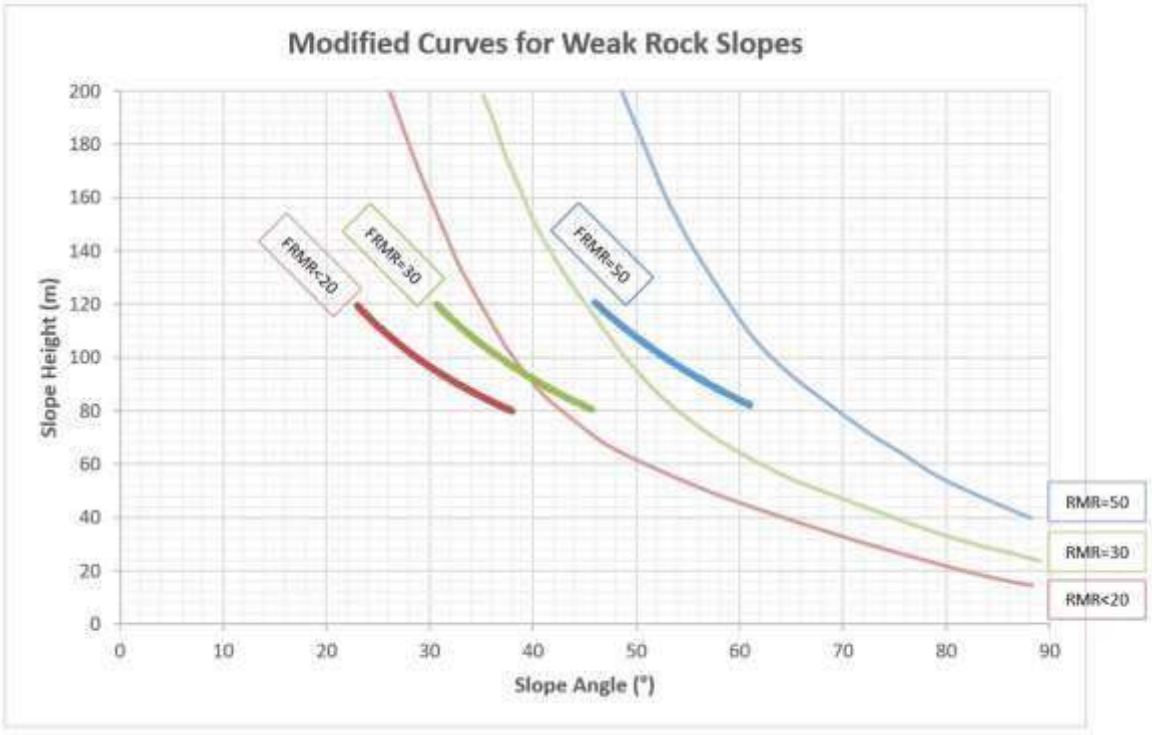


Figure 2. Slope performance chart showing original curves (thin curves) and modified curves for FOS 1 (thick curves, for fully saturated condition)

CONCLUSIONS AND RECOMMENDATIONS

In this study, a modified methodology was presented for the preliminary design of weak rock slopes. Firstly, RMR scores of two Turkish lignite mines were investigated. It was observed that the RMR rating scheme requires adjustment for weak rock conditions. Later, RMR parameters were fuzzified. FRMR scores were considerably lower but better in representing the on-site conditions. Later, SMR scores were calculated to estimate the potential failure mechanisms. It was proven that SMR cannot predict the actual failure mechanism accurately. Slope performance charts were a more reliable option because they rely on historical failures. Although they work quite well for the local conditions, there is no chart that is globally correct. Therefore, the slope chart of Beniawski was investigated for two large slope failure in weak rock mass of Orhaneli Slope 6. It was noticed that the chart overestimates the safe slope angles. Later, the chart was modified by FRMR system and the modified chart was presented to be used for preliminary design purposes. Calibrated by the computer models and geomechanical properties of the rock mass, the modified chart with FRMR was proven to make better predictions. Finally, it should be noticed that the modified methodology presented in this study must be considered as an improvement for the preliminary slope stability analysis for weak rocks. It does not aim to replace the analytical solutions or numerical methods.

REFERENCES

Alavala, C. R. (2008). Fuzzy Logic and Neural Networks: Basic Concepts & Applications. New Delhi: New Age.

Basarir, H., & Saiang, D. (2013). Assessment of Slope Stability Using Fuzzy Sets and System. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 27(5)*, 312-328. doi:10.1080/17480930.2012.702000

Bieniawski, Z. T. (1976). Rock mass classification of jointed rock masses. Johannesburg, South Africa: Balkema.

Coates, D. F., McRorie, K. L., & Stubbins, J. B. (1963). Analysis of Pit Slides in Some Incompetent Rocks. Transactions of the Society of Mining Engineers, 94-101.

Daftaribesheli, A., Ataei, M., & Sereshki, F. (2011). Assessment of Rock Slope Stability Using the Fuzzy Slope Mass Rating (FSMR) System. *Applied Soft Computing, 11(8),* 4465-4473. doi: 10.1016/j.asoc.2011.08.032

Douglas, K. J. (2002). The Shear Strength of Rock Masses. Doctoral Dissertation, School of Civil and Environmental Engineering, The University of New South Wales, Sydney.

Fleming, R. W., Spencer, G. S., & Banks, D. C. (1970). Empirical Study of Behaviour of Clay Shale Slopes. Technical Report No:15, U.S. Army Engineer Nuclear Cratering Group, Livermore, California.

Haines, A., & Terbrugge, P. J. (1991). Preliminary Estimation of Rock Slope Stability Using Rock Mass Classification Systems. Proceedings 7th International Society of Rock Mechanics, (pp. 887-892). Aachen.

Hoek, E. (1970). Estimating the stability of excavated slopes in open cut mines. Transaction of the Institution of Mining and Metallurgy, A109-A132.

Hoek, E., & Bray, J. (1981). Rock Slope Engineering. London: CRC Press.

Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion – 2002 Edition. Proceeding of the NARMS-TAC Conference (pp. 267-273). Toronto: Rocscience.

Karpuz, C., Kocyigit, A., Tutluoglu, L., Duzgun, H. S., Kocal, A., Erdem, E., & Alkilicgil, C. (2006). Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu TKİ, Orhaneli İşletmesi Açık Ocakları Panolarında Şev Tasarımı ve Dragline Çalışma Sisteminin Belirlenmesi. Middle East Technical University, Department of Mining Engineering, Ankara.

Karpuz, C., Tutluoglu, L., Kocal, A., & Onal, K. (2005). TKİ Çan İşletmesi Açık Ocakları Çan B Panolarında Şev Tasarımı. Middle East Technical University, Department of Mining Engineering, Ankara.

Lane, K. S. (1961). Field Slope Charts for Stability Studies. Proceedings of the Fifth International Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering (pp. 651-655). Paris: Dunod.

Lutton, R. J. (1970). Rock Slope Chart from Empirical Data. *Transaction of the Society of Mining Engineers, 247(2)*, 160-162.

McMahon, B. K., Thomas, E. S., & Stark, R. O. (1976). Estimation of upper bounds to rock slopes by analysis of existing slope data. Wall stability in the South Roberts Pit : an example of the use of previous slopes. Ottawa: Canada Centre for Mineral and Energy Technology.

Nguyen, H. T., & Walker, E. A. (2000). A first course in fuzzy logic. Boca Raton, Florida, United States of America: Chapman and Hall/CRC.

Pasamehmetoglu, G., Karpuz, C., Muftuoglu, Y., Ozgenoglu, A., Ceylanoglu, A., & Dincer, T. (1988). TKİ Dekapaj İhale Panoları İçin Makina Parkı Seçimi, Maliyet Analizi Ve Birim Maliyetin (TL/m3) Saptanması: Jeoteknik ve Performans Verilerinin Değerlendirilmesi, Kazılabilirlik Sınıflama Sisteminin Önerilmesi. Middle East Technical University, Ankara.

Robertson, A. M. (1988). Estimating Weak Rock Strength. SME Annual Meeting (pp. 1-5). Phoenix: Society of Mining Engineers.

Romana, M. (1985). New Adjustment Ratings for Application of Bieniawski Classification to Slopes. Proceedings of the International Symposium on the Role of Rock Mechanics in Excavations for Mining and Civil Works. (pp. 49-53). Zacatecas,: International Society of Rock Mechanics.

Romana, M. (1993). A Geomechanical classification for slopes : Slope Mass Rating (Vol. 3). (J.
A. Hudson, Ed.) Oxford: Pergamon Press.

Shuka, T. (1965). Discussion of paper by Lange Jan. Proceedings of the 6th International Conference on Soil Mechanics & Foundation Engineering (pp. 576-577). Canada: ISSMFE.

Terzaghi, K., & Peck, R. B. (1946). Soil Mechanics in Engineering Practice. John Wiley & Sons.

Ulusay, R., & Yoleri, M. F. (1993). Shear Strength Characteristics of Discontinuities in Weak, Stratified, Clay-Bearing Coal Measures Encountered in Turkish Surface Coal Mining. *Bulletin of Engineering Geology*, 109-117.

Zadeh, L. (1965). Fuzzy Sets and Systems. Proc. Symp. System Theory (pp. 29-37). New York: Polytechnic Institute of Brooklyn.

ARGUVAN (MALATYA) LİNYİTİNDEN HÜMAT EKSTRAKSİYONU

HUMATE EXTRACTION FROM ARGUVAN (MALATYA) LIGNITE

K. Şentürk [1], M. Birinci [1, *]

[1] *İnönü Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 44280 Malatya, Türkiye*
*(*Sorumlu yazar: mustafa.birinci@inonu.edu.tr)*

ÖZET

Bu çalışmada, Arguvan (Malatya) kömür sahasından temin edilen nispeten düşük kaliteli linyitler için hümat ekstraksiyonu araştırılmıştır. Ekstraksiyon deneylerinde tüvenan kömür (yıkanmamış kömür) ile yüzdürme batırma testi kullanılarak elde edilmiş farklı yoğunluk aralığındaki yıkanmış kömürler kullanılmıştır. Her bir kömür numunesi NaOH ve KOH kullanılarak hazırlanmış alkali ekstraksiyon çözeltilerinde ayrı ayrı liç edilmiştir. Çözünmeyen maddeler santrifüj ile uzaklaştırıldıktan sonra çözeltiye hidroklorik asit ilave edilerek çöktürülen hümik maddeler kurutulmuş ve hümat ağırlık yüzdesi belirlenmiştir. Hümat ekstraksiyonunda Kaliforniya Gıda ve Tarım Bakanlığı (CDFA) yöntemi uygulanmıştır. Deneysel çalışma sonunda, tüvenan ve yıkanmış kömür örneklerinin hümat ağırlık yüzdeleri karşılaştırılmış ve yıkama işleminin hümat ekstraksiyonu üzerine etkisi tartışılmıştır. Elde edilen bulgulara göre; tüvenan kömür için en yüksek potasyum hümat ağırlığı %8-9 civarında iken; 1,5-1,6 yoğunluk aralığındaki temiz kömür için ise potasyum hümat ağırlığının %14-15 seviyelerine kadar çıkabildiği görülmüştür. Böylece hümat ekstraksiyonu üzerine kömür yıkamanın olumlu bir etki gösterdiği sonucuna varılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Linyit, yüzdürme-batırma testi, alkali liç, hümat

ABSTRACT

In this study, it was investigated the extraction of humate from of low-quality lignite samples obtained from Arguvan (Malatya) coal deposit. The raw coal (i.e. unwashed coal) and washed coal samples with different specific gravity, that they were obtained from sink-and-float test, were used in the extraction experiments. Each coal sample was individually leached in alkaline media prepared using NaOH and KOH. After undissolved residues were removed using a centrifuge, humic substance was precipitated by addition of concentrated hydrochloric acid, and than it was dried and weighed to determine the weight percentage of humate. California Department of Food and Agriculture (CDFA) method was used for the extraction of humates. Finally, influence of coal washing on the humate extraction was discussed by comparing the weight percentage of humates for unwashed (raw coal) and washed coal samples. According to results, the highest percentage of potassium humate was around 8-9% and for 14-15% for unwashed and washed coal with a specific gravity of 1.5-1.6, respectively. It has been indicated that coal washing has a positive effect on the humate extraction.

Keywords: Lignite, sink-float test, alkaline leaching, humate

GİRİŞ

Hümik maddeler doğal olarak oluşan, yüksek molekül ağırlığına sahip, şekilsiz ve kısmen aromatik yapılı organik bileşiklerdir. Hümik maddeler asit ve bazlardaki çözünürlüklerine göre hümik asit, fülvik asit ve hümin olmak üzere üç gruba ayrılmaktadır. Bununla birlikte hümik maddeler çoğunlukla

hümik ve fulvik asitten meydana gelirler. Humik maddeler başta tarım olmak üzere kimya, biyoloji, gıda, hayvancılık, sağlık, kozmetik gibi endüstrinin pek çok alanında kullanılabilmektedir (Sparks, 2003).

Hümik maddeler en çok leonardit ve linyit katmanlarında bulunmaktadır. Leonardit, düşük ısıl ve rank değerine sahip, olgunlaşmamış ve yüzeye çok yakın linyit yatakları üzerinde gelişen ve linyitin yüzey basıncı altında yüksek derecede okside olmuş özel bir kömür türü olarak tanımlanmaktadır (Kalaitzidis, 2003). Linyit katmanlarının üst bölgelerinde bulunan leonarditi linyitten ayıran en önemli fark, yüksek oranda oksijen ve organik madde içermesidir. Ayrıca leonardit yüksek porozite değerine sahiptir ve yakıt olarak kullanma olanağı bulunmamaktadır (Engin ve Cöcen, 2012; Adiloğlu vd., 2015). Bir hümik madde kaynağı olan leonarditle ilişkili linyitlerin yapısında %10 ile %80 arasında değişen oranlarda hümik asit bulunduğu bildirilmektedir (Allard, 2006; Allard and Derenne, 2007). Nitekim linyitlerden hümik asit üretimi ve özellikle zirai amaçlı kullanımı üzerine birçok çalışmanın (Lobartini vd.,1992; Shinozuka vd., 2001; Francioso vd., 2003; Giannouli vd., 2009; Zara vd., 2017; Souza and Bragança, 2018) yapıldığı görülmektedir. Türkiye'de ise, Kural (1978) tarafından Türk linyitlerinin hümik asit dağılımı kapsamlı olarak çalışıldıktan sonra, düşük kaliteli linyitlerden hümik asit ekstraksiyonu üzerine son yıllarda önemli çalışmaların yapıldığı bilinmektedir (Yıldırım, 2001 ve 2003; Özkan, 2007; Özdemir, 2011; Özkan and Özkan, 2017).

Linyitlerden hümik asit üretim yöntemleri, bazen tek bazen de iki veya daha fazla aşamalı olarak, doğal yoldan okside olmuş veya yapay yoldan belli basınç ve sıcaklıkta okside edilmiş linyitin uygun bir asit ile reaksiyona sokulması, ardından bir alkali ile bazik hale getirildikten sonra, çözünmeyen kısmın süzülerek ortamdan uzaklaştırılması, çözeltinin ise asitlendirilip katı fazda hümik asit seklinde çöktürülmesi esasına dayanmaktadır. Bununla birlikte hümik asit ekstraksiyonunda ve hümik madde analizinde uluslararası düzeyde kabul edilmiş bir standart yöntem bulunmamaktadır. Bu konuyla ilgili olarak Kural (1978) tarafından yapılan bir çalışmada ISO, Macar ve Kreulen yöntemleri incelenmiş ve linyitlerden humik asit elde edilmesinde en uygun yöntemin Kreulen Yöntemi (Kreulen, 1948) olduğunu belirtilmiştir. Hümik madde analizinde standartlaşmış bir yöntem bulunmamakla birlikte günümüzde genel kabul görmüş üç yöntemin ön plana çıktığı görülmektedir: (i) kolorimetrik yöntem, (ii) kantitatif yöntem/gravimetrik yöntem (ki klasik yöntem olarak da bilinmektedir), (iii) yarı kantitatif yöntem/Kaliforniya Gıda ve Tarım Bakanlığı (CDFA) yöntemi. Her üç yöntem de seyreltik alkali çözeltilerinde hümik asidin çözünürlüğü temeline dayanmaktadır. Türkiye'de hümik asitlerin analizi ISO 5073 (TS 5869) nolu "Kahverengi Kömürler ve Linyitler-Humik Asitlerin Tayini" yöntemiyle yapılmaktadır. Hümik asit analiz yöntemleri Lamar ve Talbot (2009); Kalınbacak ve Madenoğlu (2012) tarafından ayrıntılı olarak ele alınıp karşılaştırılmıştır.

Malatya ilinde gerek rezerv ve gerekse kalite bakımından sınırlı sayıda linyit oluşumu bulunmaktadır. Bununla birlikte, Malatya ilinin Arguvan ilçesine bağlı Parçikan sahasında bulunan linyit kömürleri uzunca bir süredir işletilmektedir. Yeraltı üretim yöntemiyle çıkarılan kömür, daha kaliteli ithal kömürlerle harmanlanarak, sanayide enerji amaçlı kullanılmaktadır. Üretilen kömürlerin yakıt dışında başka alanlarda kullanımına ilişkin bugüne kadar ciddi bir çalışma yapılmamıştır. Bugüne kadar yapılan çalışmaların daha çok sahanın jeolojisi, kömür özelliklerinin tespiti ve kömür kalitesini iyileştirmeye yönelik yıkama işlemleri üzerine olduğu bilinmektedir.

Bu çalışmada, Malatya ili Arguvan ilçesi sınırlarında bulunan linyit damarından alınan numune alkali ortamda liç edelerek hümat ektrasiyon verimi araştırılmıştır. Liç deneylerinde, herhangi bir yıkama işleminden geçirilmemiş tüvenan kömürün ektraksiyonu yanında yüzdürme-batırma işleminden geçirilerek farklı yoğunluk fraksiyonlarına ayrılan kömürler de liç edilmişlerdir. Liç işlemi sonucu elde edilen çözeltilerden hümik maddeler çöktürülerek hümat ağırlık yüzdesi belirlenmiştir. Yıkanmamış ve yıkanmış kömürler için hümat ağırlık yüzdesi arasındaki değişim üzerinde durulmuştur.

MALZEME VE YÖNTEM

Malzeme

Bu çalışmada, deney malzemesi olarak Arguvan (Malatya) bölgesine ait linyit numunesi kullanılmıştır. Linyit numunesine ait kısa analiz sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir. Kül ve uçucu madde analizi ASTM D7582 ve ısıl değer analizi ASTM D5865'e göre yapılmıştır. Kömür örneğinin kısa analiz sonuçlarına göre, kuru bazda kül oranının %22.26, uçucu madde oranının %44.60, sabit karbon oranının %28.27, üst ısıl değerinin 5463 kcal/kg olduğu tespit edilmiştir. Yüksek kükürt, uçucu madde içeriğine rağmen ısıl değerin nispeten yüksek olması dikkat çekicidir. Ayrıca kül ve uçucu madde oranları kömürün organik kısmı hakkında yaklaşık bir fikir vermektedir. Organik kısmın %30-40 civarında olabileceği kuvvetle muhtemeldir. (Organik kısmın tespitine yönelik analizler tam olarak bitirildiğinde daha sağlıklı bir değerlendirmede bulunulacaktır.)

Çizelge 1. Linyit numunesinin kısa analizi (kuru bazda)

Bileşenler	Sonuç
Kül (%)	22.26
Uçucu madde (%)	44.60
Sabit karbon (%)	28.27
Toplam kükürt (%)	4.87
Üst ısıl değer (Kcal/kg)	5463

Yöntem

Yüzeye yakın kömür damarının taze yüzeylerinden martopikörle kanallar açılarak yaklaşık 50 kg numune alınmıştır. İnönü Üniv. Maden Mühendisliği Laboratuvarına getirilen ham linyit numunesi 10 mm'lik elekten elenerek ve elek üstünde kalan iri parçalar elle kırılarak elek altına geçirilmiştir. Tamamı 10 mm'nin altına indirilmiş kömürün en iri fraksiyonu (-10+4,75 mm) elemeyle ayrılarak deneysel çalışma malzemesi olarak muhafaza edilmiştir. Deneysel çalışma malzemesi olarak seçilen iri kömür fraksiyonu, daha sonra, bıçaklı bölücü kullanılarak üç parçaya ayrılmıştır. Bu parçalardan birisi ham kömürü temsilen (yüzdürme-batırma işlemine girmemiş) doğrudan alkali liç deneylerinde kullanılmak üzere paketlenmiştir. İkinci parça ise, yıkanmış kömürü temsilen (yüzdürme-batırma işlemine sokulmuş) ayrılmış ve yüzdürme-batırma testinden geçirilerek farklı yoğunluk gruplarına ayrılmıştır. Yüzdürme-batırma işleminde ağır ortam sıvısı olarak teknik saflıkta $ZnCl_2$ tuzunun sulu çözeltisi kullanılmıştır. Yoğunlukları, sırasıyla, 1.4-1.5-1.6-1.7 g/cm^3 olan ağır sıvıların her birinden 2 Litre hazırlanmıştır. Kömür gözeneklerine ağır sıvı soğurumunu en aza indirmek için, test öncesi, kömür numunesi 1 saat süreyle suda bekletilmiştir. Yüzdürme-batırma işlemi sonrası elde edilen farklı yoğunluk aralığındaki kömürler kurutulup tartılmış ve alkali liç deneyleri için torbalanmıştır.

Hümik asitlerin ekstraksiyonunda alkali liç yöntemi kullanılmıştır. Yöntemin esası, hümik asitlerin alkali ortamlarda çözünürlüğü yüksek alkali tuzlara dönüşebilmesidir. Deneylerde hümik asit eldesi için gereken alkali ortam kolay temin edilebilir ve ucuz olması nedeniyle NaOH ve KOH ile sağlanmıştır. Yapılan pek çok araştırmada linyit, turba, leonardit gibi kaynaklardan doğrudan elde edilen karışımlar (hümat) asitlendirilerek hümik asit çöktürülmüş ve fülvik asit sıvı fazda elde edilmiştir. Deneylerde hümik asit çöktürmesi için derişik (%37'lik) HCl kullanılmıştır. En yüksek hümik asit kazanımının elde edildiği liç parametreleri daha önce Birinci ve Şentürk (2018) tarafından çalışılmış olup, Çizelge 2'de verilen parametreler ideal liç koşulları olarak belirlenmiştir. Liç işlemine giren her bir kömür numunesi için ağırlıkça hümat oranı Eşitlik 1'e göre hesaplanmıştır.

$$Hümat\ ağırlığı\ (\%) = \frac{m}{n} \times 100 \quad (1)$$

Eşitlik 1'de, m=çöktürülmüş hümik asitlerin kuru ağırlığı (g), n: Liç işlemine giren kuru kömür ağırlığı (g)'dır.

Çizelge 2. Alkali liç parametreleri

Çalışılan parametreler	Kullanılan Değer
NaOH ve KOH derişimi (M)	0.5
Liç sıcaklığı (°C)	75
Çözelti/katı oranı (mL/g)	20/1
Liç süresi (saat)	4
Tane boyutu (µm)	-106
Karıştırma hızı (d/d)	600

DENEYSEL ÇALIŞMA SONUÇLARI VE TARTIŞMA

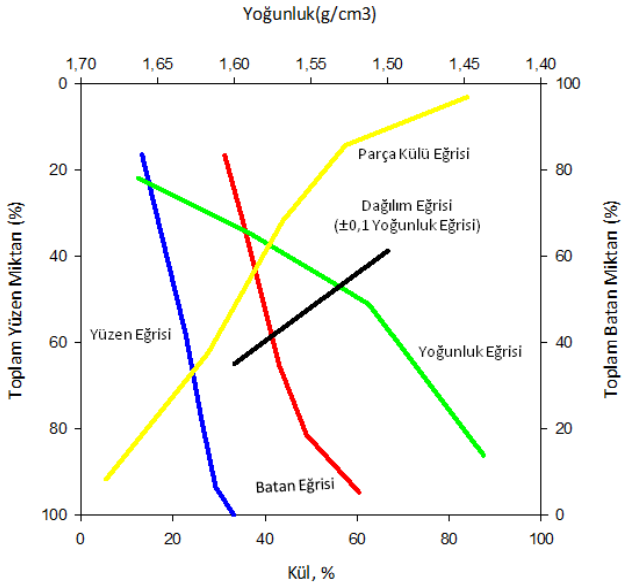
Yüzdürme-Batırma Testi

Kömür yıkamanın hümik asit ekstraksiyon verimi üzerine etkisini görmek amacıyla, klasik yüzdürme-batırma testi kullanılarak, -10+4,75 mm tane boyu aralığındaki ham kömürün yoğunluk analizini yapılmış ve elde edilen sonuçlar Çizelge 3'te verilmiştir. Ayrıca bu sonuçlardan yararlanarak kömür yıkama eğrileri de oluşturulmuştur (Şekil 1). Çizelge 3 incelendiğinde, beklenildiği üzere, kömür yoğunluğu arttıkça kül oranı da artmaktadır. En temiz kömür -1.4 yoğunlukta elde edilmiştir. Kömürün yıkama güçlüğü hakkında fikir veren kül karakteristik eğrisi ile ±0,1 yoğunluk dağılım eğrisi incelendiğinde, linyit numunesinin zor yıkanabilir özellikte olduğuna işaret etmektedir. Çünkü kül karakteristiği eğrisi (parça külü eğrisi), yoğunluğa göre kül içeriğinin değişme hızını, yani, değişik yoğunluklarda yüzen parçaların tek tek içerebileceği en yüksek kül yüzdesini gösterir. Bu eğrinin eğimi, kömürün safsızlıklarından kolay ya da zor ayrılacağının bir göstergesidir. Dik eğim, küçük kül farkına karşı, büyük verim farklılığının, yatık eğim ise kolay ayırımın belirtisidir. ±0,1 yoğunluk dağılım eğrisi ise, kömürün yıkanabileceği en düşük yoğunluk değerini veren eğridir. ±0,1 yoğunlukta bulunan madde miktarından, kömürlerin yıkanmasındaki zorluk derecesi saptanır. Ayırma yoğunluğuna yakın yoğunluktaki kömür miktarı arttıkça yıkama zorlaşmaktadır. Bütün bu belirteçler Arguvan linyitinin yıkama güçlüğünün olduğunu göstermektedir. Nitekim, Arguvan kömürlerinin yıkanabilirliği üzerine yapılan önceki çalışmalarda (Sarıkaya vd., 1995; Birinci, 2013; Korkmaz ve Bentli, 2017) benzer sonuçların elde edildiği görülmüştür.

Çizelge 3. Yüzdürme batırma test sonuçları

Yoğunluk aralığı (g/cm^3)	Yoğunluk aralığındaki malzeme				Toplam yüzen malzeme			Toplam batan malzeme			Parça kül ü (%)	± 0,1	
	Ağırlık (g)	Ağırlık (%)	Kül (%)	Kül çarpanı	Ağırlık (%)	Kül çarpanı	Kül (%)	Ağırlık (%)	Kül içeriği	Kül (%)		Yoğunluk (g/cm^3)	Ağırlık (%)
-1,4	106,01	16,51	13,27	219,09	16,51	219,09	13,27	100	3122,45	31,22	8,26	1,40	-
+1,4-1,5	270,11	42,09	26,57	1118,33	58,60	1337,42	22,82	83,49	2903,36	34,77	37,56	1,60	61,22
+1,5-1,6	122,76	19,13	36,29	694,23	77,73	2031,65	26,14	41,40	1785,03	43,12	68,17	1,70	35,05
+1,6-1,7	102,85	15,97	44,27	707,69	93,63	2739,27	29,27	22,27	1090,48	48,85			-

+1,7	17 40,7 4	2 6,35	45 60, 34	4 383,1 6	5 100	29 3322, 45	25 33, 32	6,35	80 383,1 6	98 60, 34	69 96, 83
Topla m	641, 79	100	31, 22	3122, 39							



Şekil 1. Tüvenan kömürün (-10+4.75 mm) yıkanabilirlik eğrileri

Alkali Liç Deneyleri

Ham Kömürün Alkali Liçi

Herhangi bir yıkama işleminden geçirilmemiş tüvenan kömür (-10+4,75 mm tane boyutunda), Çizelge 1'de verilmiş olan koşullarda, hem NaOH hem de KOH kullanılarak oluşturulan alkali ortamında liç edilmiştir. Elde edilen sonuçlar Çizelge 4'te verilmiştir. 0.5 M NaOH ve KOH konsantrasyonunda elde edilen hümat ağılık yüzdeleri birbirlerine çok yakın olmakla birlikte, KOH ile daha az da olsa daha yüksek oranda hümat elde edildiği görülmektedir.

Çizelge 4. Çözücü türünün (NaOH ve KOH) %hümat miktarına etkisi

Çözücü cinsi	Çözücü derişimi (M)	%Hümat
NaOH	0.5	6.26
KOH	0.5	7.94

Yıkanmış Kömürün Alkali Liçi

Yüzdürme-batırma işleminden geçirilerek düşük ve yüksek yoğunluk gruplarına ayrılmış yıkanmış kömürler, Çizelge 1'de verilmiş liç parametreleri kullanılarak, tüvenan kömürün liçinde olduğu gibi hem NaOH hem de KOH ile liç edilerek %hümat miktarları tespit edilmiştir (Çizelge 5). Çizelge 5 incelendiğinde düşük yoğunluktaki kömürler için %hümat miktarında önemli bir artış olduğu açıkça görülmektedir. +1.5-1.6 g/cm^3 yoğunluk aralığındaki kömürün KOH ile liç edilmesiyle en yüksek potasyum hümat miktarına

(%14.74) ulaşılabilmiştir. Buna karşılık en yüksek yoğunluktaki (+1.7) kömürün potasyum hümat miktarı %3.32 olmuştur. Sonuçta, tüvenan kömürün liçi ile elde edilen en yüksek hümat miktarı %7.94 iken, kömür yıkamayla elde edilen 1.5-1.6 yoğunluk aralığındaki kömür için bu oran %14.74'e çıkmıştır.

Çizelge 5. Yüzdürme-batırma ile farklı yoğunluklara ayrılmış kömürlerin %hümat miktarı

Yoğunluk aralığı (g/cm^3)	Ağırlık (%)	Kül (%)	Isıl değer (Kcal/kg)	NaOH Liçi	KOH Liçi
				Sodyum hümat(%)	Potasyum hümat (%)
-1.4	16.51	13.27	5571	6.43	7.45
+1.4-1.5	42.09	26.57	4697	9.13	10.15
+1.5-1.6	19.13	36.29	3765	10.33	14.74
+1.6-1.7	15.92	44.45	2918	10.04	9.83
+1.7	6.35	60.34	1627	3.16	3.32

SONUÇLAR

Bu çalışmada, düşük kaliteli Arguvan (Malatya) linyiti kullanılarak hümat ekstraksiyonu üzerinde durulmuştur. Deneysel çalışmalarda hem tüvenan kömür hem de yıkanmış kömür alkali ortamda liç edilerek %hümat miktarları karşılaştırılmıştır. Tüvenan kömür için en yüksek hümat miktarı %7.94 bulunmuştur. Kömür yıkamayla elde edilen 1.5-1.6 yoğunluk aralığındaki kömür için bu oran yaklaşık 2 kat artış göstererek %14.74 olmuştur. Genel bir sonuç olarak, kömür yıkamanın hümat ekstraksiyonu üzerine olumlu etki gösterdiği sonucuna varılmıştır.

KATKI BELİRTME

Bu çalışma, İnönü Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projesi Koordinasyon Birimi tarafından deteklenmektedir (Proje No: FYL-2018-1397). Yazarlar, sağladıkları destekten dolayı İnönü Üniversitesi Rektörlüğü'ne ve Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimi'ne teşekkür eder.

KAYNAKLAR

Adiloğlu, A., Turan, M., Karaman, M.R., Dizman, M., Yalçın, H., Demir, S. (2015). Türkiye'deki Bazı Linyit Yataklarında Gelişen Leonardit Oluşumlarının İncelenmes, II. Uluslararası Katılımlı Ulusal Humik Madde Kongresi, KSÜ Doğa Bil. Der., Özel Sayı (s.54-59), Kahramanmaraş.

Allard, B. (2006). A comparative study on the chemical composition of humic acids from forest soil, agricultural soil and lignite deposit, bound lipid, carbohydrate and amino acid distributions, *Geoderma,* 130, 77-96.

Allard, B. and Derenne, S. (2007). Oxidation of humic acids from an agricultural soil and a lignite deposit: analysis of lipophilic and hydrophilic products, *Organic Geochemistry*, 38, 2036-2057.

Birinci, M. (2013). Determination of washability characteristics of Parcikan (Malatya) lignite. Proceedings of the 17th International Coal Preparation Congress (pp.189-192). İstanbul, Turkey.

Birinci, M., Şentürk, K. (2018). An Experimental Study on Humic Acid Extraction from Arguvan (Malatya) Lignite. International Conference on Innovative Engineeing Applications (pp. 559-564). Sivas, Turkey.

Engin, V.T., Cöcen, E.İ. (2012). Leonardit ve hümik maddeler. *MT Bilimsel*, 2, 13-20.

Francioso, O., Ciavatta, C., Montecchio, D., Tugnoli, V., Sanchez-Cortes, S. and Gessa, C. (2003). Quantitative estimation of peat, brown coal and lignite humic acids sing chemical paremeters, 1H-NMR and DTA analyses, *Bioresource Technology*, 88, 189-195.

Giannouli, A., Kalaitzidis, S., Siavalas, G., Chatziapostolou, A., Christanis, K., Papazisimou, S., Papanicolaou, C. and Foscolos, A. (2009). Evaluation of greek low-rank coals as potential raw

material for the production of soil amendments and organic fertilizers, *International Journal of Coal Geology*, 77, 383-393.

Kalaitzidis, S., Papazisimou, S., Giannouli, A., Bouzinos, A. and Christanis, K. (2003). Prelimnary comparative analyses of two Greek leonardites. *Fuel*, 82, 859-861.

Kalınbacak, K., Madenoğlu, S. (2012). Organik Materyallerde Bazı Humik Asit Analiz Yöntemlerinin Karşılaştırılması ve Uygun Yöntemlerin Seçimi, *Sakarya Üniv. Fen Edebiyat Dergisi,* (2012-1), 499-508.

Korkmaz A.A., Bentli, İ. (2017). Determination of washability characteristics of Arguvan-Malatya lignite by different washability index methods. *Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects,* 39(14), 1572-1580.

Kreulen, D.J.W. (1948). Elements of Coal Chemistry, Nijgh and Van Ditmar, N.V., *Rotterdam*, p.61.

Kural, O. (1978). Türkiye Linyitlerinde Hümik Asit Dağılımının İncelenmesi, İstanbul Teknik Üniversitesi, Doktara Tezi, 115s.

Lamar, R. T., Talbot, K. H. (2009). Critical Comparison of Humic Acid Test Methods, *Communications in Soil Science and Plant Analysis,* 40, 2309-2322.

Lobartini, J.C., Tan, K.H., Rema, J.A., Gingle, A.R., Pape, C. and Himmelsbach, D.S. (1992). The geochemical nature and agricultural ımportance of commercial humic matter, *Science of Total Environment,* 113, 1-15.

Özdemir, A. (2011). Linyitlerinden Hümik Asit ve Fulvik Asit Üretimi. Ankara Üniv. Fen Bil. Enst., Yüksek Lisans Tezi, 75s.

Özkan, S. (2007). Türk Linyitlerinden Hümik Asit ve Gübre Üretimi. Ankara Üniv. Fen Bil. Enst., Yüksek Lisans Tezi, 90s.

Özkan, S., Özkan, Ş.G. (2017). Investigation of Humate Extraction from Lignites, *International Journal of Coal Preparation and Utilization*, 37(6), 285-292.

Sarıkaya, M., Karakuş, M., Kumral, M. (1995). The Washability Characteristics of Malatya (Arguvan-Çobandere) Lignite, International Conference on Mineral Processing: Recent Advences and Future Trends, Edited by Mehrotra. S. P. and Shekhar. R., Allied Publishers: New Delhi, India.

Shinozuka, T., Ito, A., Sasaki, O., Yazawa, Y. and Yamaguchi, T. (2001). Preparation of fulvic acid and low-molecular organic acids by oxidation of weathered coal humic acid, *The Chemical Society of Japan*, 3, 345-350.

Souza, F., Bragança, S.R. (2018). Extraction and characterization of humic acid from coal for the application as dispersant of ceramic powders, *Journal of Materials Research and Technology*, 7(3), 254-260.

Sparks, D.L. (2003). Environmental soil chemistry. 2. Ed., Academic Press, San Diego, 82.

Yıldırım, M. (2001). Aerial Oxidation of Elbistan Lignites at Various Tempratures. *Turkish Journal of Engineering and Environmental Sciences*, 25(3), 219-224.

Yıldırım, M., (2003). Aerial Oxidation of Kangal/Sivas Lignite at 70 Degrees C and 90 Degrees C. *EnergySources*, 25, 1023-1032.

Zara, M., Ahmad, Z., Akhtar, J., Shahzad, K., Sheikh, N., Munir, S. (2017). Extraction and characterization of humic acid from Pakistani lignite coals, Energy Sources, Part A: Recovery, Utılızatıon, And Envıronmental Effects, 39(11), 1159-1166.

ASSESSMENT OF SURFACE COAL MINING IMPACT ON AGRICULTURE USING LONG TERM REMOTE SENSING SATELLITE DATA: A SOUTH AFRICAN PERSPECTIVE

M. A. Mahboob [1], B. Genc [1, *]

[1]*School of Mining Engineering, University of the Witwatersrand, Johannesburg, South Africa.*
*(*Corresponding author: bekir.genc@wits.ac.za)*

ABSTRACT

In this research study, 47 years of Landsat satellite data from 1972 to 2019 was used to assess the impact of surface coal mining on vegetation including the agricultural farms in the Mpumalanga province of South Africa. After the preprocessing of raw satellite data, the appropriate bands were selected for development of spectral profiles of different land covers including surface coal mine and vegetation. The results showed that the Shortwave Infrared-2 and Near Infrared spectral bands were the most suitable for identification of surface coal mining. Whereas the Infrared portion of multispectral Landsat satellite data is also very effective for mapping of waterbodies that were enriched with coal contents. The drastic change and increase in coal mining with a significant decrease in agricultural land was observed in Middleburg and Kriel from 2015, while in Witbank it started from 2003. The most changes were observed in Witbank, followed by Kriel and then Middleburg. The methodology applied in this research study is very effective, time and cost saving for long term monitoring of land cover dynamics due to mining activities, and can be applied to other similar regions.

Keywords: Sustainable mining, Remote sensing, Change detection, Coal mining, Spectral profiles

INTRODUCTION

Surface mining has usually very large negative environmental impacts, if not done in a sustainable way. Several environmental issues like water, air, land and noise pollution, damages to local biodiversity and vegetation degradation may be caused by surface mining. South Africa is well known for its mining activities and coal mining is one of the main economic drivers of the country. Approximately 53.5% and 46.5% of South Africa's coal mining is surface and subsurface, respectively (Martin & Fischer, 2012). Due to such a large number of opencast coal mining, its environmental impacts are considerably clear in the region. One of the biggest impacts of South Africa's coal mining is land degradation, particularly agricultural land. Beside the filed based methods to collect the data and physically measure the affected areas due to the mining activities, remote sensing technology provides high spatial and temporal data sets to monitor the land degradation on a regular basis (Chen et al., 2004; Demirel et al, 2011; Rathore & Wright, 1993). Several research studies have used remote sensing technology for monitoring (Yu et al., 2018), mapping (Lobo et al., 2018), fire detection (Li et al., 2018; Song et al., 2015; Syed et al., 2018) and extent demarcation (LaJeunesse Connette et al., 2016; Pericak et al., 2018; Soulard et al., 2016) of mining-related activities. Recently due to the availability of a large number of satellite sensors, it is quite possible to monitor the mining activities on a large scale at regular intervals i.e. on a daily basis (Banks et al., 2018).

Several researchers like LaJeunesse Connette et al. (2016) used the open source satellite images and the software for the mapping of mining extensions in the Myanmar region and found remote sensing data as an effective source of information for policy making. An-other study conducted by Joshi et al., (2006) used the Landsat satellite data to assess the impact of coal mining on forest and agricultural land in Korba, India, and concluded that around 78% of the forest cover and 8% of the

agricultural farms has been totally converted and affected due to coal mining from 1972 to 2004. Similarly, another research study conducted by Demirel et al. (2011) used the high spatial resolution commercial satellite data of 2004 and 2008 to assess the land cover change in the surface coal mine region. They found that during these four years, a total of 172ha of forest cover had been de-creased along with the mining area increase over time due to decreasing coal reserves. They also concluded that remote sensing is a very effective, time and cost saving technology for monitoring of mining actives and also to assess their potential impacts on the environment. In South Africa the situation is no more different than the rest of the world. In fact, it is more alarming here due to huge mining activities in the country. According to Van der Burgh (2012) the coal mining has adverse effects on the agricultural farmlands of South African Mpumalanga province as he reported that around 12% of agricultural soils have already been converted into coal mining. In addition, more than 13% have a strong chance of being converted, which mainly affects the maize yield of the country.

Keeping in view, the large-scale coal mining activities and their environmental impacts, this research study was designed to monitor the land cover change dynamics using high temporal remote sensing satellite data.

MATERIALS AND METHODS

Study Area

In this research three towns, Middelburg, Witbank and Kriel from South Africa's Mpumalanga province was selected (Figure 1). Mpumalanga province provides almost 83% of the country's coal production. Besides coal mining, these three towns have significantly large agricultural farms with substantial production of maize, sunflower, cotton, and vegetables (Makenete et al., 2008). Due to widespread unregulated coal mining in the region, the negative impacts on the main agricultural activates are quite clear but not yet quantified.

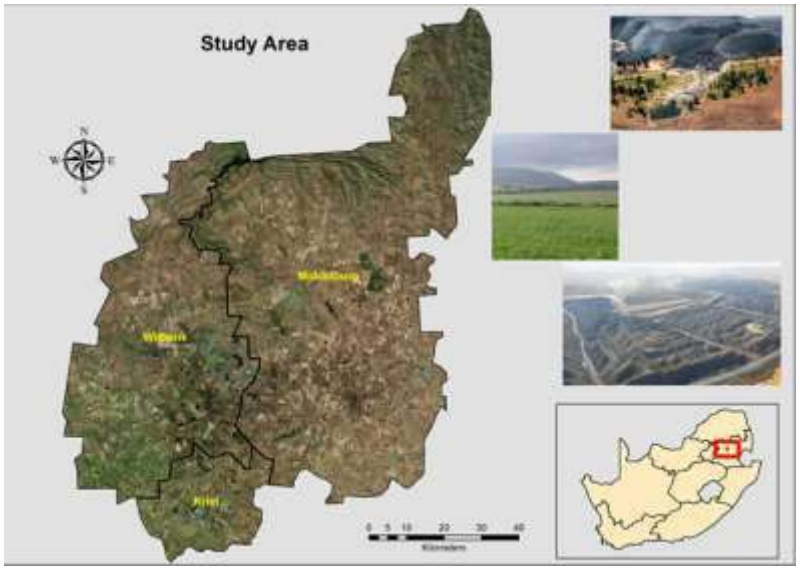


Figure 1. The location map of the study area.

Satellite Data

In this research, the Landsat satellite data was utilized due to its long term historical data availability, open access and good spatial, spectral and temporal resolution. The Landsat program was launched in 1972, July 23rd and is continuously providing data of the whole globe for more than 40

years (Wulder et al., 2012). To date, a total eight satellites have been launched under this program out of which currently only two satellites are operation-al, known as Landsat 7 and 8. The details of the Landsat satellite missions are given in Table 1.

Table 1. Characteristics of different Landsat satellites.

Landsat Satellite	Sensors	Launch Year	End Year	Spectral Resolution	Spatial Resolution
1	Multispectral Scanner (MSS)	1972	1978	4 Bands	60m
2		1975	1982		
3		1978	1983		
4	Thematic Mapper (TM)	1982	1993	7 Bands	30m and 120m (Thermal)
5		1984	2013		
6	Enhanced Thematic Mapper (ETM)	1993	1993		Failed
7	Enhanced Thematic Mapper Plus (ETM+)	1999	Till Date	8 Bands	30m, 60m (Thermal), and 15m (Panchromatic)
8	Operational Land Imager (OLI) and Thermal Infrared Sensor (TIRS)	2013	Till Date	11 Bands	30m, 60m (Shortwave Infrared),100m (Thermal) and 15m (Panchromatic)

For the current research, 47 years of Landsat satellite data from 1972 to 2019 was collected, pre-processed and prepared for monitoring of the coal mining and environmental impact assessment.

Research Framework

The detail research framework of the current research is given in Figure 2. The raw satellite images of the study area were downloaded from the File Transfer Protocol (FTP) server. The images from Landsat 1 to 8 of different years but the same season i.e. of summer (January/February) were acquired. The specifications of the acquired satellite images are given in Table 2.

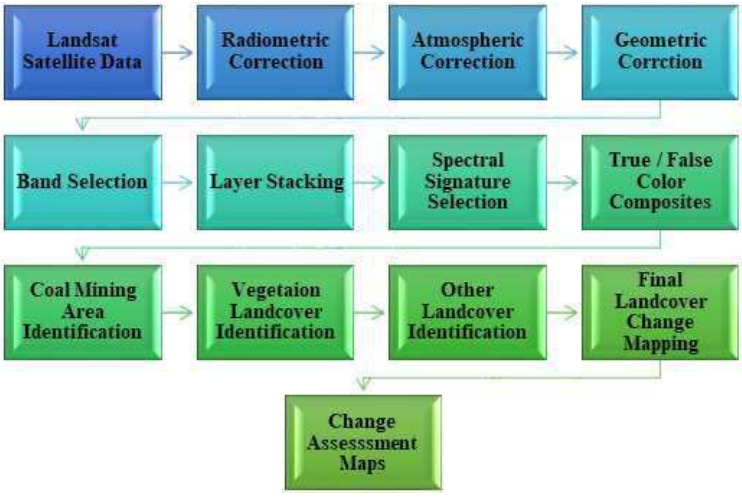


Figure 2. The detailed schematic flowchart of the research work.

Table 2. Acquisition date of different Landsat satellite images used in this research.

Sr. No	Acquisition Date	Landsat Satellite	No. of Bands Used	Spatial Resolution
1	2019-01-23	Landsat – 8	6	30m
2	2018-02-25	Landsat – 8	6	30m
3	2017-02-02	Landsat – 8	6	30m
4	2016-01-31	Landsat – 8	6	30m
5	2015-02-13	Landsat – 8	6	30m
6	2010-01-29	Landsat – 7	6	30m
7	2005-02-25	Landsat – 7	6	30m
8	2003-01-03	Landsat – 7	6	30m
9	1998-02-14	Landsat – 5	6	30m
10	1995-01-05	Landsat – 5	6	30m
11	1989-02-09	Landsat – 5	6	30m
12	1972-12-08	Landsat – 1	4	60m

Wavelet Resolution Merge

After downloading the satellite images, the preprocessing of the Landsat satellite image is always recommended and practiced (Hazaymeh & Hassan, 2015). The preprocessing includes the radiometric (Padró et al., 2018), atmospheric (Wei et al., 2018) and geometric (Novelli et al., 2016) corrections of the raw data. Appropriate bands were selected for layer stacking purpose, as different Landsat satellite sensors have different spectral resolutions so the most commonly available satellite bands were stacked. The multispectral reflectance properties usually known as multispectral signatures were extracted, as different land features have different reflectance and absorption characteristics in the electromagnetic spectrum (Wasee et al., 2018). Then the true and false color composites (Pericak et al., 2018) of Landsat satellite bands were made to highlight and differentiate the features from each other particularly the coal mining areas and the agricultural farms. Finally, the change assessment maps were created which signifies the major land cover changes in the study area.

RESULTS AND DISCUSSION

The preprocessing of the satellite is the pre-requisite and enhanced the information present in the data as shown in Figure 3.

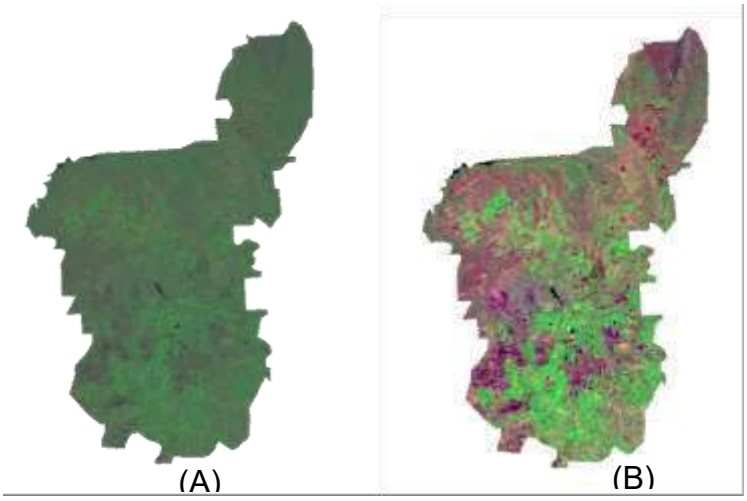


Figure 3. Raw satellite image (A) and after preprocessing of satellite data (B).

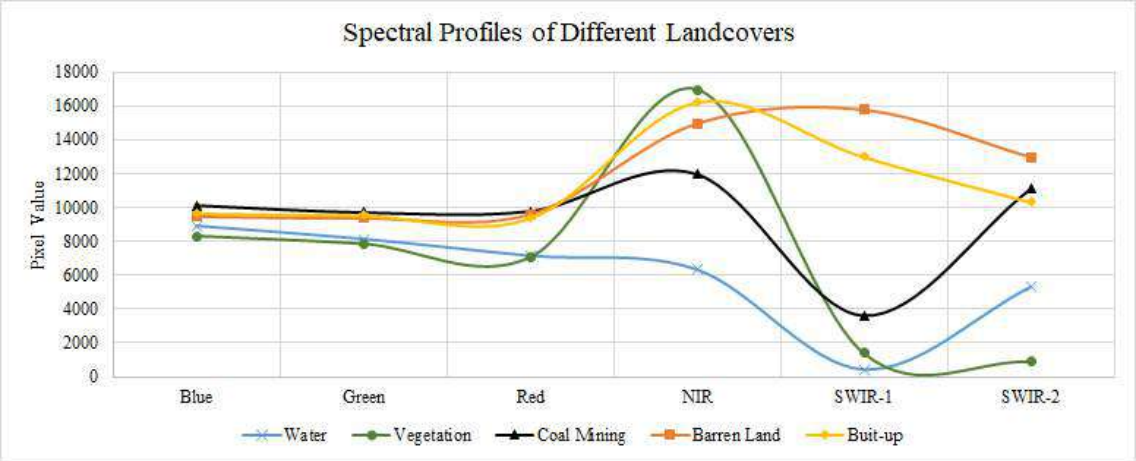


Figure 4. The spectral characteristic of different land covers derived from Landsat multispectral satellite data.

Different land covers were identified for the development of spectral signatures using a spectral profile facility of ERDAS Imagine (Wasee et al., 2018). The results of spectral profiles of water, coal, vegetation, barren land and built-up is shown in Figure 4, revealed that the coal mining area has a maximum reflectance in Shortwave Infrared-2 (SWIR-2) followed by Near Infrared (NIR). Whereas there are clear absorption characteristics of the coal mining area in Shortwave Infrared-1 (SWIR-1) region of the spectrum. The similar spectral characteristics of coal and coal mining areas have also been identified by Xiao et al. (2016).

The vegetation including the agricultural farms showed a maximum reflection in Near Infrared (NIR) and little absorption characteristics in Red, but high absorption in SWIR-1 and SWIR-2 bands. The study conducted by Hoang, Koike, and Sensing (2018), also highlights the similar spectral reflectance and absorption characteristics of the vegetation cover using the hyperspectral remote sensing data. As per the results, it is clear from the spectral profiles graphs that coal mining areas and the vegetation (including agricultural fields) can be clearly differentiated in the infrared portion of the Landsat satellite data.

Another very important spectral profile is of water bodies present in the study area, as usually water has no or very low reflectance in the Infrared portion of the electromagnetic spectrum. But in the study area, the water body shows significant reflectance in NIR and SWIR-2 bands of the Landsat satellite data. This is a clear indication of the presence of coal contents in the water and can be attributed as usage of water for coal washing and mining purposes. From the analysis of satellite images, it is obvious that the water bodies were present in close vicinity of coal mining areas (Figure 5).

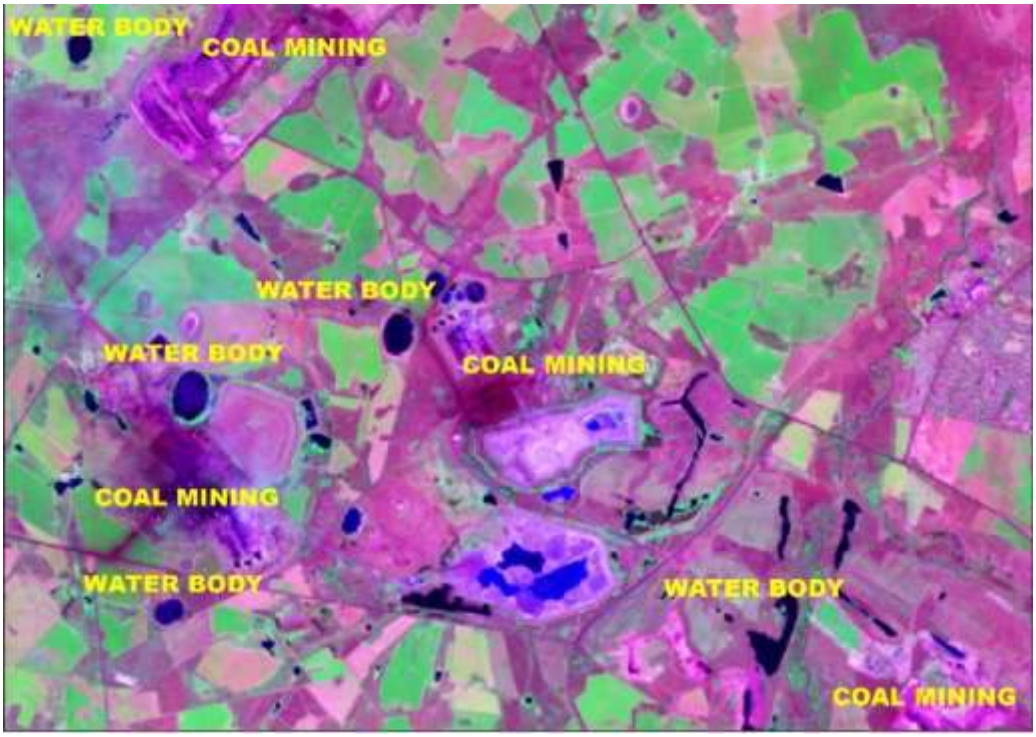


Figure 5. Presence of water bodies (storage facilities) near the coal mining areas.

The land cover was classified into five different land cover classes as Water, Vegetation, Coal mining, Barren land, and Built-up as shown in Figure 6 after that visual analysis was done for change assessment over different years.

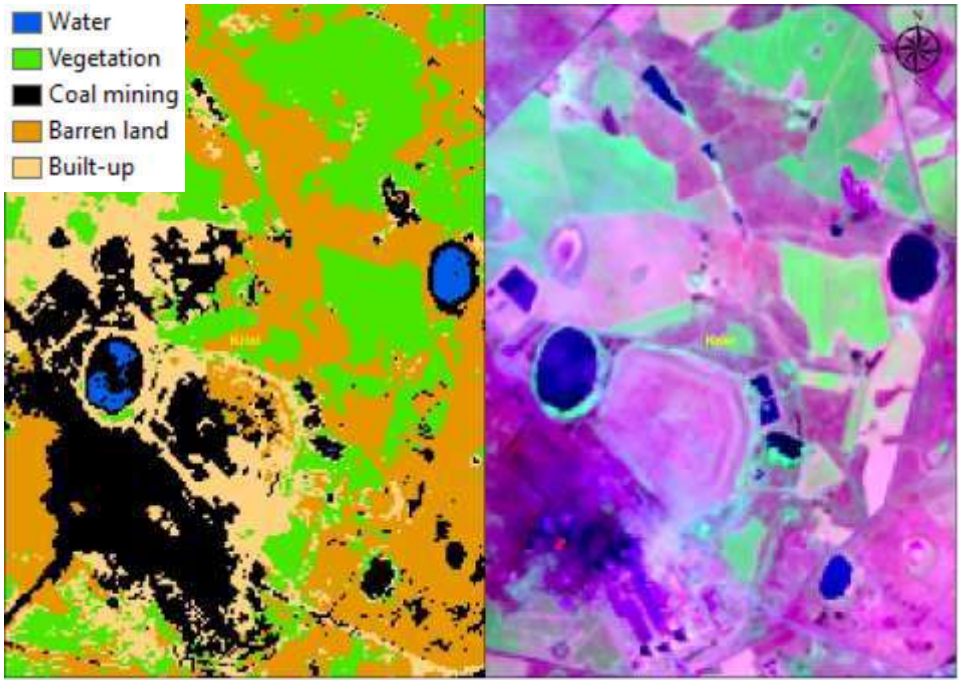


Figure 6. Classified map of study area highlighting different land cover features.

The change assessment of the coal mine at the Middelburg region showed that coal mining had significant changes over time as shown in Figure 7. From 1972 to 2010 there was no “Coal Mine A” present on the surface while the main land cover during that time was the agricultural lands. In 2015, “Coal Mine A” first identified on the satellite data, and since then its area is changing and the nearby agricultural land had also been converted in-to a coal mining region till 2019. For the satellite data of 2005, there was an error in the data due to sensor failure and it has also been reported by other studies (Dube et al., 2015; Zeng et al., 2013).

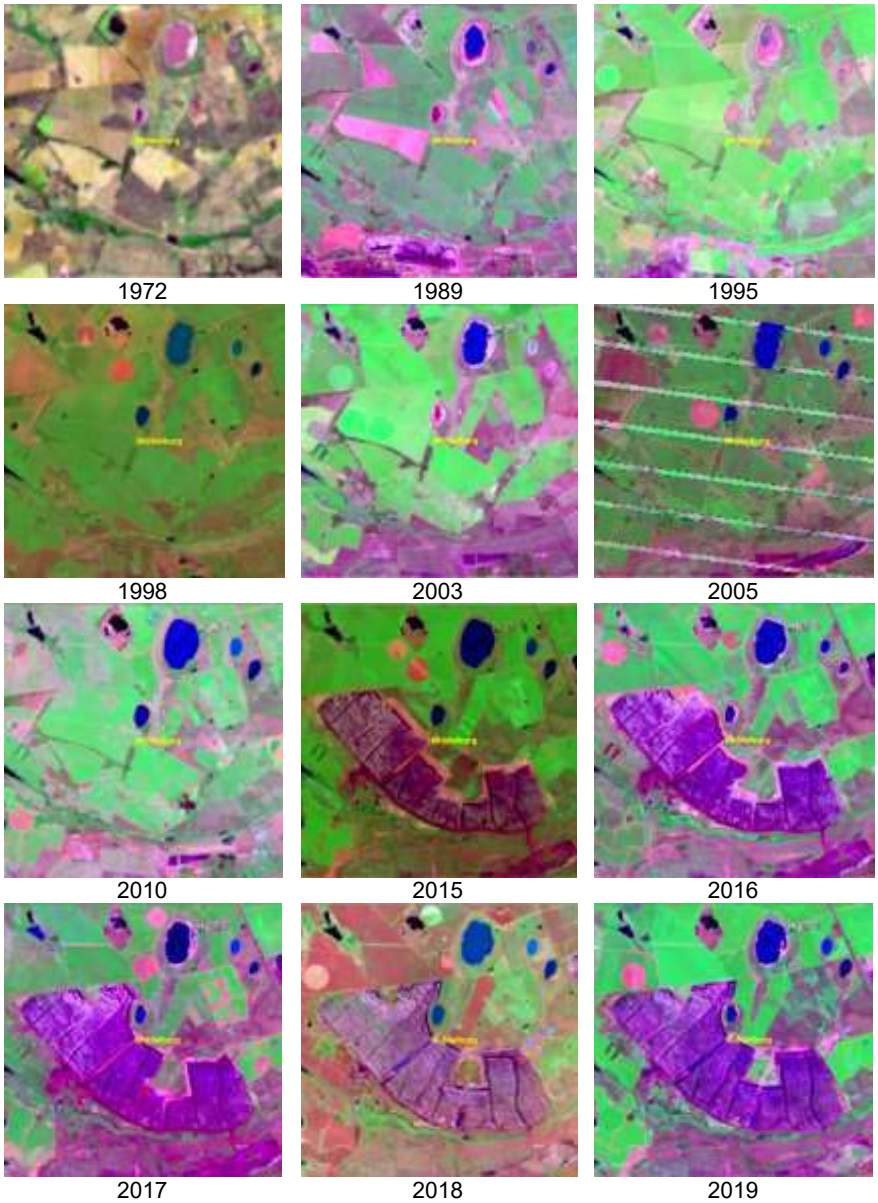


Figure 7. 47 years of Coal mining and agricultural land cover change in Middelburg.

The dynamic coal mining change maps of Witbank also showed a high negative impact on the surrounding agricultural lands (Figure 8). From 1989 to 1998 there was a gradual change in mining activities but no significant change was observed in the town. After 2003, the conversion of agricultural land into coal mines increased significantly until 2010. From 2015 onward, there is a drastic change in land cover and a huge portion of main agricultural land was consumed by the coal mines of the town. In 2019, a major portion of agricultural land has been converted into coal mines as revealed from the analysis of the satellite data.

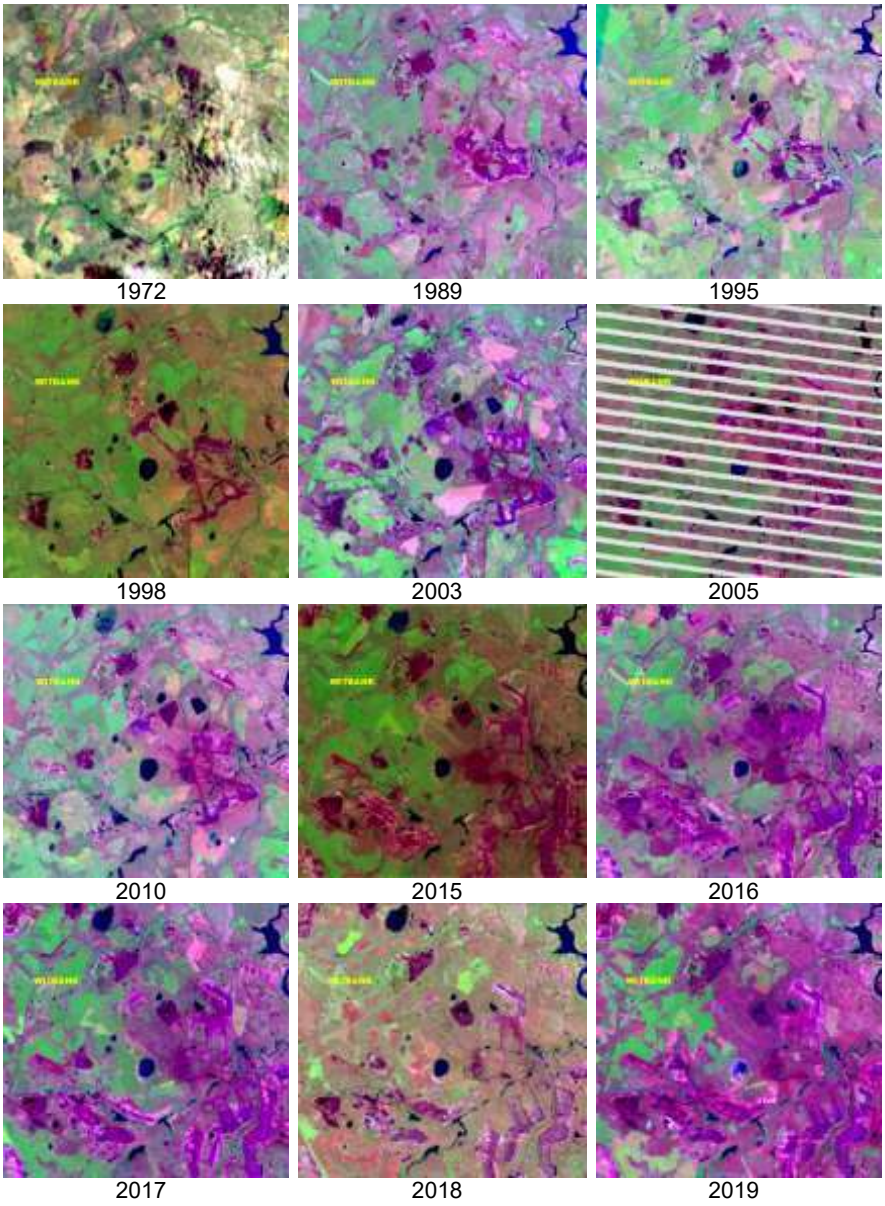


Figure 8. 47 years of Coal mining and agricultural land cover change in Witbank.

The change assessment maps of Kriel (Figure 9) from 1972 to 2019 was also made, which highlights the dynamics of coal mining over time. From 1989 to 2010, there was a gradual change in mining activities but no significant change was observed in the town. From 2015 onwards, there is an extreme change in land cover and the main agricultural land was consumed by the coal mines of the town. In the 2008 image, there was a big cloud cover pre-sent in the south of the image, which limits the analysis for that particular year. The satellite image of 2019 highlights the strong conversion of prime agricultural land into coal mines at an alarming rate.

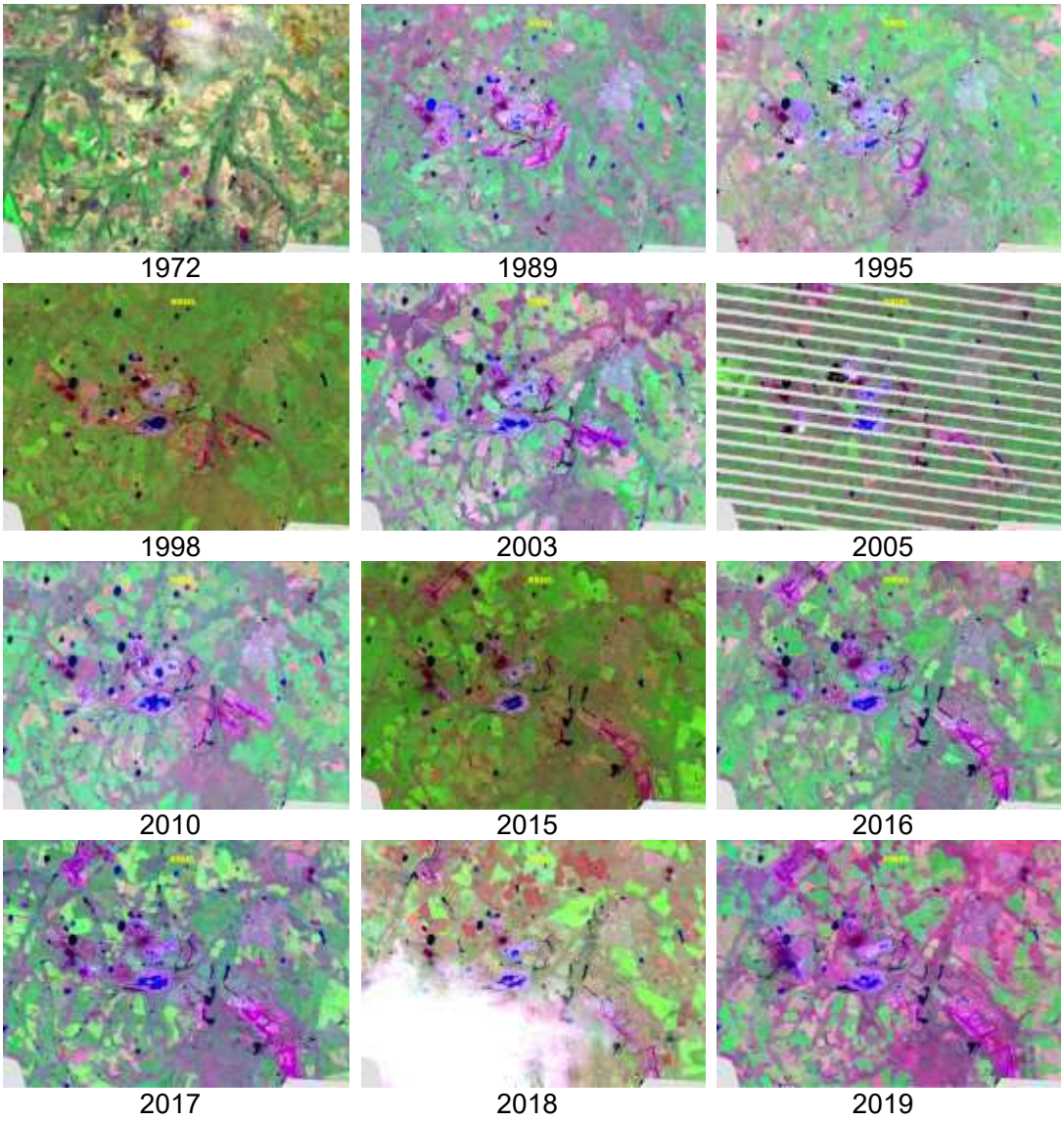


Figure 9. 47 years of Coal mining and agricultural land cover change in Kriel.

CONCLUSION

This research study assesses the impact of surface coal mining on the vegetation including the agricultural land in three towns of Mpumalanga province in South Africa. Usually, sur-face mining has environmental impacts particularly the degradation of vegetation and other land cover features present in the surroundings. The spectral profiles of the different land covers revealed that multispectral Landsat satellite data is very effective to identify different features present at the surface of the earth including the coal mining areas. The coal mining areas have specific high reflectance in Shortwave Infrared-2 and Near Infra-red spectral bands. The waterbodies that were enriched with coal contents was also identified using Infrared bands of the Landsat satellite. The dynamics of coal mining for Middleburg, Witbank, and Kriel were mapped from 1972 to 2019 for 47 years. The most changes were observed in Witbank, followed by Kriel and then Middleburg.

The drastic change and increase in coal mining with a significant decrease in agricultural land was observed in Middleburg and Kriel from 2015, while in Witbank it started from 2003. However in 2019, there was extreme coal mining activities observed in all the towns (Figure 7 to 9) and a consequently sharp decrease in prime vegetation cover including the agricultural farms. This reduction in agricultural farms will significantly affect the yield of some major crops of the region including maize, sunflowers, and cotton, which will ultimately push the country towards food insecurity in longer terms.

The methodology applied in this research is effective, time and cost saving for long term monitoring of land cover dynamics due to mining activities, and can be applied to other similar regions. The results of this study can be used to develop new mining and land use related policies or to review and strengthen the existing policies. Furthermore, in the future, water and soil samples should be collected from the same regions to assess the impact of coal mining on subsurface resources.

ACKNOWLEDGEMENTS

The work presented here is a Ph.D. research study in the School of Mining Engineering at the University of the Witwatersrand.

REFERENCES

Banks, G., Paull, D., & Mockler, S. (2018). The social and environmental impact of mining in Asia-Pacific: the potential contribution of a remote-sensing approach.

Chen, L., Guo, D., Hu, Z., Sheng, Y., & Zhang, H. (2004). A study on remote sensing monitoring land use change and reclamation measures of subsided land in Xuzhou coal mining area. Progress In Geography, 2, 001.

Demirel, N., Emil, M. K., & Duzgun, H. S. (2011). Surface coal mine area monitoring using multi-temporal high-resolution satellite imagery. International journal of Coal geology, 86(1), 3-11.

Dube, T., Mutanga, O. J. I. J. o. P., & Sensing, R. (2015). Evaluating the utility of the medium-spatial resolution Landsat 8 multispectral sensor in quantifying aboveground biomass in uMgeni catchment, South Africa. 101, 36-46.

Hazaymeh, K., & Hassan, Q. K. (2015). Spatiotemporal image-fusion model for enhancing the temporal resolution of Landsat-8 surface reflectance images using MODIS images. Journal of Applied Remote Sensing, 9(1), 096095.

Hoang, N. T., Koike, K. J. I. J. o. P., & Sensing, R. (2018). Comparison of hyperspectral transformation accuracies of multispectral Landsat TM, ETM+, OLI and EO-1 ALI images for detecting minerals in a geothermal prospect area. 137, 15-28.

Joshi, P., Kumar, M., Midha, N., Yanand, V., & Wal, A. P. (2006). Assessing areas deforested by coal mining activities through satellite remote sensing images and GIS in parts of Korba, Chattisgarh. Journal of the Indian Society of Remote Sensing, 34(4), 415.

LaJeunesse Connette, K. J., Connette, G., Bernd, A., Phyo, P., Aung, K. H., Tun, Y. L., . . . Songer, M. (2016). Assessment of mining extent and expansion in Myanmar based on freely-available satellite imagery. Remote Sensing, 8(11), 912.

Li, F., Qian, A., Sun, G., & Wang, Q. (2018). Estimation of Annual CO 2 Emission from Coal Fires in Majiliang Mine, Datong, Northen China Using UAVs Thermal Infrared Remote Sensing Technology. Paper presented at the 2018 Fifth International Workshop on Earth Observation and Remote Sensing Applications (EORSA).

Lobo, F., Souza-Filho, P., Novo, E., Carlos, F., & Barbosa, C. (2018). Mapping mining areas in the brazilian amazon using msi/sentinel-2 imagery (2017). Remote Sensing, 10(8), 1178.

Makenete, A., Lemmer, W., & Kupka, J. (2008). The impact of biofuel production on food security: A briefing paper with a particular emphasis on maize-to-ethanol production. International Food and Agribusiness Management Review, 11(2), 101-110.

Martin, B., & Fischer, R. (2012). The energy-water nexus: energy demands on water resources. Environmental Monitoring Group (EMG): Cape Town, South Africa, 34.

Novelli, A., Aguilar, M. A., Nemmaoui, A., Aguilar, F. J., & Tarantino, E. (2016). Performance evaluation of object based greenhouse detection from Sentinel-2 MSI and Landsat 8 OLI data: A case study from Almería (Spain). International Journal of Applied Earth Observation and Geoinformation, 52, 403-411.

Padró, J.-C., Muñoz, F.-J., Ávila, L., Pesquer, L., & Pons, X. (2018). Radiometric Correction of Landsat-8 and Sentinel-2A Scenes Using Drone Imagery in Synergy with Field Spectroradiometry. Remote Sensing, 10(11), 1687.

Pericak, A. A., Thomas, C. J., Kroodsma, D. A., Wasson, M. F., Ross, M. R., Clinton, N. E., . . . Amos, J. F. (2018). Mapping the yearly extent of surface coal mining in Central Appalachia using Landsat and Google Earth Engine. PloS one, 13(7), e0197758.

Rathore, C., & Wright, R. (1993). Monitoring environmental impacts of surface coal mining. International Journal of Remote Sensing, 14(6), 1021-1042.

Song, Z., Kuenzer, C., Zhu, H., Zhang, Z., Jia, Y., Sun, Y., & Zhang, J. (2015). Analysis of coal fire dynamics in the Wuda syncline impacted by fire-fighting activities based on in-situ observations and Landsat-8 remote sensing data. International journal of Coal geology, 141, 91-102.

Soulard, C. E., Acevedo, W., Stehman, S. V., & Parker, O. P. (2016). Mapping extent and change in surface mines within the United States for 2001 to 2006. Land degradation & development, 27(2), 248-257.

Syed, T. H., Riyas, M. J., & Kuenzer, C. (2018). Remote sensing of coal fires in India: A review. Earth-Science Reviews.

Van der Burgh, G. (2012). The Impact of coal mining on agriculture–a Pilot study. Launch for the BFAP baseline agricultural outlook, 2021.

Wasee, F. R., Amin, A., Raisa, Z. T., Chowdhury, S., Alam, T. N., & Rahman, R. M. (2018). Classification Based on Spectral Characterization and Analysis of Land Cover Change in Dhaka. Paper presented at the 2018 IEEE/ACIS 17th International Conference on Computer and Information Science (ICIS).

Wei, J., Lee, Z., Garcia, R., Zoffoli, L., Armstrong, R. A., Shang, Z., . . . Chen, R. F. (2018). An assessment of Landsat-8 atmospheric correction schemes and remote sensing reflectance products in coral reefs and coastal turbid waters. Remote Sensing of Environment, 215, 18-32.

Wulder, M. A., Masek, J. G., Cohen, W. B., Loveland, T. R., & Woodcock, C. E. (2012). Opening the archive: How free data has enabled the science and monitoring promise of Landsat. Remote Sensing of Environment, 122, 2-10.

Xiao, D., Le, B. T., Mao, Y., Jiang, J., Song, L., & Liu, S. (2016). Research on coal exploration technology based on satellite remote sensing. Journal of Sensors, 2016.

Yu, L., Xu, Y., Xue, Y., Li, X., Cheng, Y., Liu, X., . . . Gong, P. (2018). Monitoring surface mining belts using multiple remote sensing datasets: A global perspective. Ore Geology Reviews, 101, 675-687.

Zeng, C., Shen, H., & Zhang, L. J. R. S. o. E. (2013). Recovering missing pixels for Landsat ETM+ SLC-off imagery using multi-temporal regression analysis and a regularization method. 131, 182-194.

BİR YERALTI KÖMÜR OCAĞINDA TALİ HAVALANDIRMA ETÜDÜ

AUXILIARY VENTILATION DESIGN FOR AN UNDERGROUND COAL MINE

N. Kurşunoğlu [1,] *, M. Onder [1]

[1]*Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu Yazar: nkursunoglu@ogu.edu.tr)*

ÖZET

Yeraltı ocaklarında ana hava akımının ulaşamadığı, bir ucu kör olan yolların havalandırılmasında tali havalandırma sistemleri kullanılmaktadır. Uygulanacak sistemin seçiminde; ateşleme gazları, toz, grizu, ısı gibi karşılaşılması umulan çevre sorunlarının ve isçi sayısının göz önünde bulundurulması gerekmektedir. Özellikle yeraltı kömür madenciliğinde çok sayıda can ve mal kaybına neden olan grizu, kömür tozu patlamaları ve ocak yangınları gibi tehlikelere karşı ilk olarak alınacak önlemlerden birisi ocak havalandırma planının tekniğine uygun olarak yapılmasıdır. Günümüz madenciliğinde uzun galerilerin açılması, beraberinde uzun tali havalandırma hatlarının kullanımını zorunlu hale getirmiştir. Bu durumda galeri arınındaki gerekli havayı karşılamak, ancak uzun boru hatları kullanımı ile sağlanabilmektedir. Bu çalışmada bir maden ocağının tali havalandırma sistemi DUCTSIM programı kullanılarak tasarlanmıştır. DUCTSIM programı, tali havalandırma analiz işlemlerini mümkün olduğunca kolay yapabilmek için geliştirilmiş bir yazılımdır. Uygulamanın gerçekleştirildiği maden ocağına ait tali havalandırma bacasında tasarımın yapılabilmesi için öncelikle vantilatör çıkışına ve arına ait hava miktarı ölçümü gerçekleştirilmiştir. Kullanılan vantüp özellikleri; uzunluk, çap, sürtünme katsayısı, hava kaçağı ve ayrıca şok kayıpları belirlenmiştir. Kullanılan vantilatörün özellikleri üretici firma kataloğundan tespit edilmiştir. Belirlenen tüm ölçümlere ait değerler DUCTSIM programına aktarılarak, vantilatörden çıkan hava ile arına ulaşan hava miktarı belirlenmiştir. Çalışma sonucunda, oluşan hava kaçağı miktarının azaltılmasına yönelik alınabilecek önlemlere değinilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Kömür ocağı, Tali havalandırma, DUCTSIM programı, Vantüp

ABSTRACT

Ventilation system plays an essential role in underground mines. Both improvement of the working conditions and safety depend on ventilation system ability. The aim of an auxiliary ventilation system delivers an adequate quantity and quality of fresh air to the working face and to dilute rapidly contaminants to below statutory threshold limits. The dilution of dust and gases and the removal of heat and humidity are some of the requirement of auxiliary ventilation. In this study, auxiliary ventilation system of a mine was designed using DUCTSIM software. DUCTSIM software was developed to make auxiliary ventilation analysis as easy as possible. In order to carry out the design process in the auxiliary ventilation shaft of the mine, the amount of air in fan outlet and in face was measured. Used duct features; length, diameter, friction factor, air leakage and shock losses were also determined. Fan specifications were determined from the manufacturer catalog. Values of all measurements were entered to DUCTSIM software and amount of air in the fan out and the air reaching to face were determined. The measures that may be taken to reduce the amount of air leakage are mentioned at the end of the study.

Keywords: Coal mine, Auxiliary ventilation, DUCTSIM software, Duct

GİRİŞ

Yeraltı ocaklarında ana hava akımının ulaşamadığı, bir ucu kör olan yolların havalandırılmasında tali havalandırma sistemleri kullanılmaktadır. Uygulanacak sistemin seçiminde; ateşleme gazları, toz, ısı, grizu gibi karşılaşılması muhtemel çevre sorunlarının ve isçi sayısının göz önünde bulundurulması gerekmektedir. Özellikle yeraltı kömür madenciliğinde çok sayıda can ve mal kaybına neden olan grizu, kömür tozu patlamaları ve ocak yangınlarında alınacak birinci önlem ocak havalandırma planının tekniğine uygun olarak yapılmasıdır. Son yıllarda ocak derinliklerinin artması ile ortaya çıkan sıcaklık ve rutubet sorunu da ancak ocak havalandırmasının planlı etüdü ile çözümlenebilir. Günümüz madenciliğinde uzun galerilerin açılması gereği, beraberinde uzun tali havalandırma hatlarının kullanımını zorunlu hale getirmiştir. Bu durumda galeri arınındaki gerekli havayı karşılamak, ancak uzun boru hatları kullanılarak gerçekleşebilmektedir. Bir yeraltı maden ocağına ait tali havalandırma bacasında gerçekleştirilen ölçümler sonucunda arındaki gerekli havayı karşılamak için gönderilen ve ulaşan havanın miktarı DUCTSIM tali havalandırma programı ile hesaplanmıştır.

TALİ HAVALANDIRMA

Ana hava akımının ulaşamadığı, bir hava geliş ve bir hava dönüş yolunun bulunmadığı, galeri sürme, kuyu açma, bazı üretim yöntemlerinde arın ilerleme işlerinde arına yeterli miktarda hava ulaştırma çalışmaları “tali havalandırma” olarak nitelenir. Galeri arınında çalışan işçilere standartlar ölçüsünde temiz havanın sağlanması, delme-patlatma işlemleri veya galeri açma makinasının çalışması sırasında oluşan toz ve gazın seyreltilerek bir an önce bu ortamdan uzaklaştırılması son derece önemlidir (Önce ve Saraç, 1986; Şensöğüt, 1994; Verma, 1981).

Tali Havalandırma Ekipmanları

Tali Vantilatörler

Tali havalandırmada aksiyal veya santrifüj olmak üzere iki tür vantilatör kullanılmaktadır (Güyagüler, 1991). Aksaiyal vantilatörler az yer kaplamaları, taşıma ve kurulmalarının daha kolay olmasından dolayı tercih edilirler. Elektrik veya basınçlı hava enerjisi ile çalışırlar. Santrifüj vantilatörlerin çok yer kaplamaları ve kurulma zorluklarından dolayı tali havalandırma işlerinde uygulamaları fazla yaygın değildir (Önce ve Saraç, 1986).

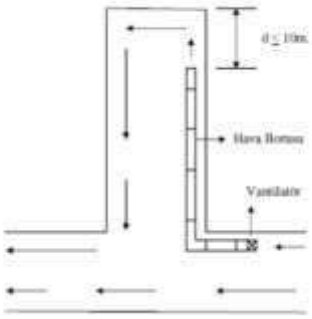
Hava Boruları

Galeri sürme işlerinde vantilatör tarafından basılan havanın arına ulaştırılmasında çadır bezi veya demir saçtan yapılmış hava boruları kullanılır. Kauçuk kaplı çadır bezinden veya plastik maddelerden yapılmış olan hava borularına “vantüp” denir. Katlanabilir ve esnek olduklarından, kurulmaları ve yer değiştirmeleri kolaydır. Ancak, dirençleri fazladır ve kolay delinirler. Normal uygulamalarda sadece üfleyici vantilatörler ile kullanılabilirler. Vantüpler emici olarak kullanılacaksa etraflarına spiral çelik çemberler sarılır. Bunlar uzunlamasına katlanabilmekte olup, oldukça ağır, pahalı ve dirençleri yüksektir (Güyagüler, 1991; Önce ve Saraç, 1986).

Tali Havalandırma Sistemleri

Üfleyici Sistem

Hava üfleyici bir vantilatör ve hava boruları yoluyla çalışma yerine gönderilmekte, temiz hava ise tüm galeri içinden geri gelmektedir. Basit üfleyici havalandırma sisteminin plan görünüşü Şekil 1’de verilmiştir (Güyagüler, 1991).

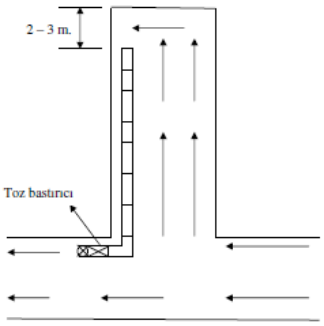


Şekil 1. Üfleyici sistem (Güyagüler, 1991)

Üfleyici sistemin avantajları; temiz hava doğrudan çalışma yerine ulaşır, galerinin içinde açıldığı formasyonlardan yayılan gazlar arına taşınmamaktadır, üfleyici vantilatör temiz hava akımı içinde çalışmaktadır, bu sistemde hafif ve ucuz olan bez vantüpler kullanılabilmektedir. Sistemin dezavantajları; arın gerisi ve galeri içi iyi havalandırılmamaktadır, galeriden gelen hava genel havalandırma sistemi içine girerek diğer üretim panolarının havasını kirletir, arındaki yüksek hava hızı toz oluşumu ve işçi sağlığı açısından zararlıdır (Çetin, 1995; Herbert, 1990; Önce ve Saraç, 1986; Şensöğüt, 1994; Vutukuri, 1986).

Emici Sistem

Bu yöntemde hava emilerek borular içerisinde çalışma yerinden uzaklaştırılır. Temiz hava ise yaratılan alçak basınç nedeniyle galeri içinden akarak arına kadar gelmektedir. Emici sistemin genel bir uygulaması Şekil 2'de verilmiştir.

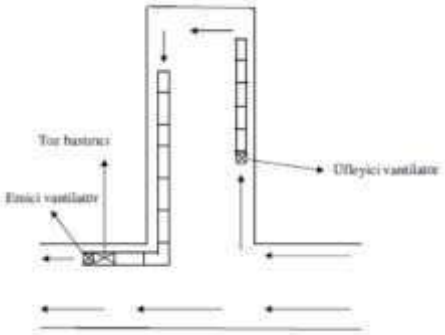


Şekil 2. Emici sistem (Güyagüler, 1991)

Emici sistemin avantajları; toz ve gaz çalışma yerinden hızla uzaklaştırılmaktadır, atım sonucu oluşan gazlar hemen emilmekte, arın gerisinde ve galeri içindeki havanın kalitesi daima daha iyi olmaktadır (Güyagüler, 1991). Sistemin dezavantajları; eğer metan problem kaynağı ise, hava hızının düşük ve hava hareketinin sınırlı bir sürükleme yeteneğine sahip olması nedeniyle arın civarında tavanda gaz toplanması söz konusu olur. İkinci olarak arında oluşan toz, diğer üretim panolarında da kullanılması planlanan aynı havayı kirletebilir. Eğer metan emisyonu çok önemli değerde değilse, bahsedilen ikinci dezavantaj, boru içine emilen havanın tekrar kullanılmasından önce, toz filtreleri kullanılarak, tozun olabildiğince bastırılması ile giderilebilir (Şensöğüt, 1994).

Kombine Sistemler

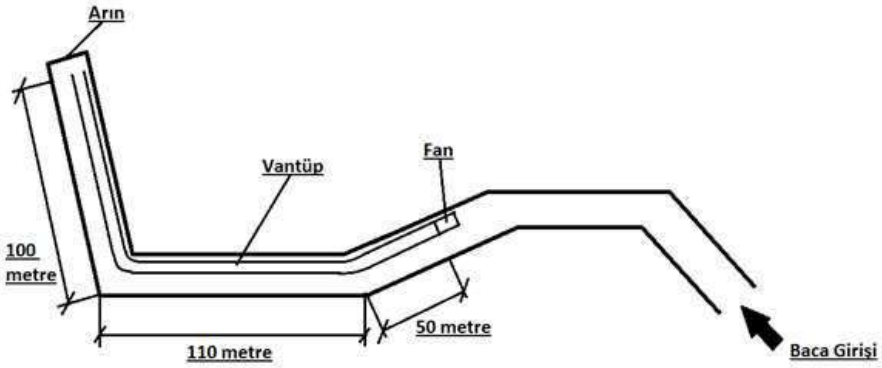
Bu sistemler, temel olarak üfleyici ve emici sistemlerin birleşik avantajlarını elde etmek için kullanılırlar. Üfleyici bir vantilatörün kullanımı ile ortamdaki gaz oranlarında iyi bir seyreltme, emici bir vantilatörün kullanımı ile de yüksek toz konsantrasyonlarında etkili bir iyileştirme sağlanabilir. Kombine sistemlerde birisi "ana vantilatör", diğeri "yardımcı vantilatör" olarak nitelenen iki ayrı vantilatör, iki ayrı boru hattına bağlı olarak kullanılır. yardımcı vantilatör, kısa devreyi önlemek için anan vantilatör hattı ucundan en az 5 m geride olacak şekilde yerleştirilir. Ana ve yardımcı vantilatörlerin her ikisi de aynı enerji kaynağından beslenmeli ve birbiriyle bağlantılı olmalıdır. Bu sayede herhangi bir nedenle ana vantilatörün durması halinde, yardımcı vantilatörün de durması sağlanır (Verma, 1981). Şekil 3'de kombine sistemin bir uygulaması verilmiştir.



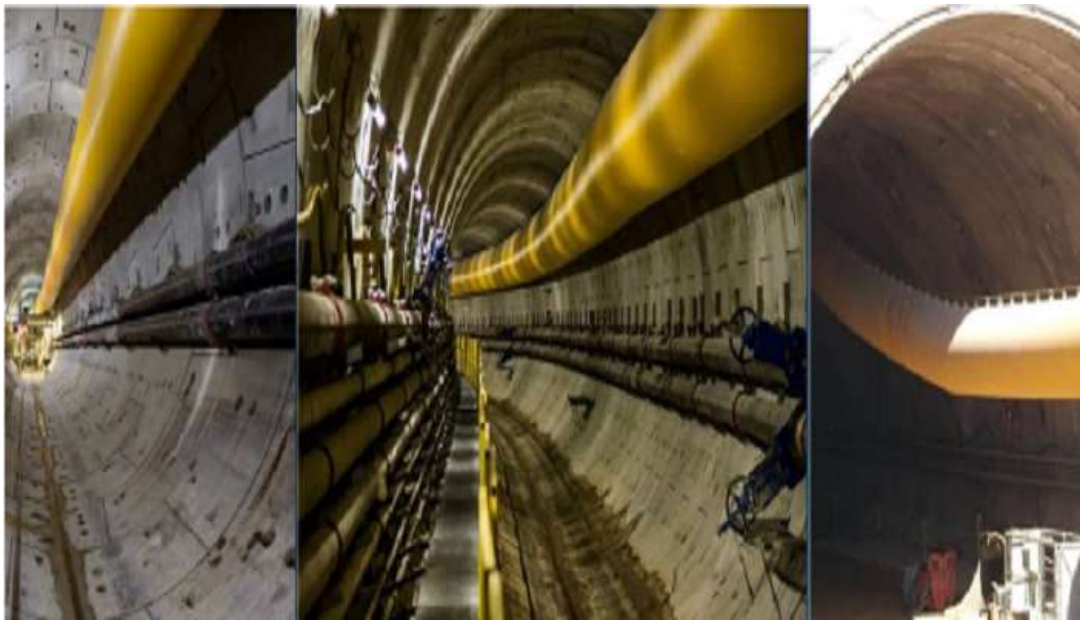
Şekil 3. Kombine sistem (Herbert, 1990)

UYGULAMA ÇALIŞMASI

Çalışmanın yapıldığı yeraltı kömür ocağına ait tali havalandırma baca görüntüsü Şekil 4'de verilmiştir. Vantilatörden 50 m ileride yuvarlak bir dönemecin olduğu görülmektedir. Birinci dönemeçten 110 m sonrasında ise ikinci dönemeç olan keskin köşeli dönemeç bulunmaktadır. Çalışmanın gerçekleştirildiği işletmede kanvas tipi yanmaz vantüp kullanılmakta olup çapı 90 cm, boyları ise 20 metreden oluşmaktadır. Vantüpün sürtünme katsayısı değerleri yeni alınmış vantüp için 0,0037 Ns^2/m^4, kullanılmış eski vantüp için ise 0,0046 Ns^2/m^4, tür. Şekil 5'de çadır bezinden yapılmış üfleyici sistem için kullanılmakta olan vantüp görseli bulunmaktadır.



Şekil 4. Tali havalandırma bacası



Şekil 5. Çadır bezinden üfleyici sistem için üretilmiş vantüp

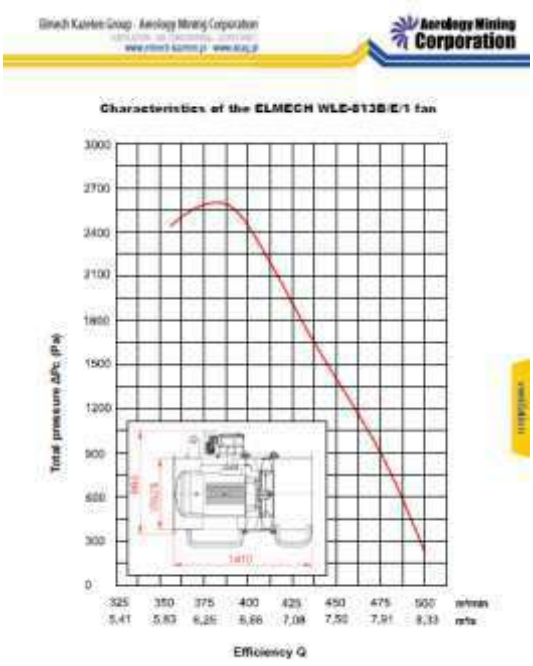
Tali Havalandırma bacasında kullanılan vantilatörün özellikleri

Tali havalandırma bacasında kullanılan vantilatörün genel özellikleri, modeli ve üretici firması Şekil 6'da verilmiştir.

Şekil 6. Tali havalandırma bacasında kullanılan vantilatör ve özellikleri (Elmech Kazeten Katalog)

Vantilatör karakteristik eğrisi

Tali havalandırma bacasında kullanılan vantilatörün maksimum çalışma koşullarındaki karakteristik eğrisi Şekil 7'de verilmiştir.



Şekil 7. Vantilatör karakteristik eğrisi (Elmech Kazeten Katalog)

Tali havalandırma bacasındaki ölçüm değerleri

Ölçümler arında ve vantilatör çıkışında olmak üzere iki noktada ölçülmüştür. Ölçümler vantüp üzerinde delik açılarak 4 aşamalı olarak anemometre ile gerçekleştirilmiştir. Anemometre ile ölçülen değerlerin ortalaması alınmıştır.

Arındaki hava miktarının belirlenmesi

Arına ulaşan hava miktarının hesabı aşağıda verilmiştir.

$$Hava\ hızı = \frac{8.77+8.8+9.1+9.3}{4} = 8.99 \cong 9.00 \text{ m/sn}$$

Vantüp kesiti 0.63 m^2 olarak hesaplanmıştır.
Arındaki hava miktarı = 9.00 m/sn * 0.63 m^2 = 5.67 m^3/sn olarak belirlenmiştir.

Vantilatörden çıkan hava miktarının belirlenmesi

Anemometre ile ölçülen değerler ve hesaplamalar aşağıda verilmiştir.

$Hava\ hızı = \frac{7.2+7.8+7.7+7.9}{4} = 7.65$ m/sn olarak hesaplanmıştır.

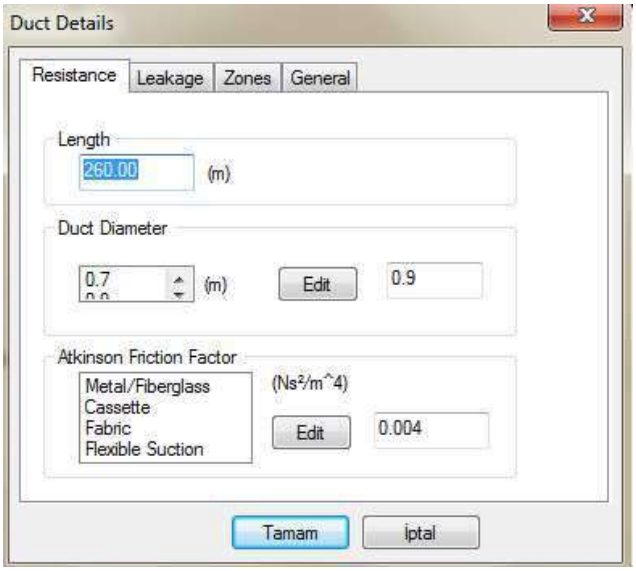
Vantüp kesiti; $F = \pi(0.45)^2$ formülünden 0.63 m^2 olarak hesaplanmıştır.
Vantilatörden çıkan hava miktarı 7.65 m/sn * 0.63 m^2 = 4.81 m^3/sn olarak bulunmuştur.

DUCTSIM ile tali havalandırma etüdü aşamaları

1. Kullanılan vantüp özellikleri aşağıda verilmiştir. Özelliklerin girildiği DUCTSIM görüntüsü Şekil 8'de verilmiştir.

i. Vantüp direnci ile ilgili özellikler

- Vantüp uzunluğu: 260 m
- Vantüp çapı: 90 cm
- Vantüpün sürtünme katsayısı: 0.004 Ns^2/m^4



Şekil 8. Vantüp özellikleri

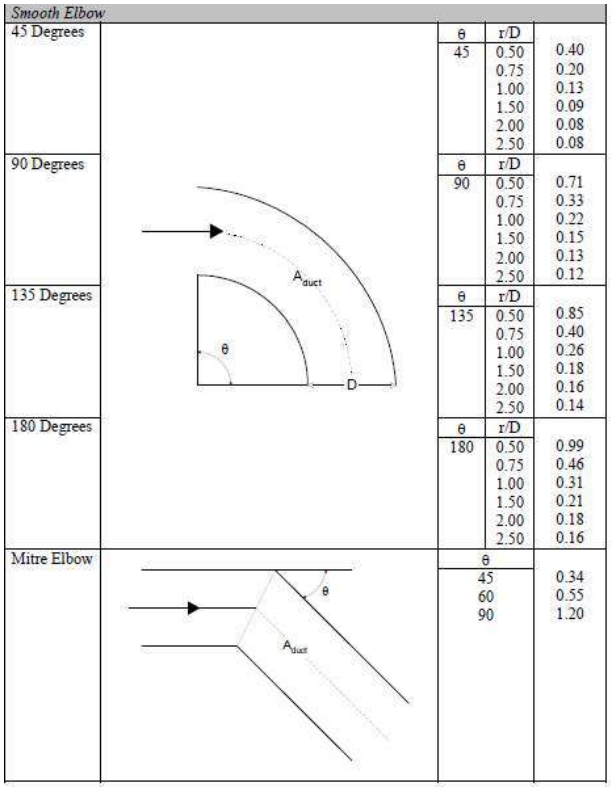
ii. Vantüpte oluşan hava kaçağı

- Kaçak yolların direnci: 2000 Ns2/m^8. Kaçak fazla olduğu için direnç yüksektir.

iii. Genel bilgiler

- Hava yoğunluğu 1.2 kg/m^3
- Vantüp çeşidi üfleyici sistem

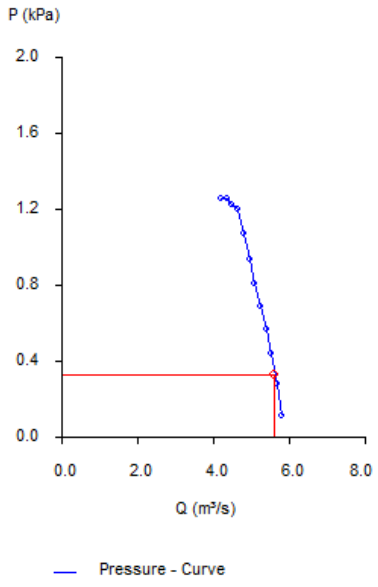
2. Şok kayıpları hesabı: Çalışmanın yapıldığı bacada yumuşak ve keskin olmak üzere iki tür dönemeç mevcuttur. Yuvarlak dönemeçte yarıçap/vantüpdeki kesit yüzdesi (r/D) oranı 0.71 olarak (0.45/(0.90*0.70)) hesaplanır. Keskin dönemeç için ise sadece 180 ° ye tamamlanan açının değeri yazılır. Şok kayıplarının hesaplanmasında Şekil 9'daki açı değerleri kullanılmıştır.



Şekil 9. Keskin ve yuvarlak dönemeç için açı değerleri (McPherson, 1993)

Vantilatörün bacadaki çalışma koşulları

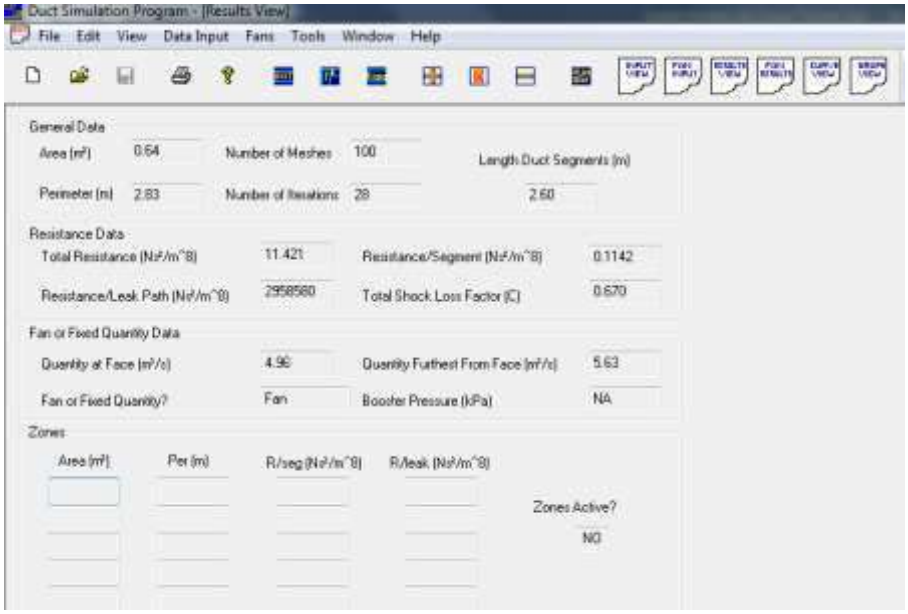
Tali havalandırmadaki Elmech WLE-813B/E/1 22 kw'lık vantilatör uygulamada yaklaşık olarak %70 devir ile çalıştırılmaktadır. Bunun sebebi ise vantilatörün gücünün yüksek olması sebebiyle ocak direncini değiştirmek yerine vantilatörün gücü düşürülerek istenilen havanın arına daha kolay bir şekilde gönderilmesini sağlanmaktır. Şekil 10'da %70 devir ile çalışmakta olan verileri DUCTSIM programına aktarıldıktan sonra hesaplanmış olan vantilatör karakteristik eğrisi verilmiştir.



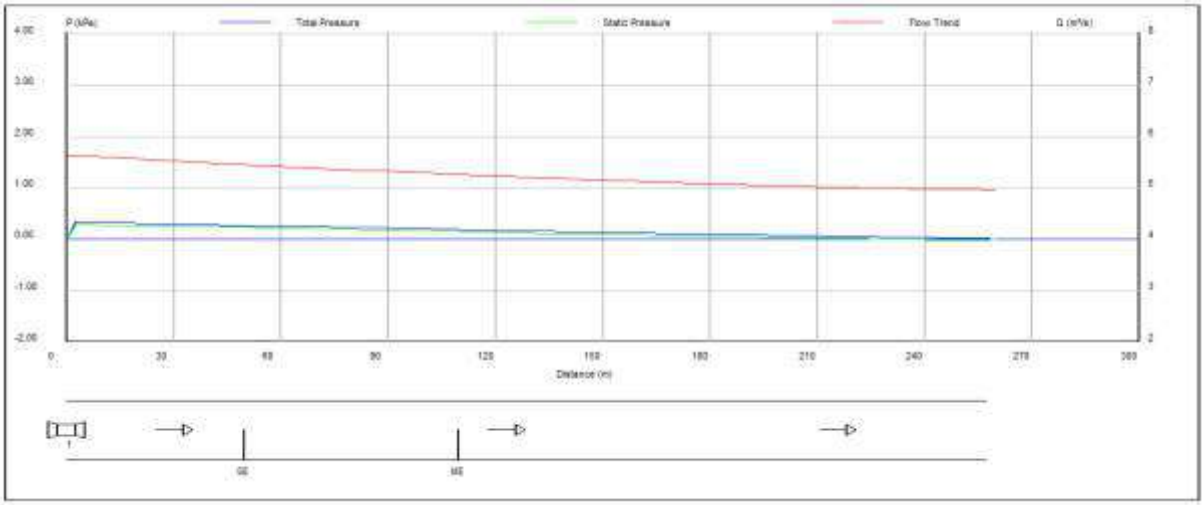
Şekil 10. %70 devir ile çalışmakta olan vantilatörün karakteristik eğrisi

DUCTSIM program çıktıları

Tali vantilatörden 5.63 m^3/sn hava çıkışı olmasına rağmen hava kaçakları fazla olduğu için arına 4.96 m^3/sn hava ulaştığı DUCTSIM programı ile elde edilmiştir (Şekil 11). Yani 270 m uzunluğundaki tali havalandırma bacasında toplam hava miktarı kaybı yaklaşık olarak 0.7 m^3/sn olarak hesaplanmıştır. Şekil 12'de tali havalandırma etüdünün grafiksel gösterimi verilmiştir.



Şekil 11. Gönderilen ve ulaşan hava miktarları



Şekil 12. Tali havalandırma etüdünün grafiksel gösterimi

SONUÇ VE ÖNERİLER

Bir yer altı kömür madeninde tali havalandırma etüdü neticesinde, ocaktan alınan ölçümler DUCTSIM programına girilerek vantilatörden çıkan hava miktarı 5.63 m^3/sn olarak hesaplanmıştır. Hava kaçakları fazla olduğu için arına 4.96 m^3/sn hava ulaşmaktadır. Yani 270 m uzunluğundaki tali havalandırma bacasında toplam hava miktarı kaybı yaklaşık olarak 0.7 m^3/sn olarak belirlenmiştir.

Bu değerler gerçekteki verilere çok yakın olduğu için programın doğru bir şekilde çalıştığı sonucuna varılabilir. Hava kaçaklarını azaltmak için vantüplerin ek yerleri daha doğru ve sızdırmaz bir malzeme ile kaplanmalıdır. Aynı zamanda arında patlatma yapılmadan önce vantüpün toplanarak etkilenmeyeceği mesafeye çekildikten sonra ateşlemenin yapılması daha sonra ise güvenliği sağlayarak vantüpün arına doğru çekilmesi gerekmektedir. Bu işlemler her ateşleme öncesi ve sonrası yapılarak vantüpün ateşleme sırasındaki fırlayan kaya parçalarından zarar görmesi engellenir ve hava akışının optimum bir şekilde devam etmesi sağlanmış olur.

KAYNAKLAR

Çetin, O. (1995). OAL işletmesinde mekanize galerilerde toz kontrolü. Eskişehir Osmangazi Üniversitesi. Yüksek Lisans Tezi.

Elmech Kazeten Katalog 4-2017. Retrieved from http://elmech-kazeten.pl/en/our-offer/air-duct-fans/

Güyagüler, T. (1991). Ocak havalandırması. TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını.

Herbert, M.J. (1990). Ventilation for development. Colliery Guardian.

McPherson, M.J., 1993. Subsurface Ventilation Environmental and Engineering. Chapman & Hall.

Önce, G., Saraç, S. (1986). Madenlerde havalandırma. Anadolu Üniversitesi Yayını.

Şensöğüt, C., (1994). Klasik ve kontrollü kısa devre havalandırma ile uzun hazırlık galerilerinde toz kontrolü. Madencilik Dergisi. 1, 33.

Verma, Y.K. (1981). Environmental aspects of auxilary ventilation. The Mining Engineer.

Vutukuri, V.S. (1986). Mine ventilation and environment. Department of Mining Engineering. University of New South Wales.

EXPLORATION AND EVALUATION OF OIL SHALE RESOURCES FROM ATTARAT AREA, CENTRAL JORDAN

K.M. Ibrahim [1], S. Aljurf [2], H.A. Rahman [2], C. Gülamber [3,*]

[1] *Department of Earth and Environmental Sciences, Hashemite University, Zarqa, Jordan*
[2] *Geology Department, Saudi Arabian Corporation for Oil Shale Ltd., Amman, Jordan*
[3] *Senior Consultant, Saudi Arabian Corporation for Oil Shale Ltd., Amman, Jordan*
*(*Corresponding author: cemal@innosys.com.tr)*
[3] *INNOSYS R&D Co. Ltd, Ankara, Turkey*

ABSTRACT

Extensive exploration, sampling and assaying program was carried out by the Saudi Arabian Corporation for Oil Shale Ltd (SACOS) for the oil shale resources in the Attarat area in central Jordan. The campaign was conducted through a detailed and systematic drilling program. A total of 2549 oil shale samples were analysed in INNOSYS labs in Turkey. The assaying consists of material balance by Fischer Assay on dry solids, proximate analysis, Q-bomb, ultimate analysis, total inorganic carbon (TIC), Total Organic Carbon (TOC), mineral identification by XRD and elemental analyses by XRF and ICP-MS. The results indicate that the average oil yield, TOC and calorific value of the oil shale are 7.85 wt.%, 10.59 wt.% and 1137.10 cal./g respectively. The oil shale is characterized by relatively high S content (2.33%) and low N content (0.36%). The average API gravity and API degree of the extracted shale oil is 0.98 (g/cm^3) and 14.10°. The oil shale is carbonate rich (CaO = 35.02%) with lesser amounts of silica (SiO_2 = 12.74%). The oil shale is enriched in Zn (810.68 ppm), V (361.62 ppm), Cr (329.71 ppm), Ni (162.51 ppm), and Cd (90.08 ppm).

Keywords: Oil Shale, Al Attarat area, Jordan**.**

INTRODUCTION

Oil shale is a sedimentary of rock containing varying amounts of solid organic substances mainly kerogen. Kerogen, a mineraloid or waxy mixture of hydrocarbon compounds is insoluble in common organic solvents (Qian and Li, 2010). Recently, oil shale has received more attention as an energy resource. Three trillion barrels of oil shale were reported around the world (Dyni, 2006). Jordan now ranks as the world's fourth country with its oil shale resource and estimated its surface and deep reserves of more than 70 billion ton. One of the best deposits of oil shale in Jordan among more than 24 deposits is Attarat Um Ghudran area (Hamarneh et al.,2006).

Saudi Arabian Corporation for Oil Shale Ltd (SACOS) signed in March 2014 with the Government of Jordan, a "Concession Agreement" for the exploitation of oil shale in block "AUG 22" of Attarat Umm Ghudran. SACOS Concession Agreement consists of Pre-development & Development Phases. At the end of Pre-Development phase, a "Bankable Feasibility Study (BFS)" will be issued by the year 2021. During this period detailed geological exploration program should be completed that includes drilling, collecting core samples, assaying and other activities. Based on the outcome of the BFS, SACOS will start the Development and Production Phase of Retorted Shale Oil. This phase will extend to 40 years with an expected investment size of US$1. 9 billion.

The main objective of this paper is to elucidate the organic and inorganic geochemistry of the oil shale in the SACOS concession area in the Attarat Um Ghudran and explore the vertical and spatial distribution of the analysed parameters.

GEOLOGICAL SETTING

The Attarat Um Ghudran oil shale deposit is located about 70 km south of Amman in central part of Jordan (Figure 1). The geological setting of Attarat Um Ghudran area is dominated by widespread deposition of carbonates and chert beds in the Late Cretaceous to Paleogene succession, represented by the Balqa' Group (Ghannam and Roussan, 2007).

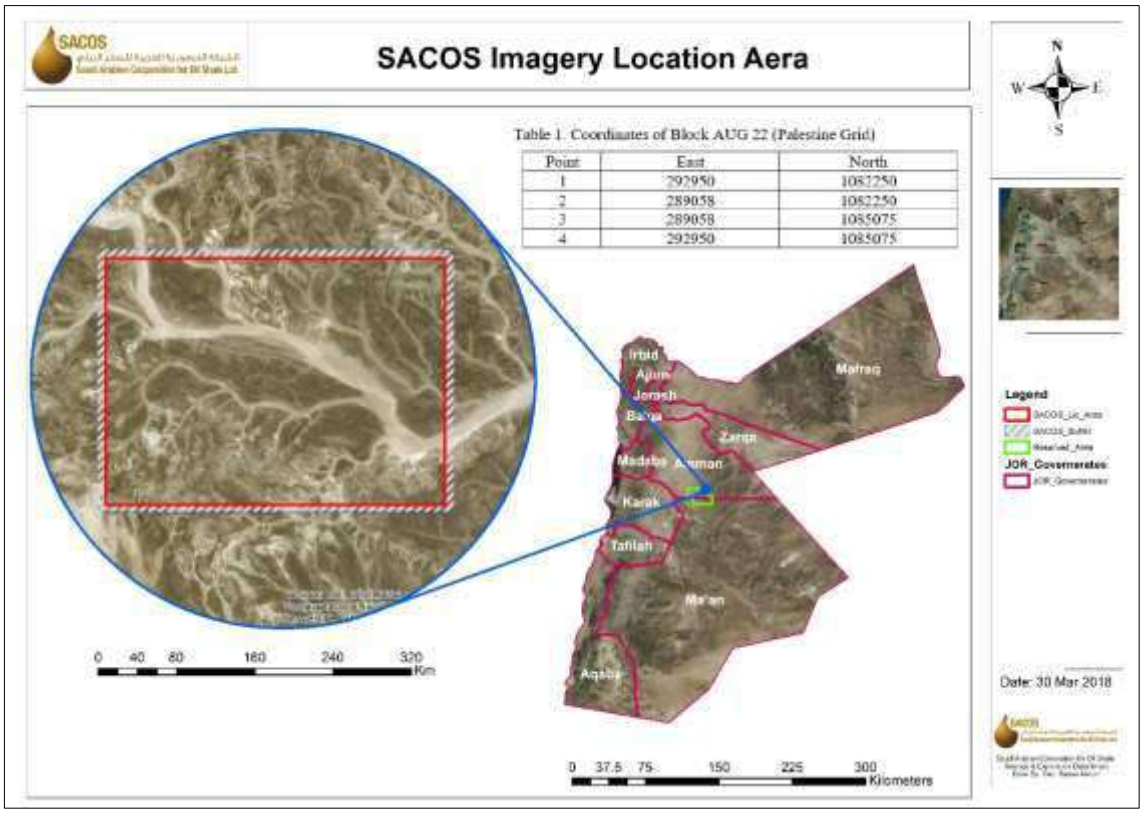


Figure 1. Location map of the study area

The study area is covered by sedimentary rocks ranging in age from the Late Cretaceous to the Eocene (Abu Qudeirah, 1994). The oldest rocks exposed represent the upper part of the Muwaqqar Chalk-Marl (MCM) Formation (Maastrichtian -Palaeocene) covered with the Palaeocene- Eocene Um Rijam Chert Limestone Formation (Figure 2). Oil shale deposits were reported in the MCM Formation. It occurs in the basal part of the MCM formation. The seams comprise marly limestone to chalky marl, interbedded with three to four dolomitic limestone marker beds. Phosphatic limestone and phosphate beds are abundant near the base. The organic matter is of heterogeneous nature and finely dispersed in the rock (Jaber et al., 2011).

The regional dip of the strata in the area is towards the northeast. The area is faulted and transacted by many faults mainly NW-SE trending. Faults of other directions are also reported (Figure 2). In general, the whole area is affected by the Swiaqa Faults system which occurs few kilometres to the north. It is an EW-trending strike-slip fault with dextral movement (Ibrahim et al. 2014).

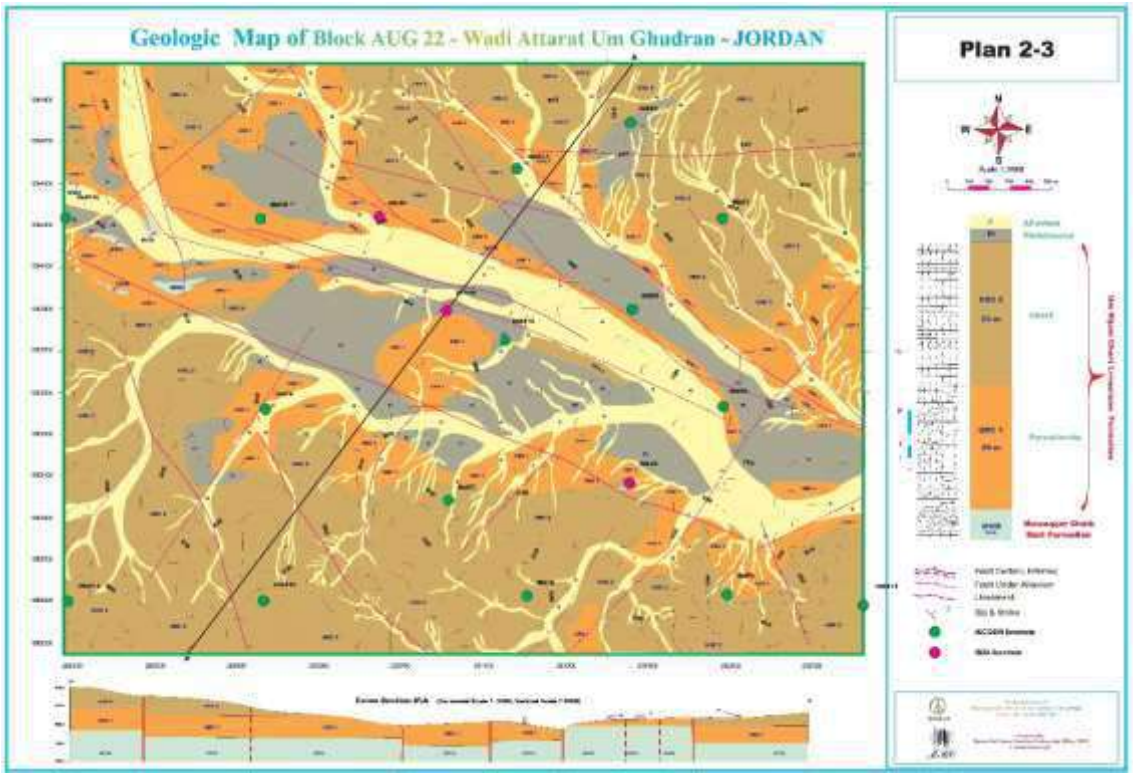


Figure 2. Geological map of the study area

METHODOLOGY

Drilling, Sampling and Core Logging

The objective of the exploration drilling is to assist description of subsurface geology, overburden thickness and distribution, oil shale thickness and distribution in SACOS concession area. The drilling was carried out in three phases to drill 53 boreholes; 2 boreholes were drill using complete coring from the surface to the footwall beds; 9 boreholes were drilled using complete coring from the overburden and the oil shale layers; and 42 boreholes were drill coring through the oil shale layers and destructive (cutting) drilling in the overburden. The boreholes were drilled in envelope grid with about 500 m spacing as is shown in Figure 3.

The borehole depths vary from 76 m to 1.89 m deep with a total meter drilled for the full project equal to 7028.6 m, core drilling makes about 2657.75 m. The samples were stored in plastic boxes. The core samples were cut diagonally into two halves, one halves was used for assaying and analysis and the other halve was kept in the stores. A total of 2549 oil shale rock samples were prepared each represent a length interval of about 1.3 m. Systematic core logging and photographing was conducted to all oil shale cores including detailed lithological and geotechnical description and stratigraphic logging (Figure 4).

Sample Preparation and Assaying

The 2549 oil shale samples were shipped to Ankara/Turkey to be analysed in Innosys R & D Engineering and Laboratory Limited Company. The detailed description of oil shale sample preparation is described in Gülamber et al. (2019). The samples when received, they were prepared following the ASTM-D 346 and ASTM-D 2013 standard test methods. Each test method was used for a specific group of analyses. The assaying consists of material balance by Fischer Assay on dry solids, proximate analysis,

Q-bomb, ultimate analysis, total inorganic carbon (TIC), Total Organic Carbon (TOC), mineral identification by XRD and analyses by XRF and ICP-MS for the major, minor and trace elements. The analyses were carried out following the related international standard procedures such as ASTM and TS ISO 1928.

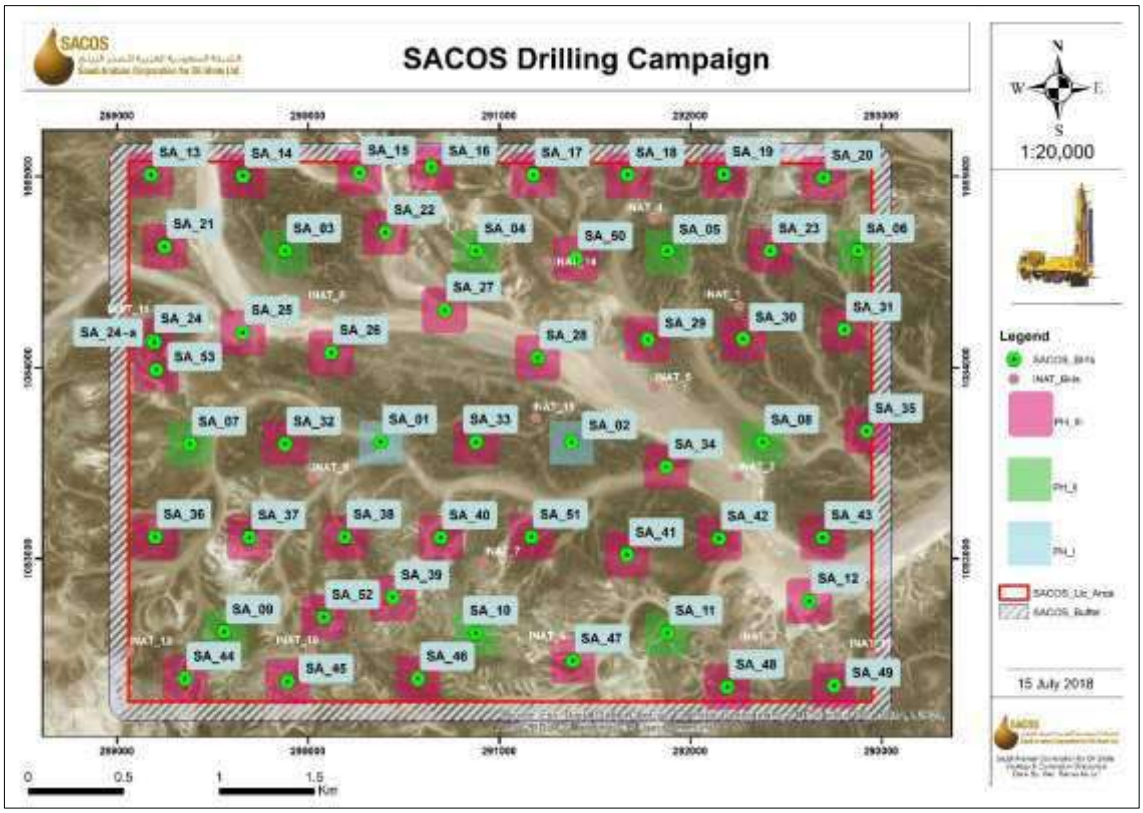


Figure 3. Location of boreholes

RESULTS AND DISCUSSION

Distribution of Overburden and Oil Shale

The overburden consists of alternated chert, porcelanite and limestone layers at the top as part of the Um Rijam Chert Limestone Formation underlain by marly limestone at the base belong to MCM. As shown in Figure 5. The overburden is variable in thickness from 40 m in the central eastern part to about 90 m in the north and north west.

The oil shale is very thick (120 m) close to the north-eastern border (Figure 6). In the north western corner, it is less than 13 m. The average oil shale thickness in the whole area is 64.5 m.

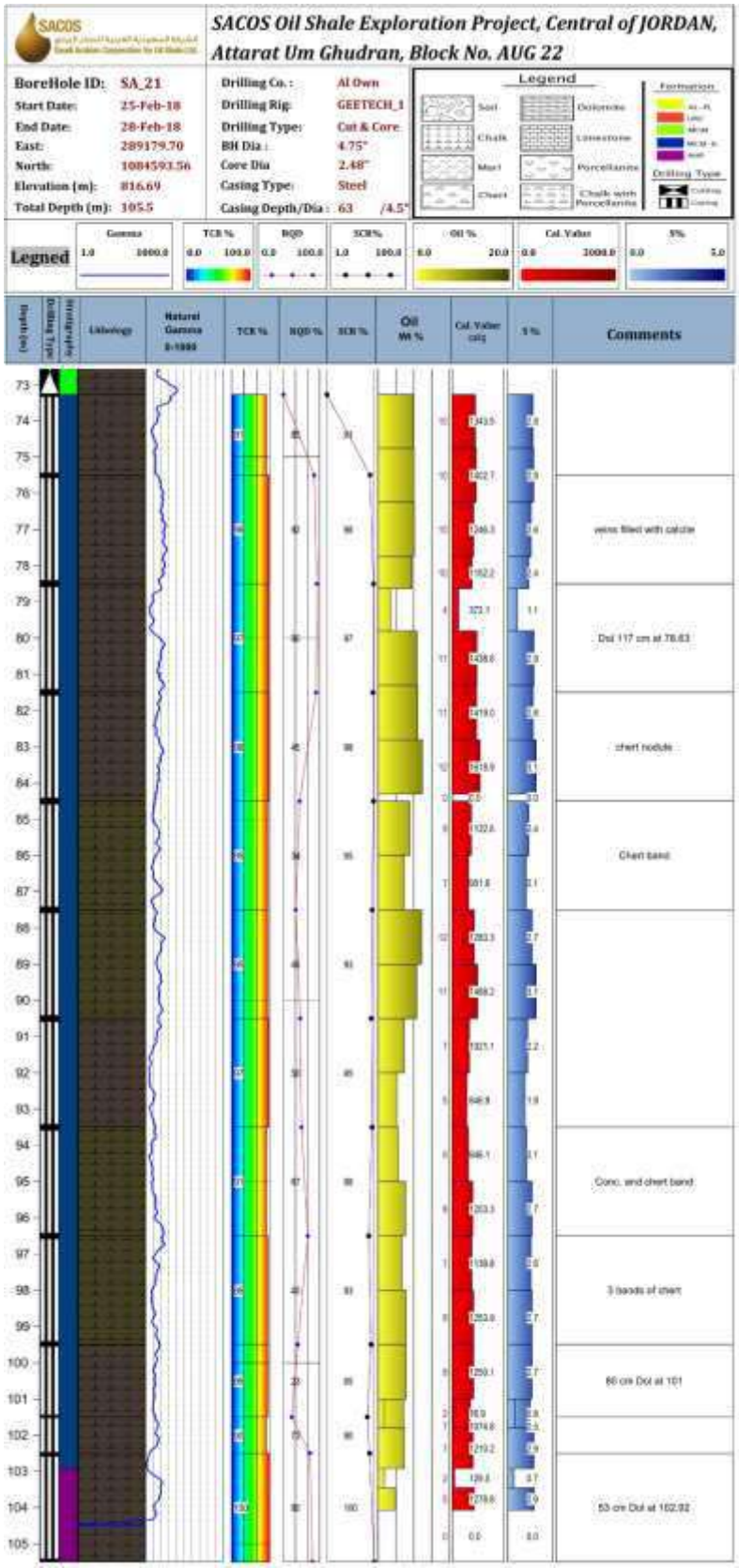


Figure 4. Borehole log

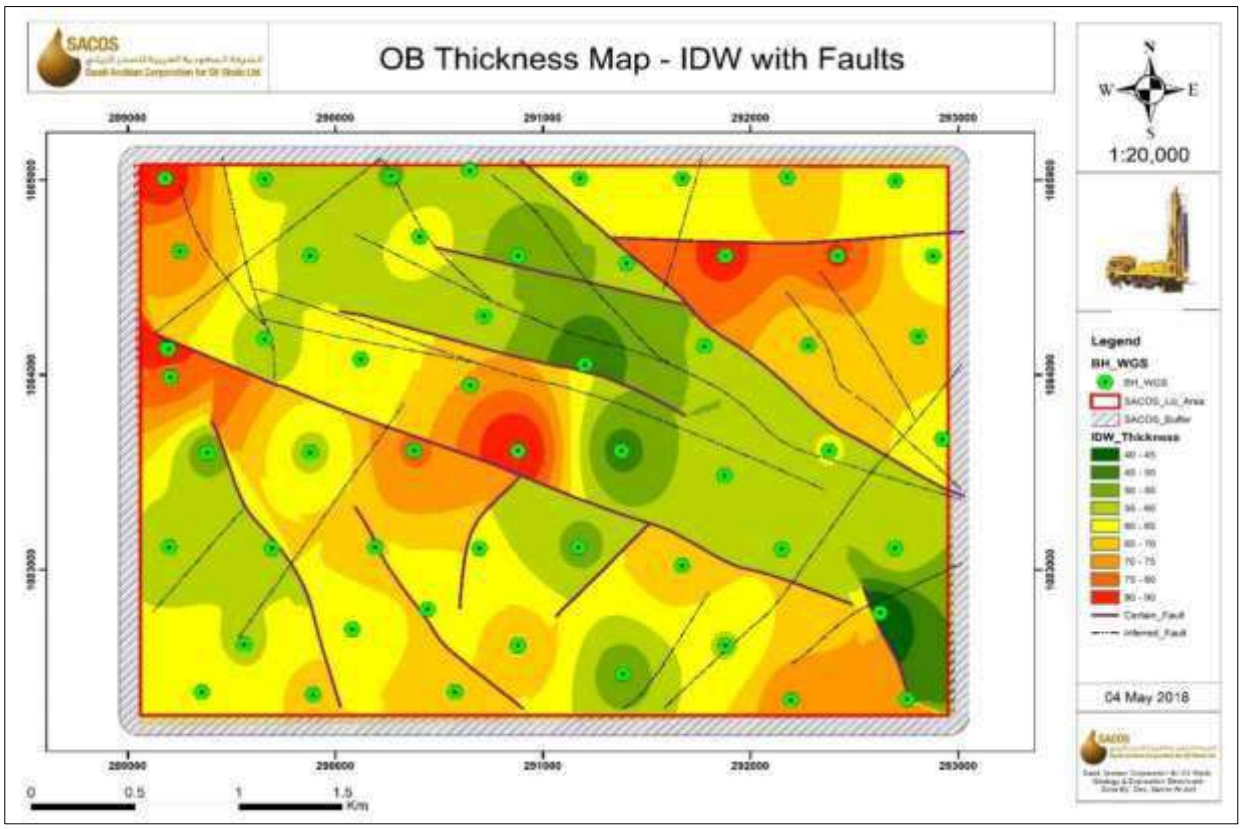


Figure 5. Overburden thickness map

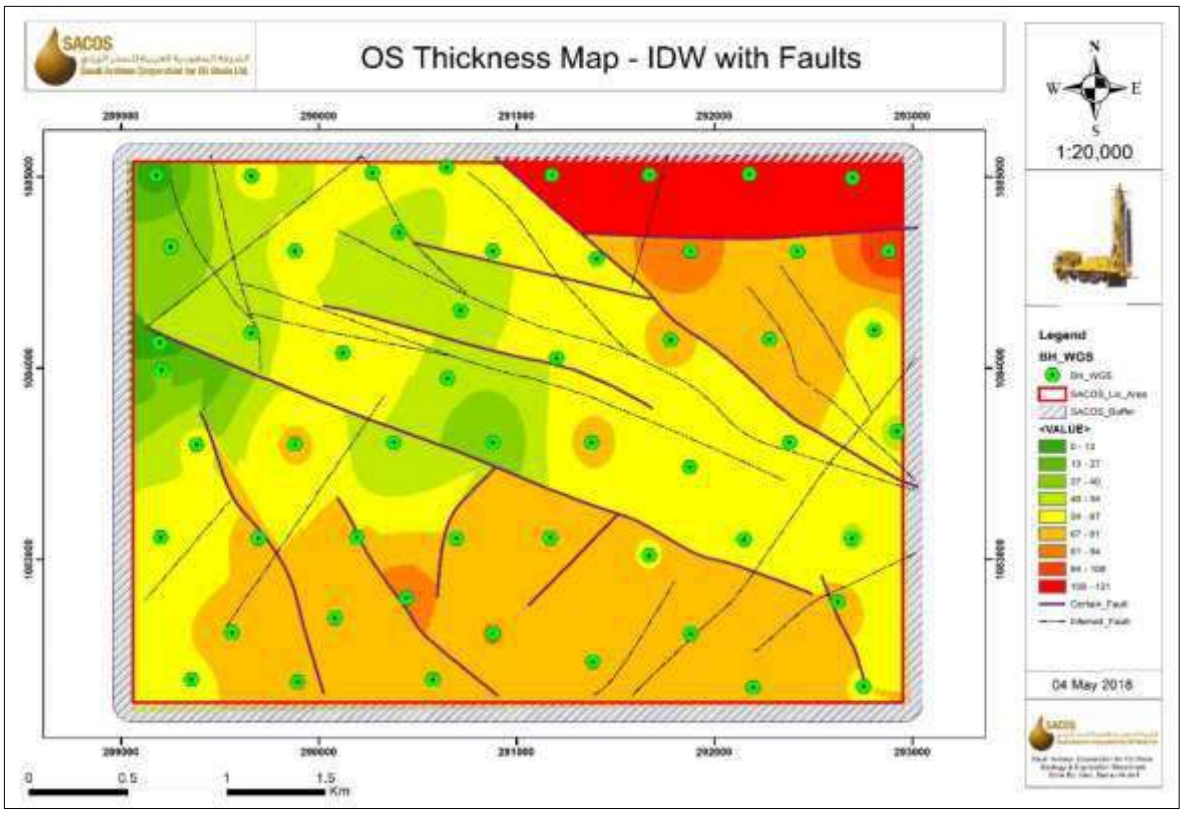


Figure 6. Oil shale thickness map

Petrography

Different types of skeletal grains have been found in the studied samples (Figure 7). Allochemical skeletal fossil fragments have included foraminifera microfossils. Microfossils grain sizes are 0.45 to 0.1 mm. Skeletal bone fragments are less abundances. They show elongated and branching shapes, sometimes they are fractured and with perforations.

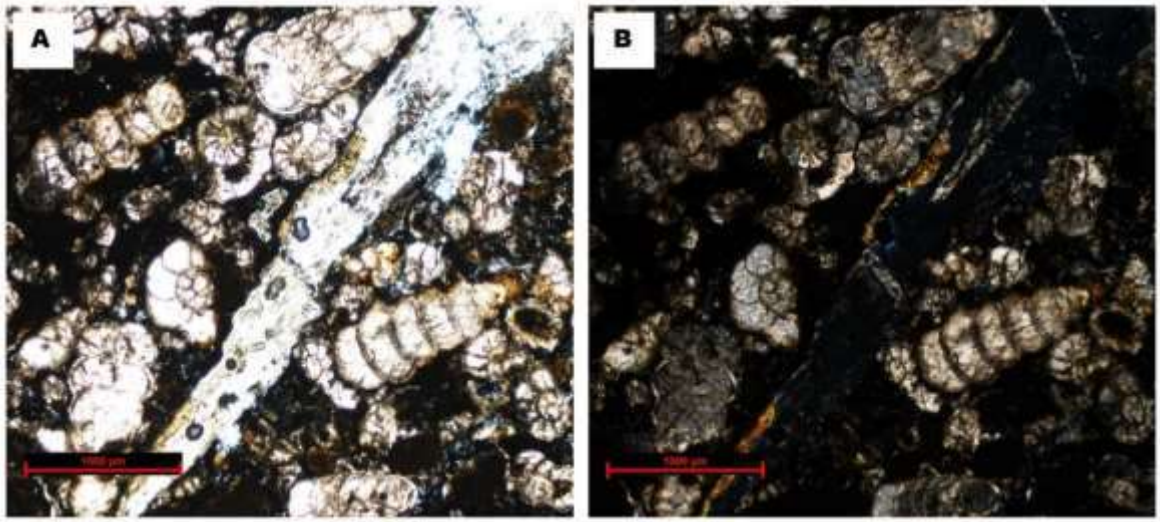


Figure 7. Photomicrograph of the studied oil shale: A in PPL, B in XPL

The bones are composed of apatite identified from being colourless in PPL view and having 1st order interference colour in XPL view. Irregular shape collophane clasts are less abundance. They are colourless to yellow in PPL view and are isotropic in XPL view. Apatite clasts are bind together by a massive microcrystalline calcite (micrite) that is greatly mixed with organic matter and iron oxides forming the matrix of the rock. Prominent preferred orientation of grains and matrix material in one direction giving the rocks its lamination structure is common. According to Hutton (1987), classification of oil shale samples is organic biomicrite based on Folk (1980), whereas as it is organic wacke to packstone according to Dunham classification.

Mineralogy of the oil shale

XRD results of several oil shale boreholes indicate that the mineralogy of Attarat Um Ghudran oil shale is uniform in all boreholes. Calcite is the primary component. It exists in all samples (Figure 8), oil shale is also rich in the mineral quartz. Minor minerals include gypsum, apatite and clay minerals. Dolomite has also been found in some of the oil shale samples. Oil shale from other parts of Jordan have shown similar mineralogy (Abed and Amireh, 1983).

Organic Geochemistry

Table 1 presents the summary statistics of the elemental analysis CNHS and the result of fisher assay for the studied samples. The oil content is between 0-22.08% with an average oil content of about 7.85%. The distribution of oil yield in the study area is shown in Figure 9. The average oil concentration is high in the south and southwest (Figure 9). This average oil yield is considered relatively high compared with other localities in Jordan.

There is a significant positive correlation between oil content and the calorific value, carbon, hydrogen and sulphur content (Figure 10). This trend was also described by Jaber et al. (2011). This may

indicate that the sulphur is quite associated with the organic matter. Figure 10 reveals to the negative relationship between oil content and TIC. The average API gravity and API degree of the extracted shale oil is 0.98 (g/cm^3) and 14.10°. The former varies from 0.932 to 1.2051 g/cm^3 while the later varies from 12.21 to 16.97°.

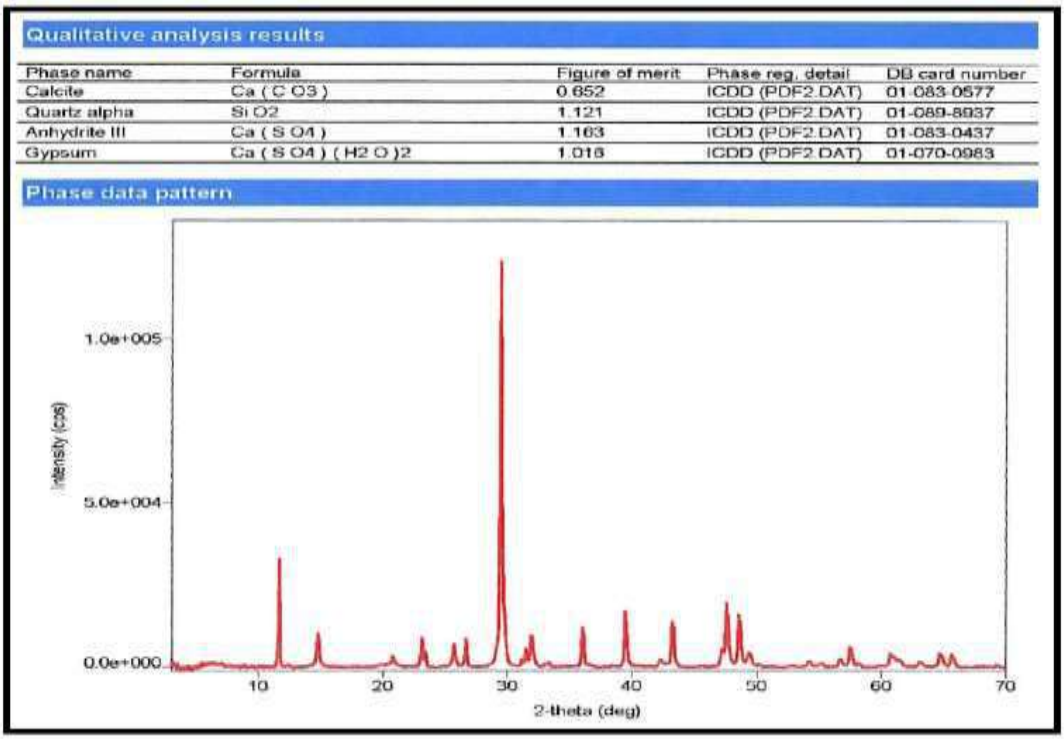


Figure 8. X-ray diffractogram of the studied oil shale

Table 1. Summary statistics of organic components

Variable	Minimum	Maximum	Mean	Std. deviation
Calorific Value (Cal/g)	0.00	3710.50	1137.10	532.29
N (%)	0.007	52.94	0.36	1.50
C (%)	2.23	40.40	17.90	3.89
H (%)	0.07	3.76	1.40	0.55
S (%)	0.08	7.66	2.33	0.91
TIC (%)	0.56	20.20	7.31	1.89
TOC (%)	0.11	33.24	10.59	4.58
Shale-Oil Production (%)	0.00	22.08	7.91	3.51
Gas-plus Loss (%)	0.00	12.30	2.52	1.26
Pyro-water (%)	0.01	23.45	2	1.93
Spend-Shale (%)	65.67	98.80	87.59	5.38

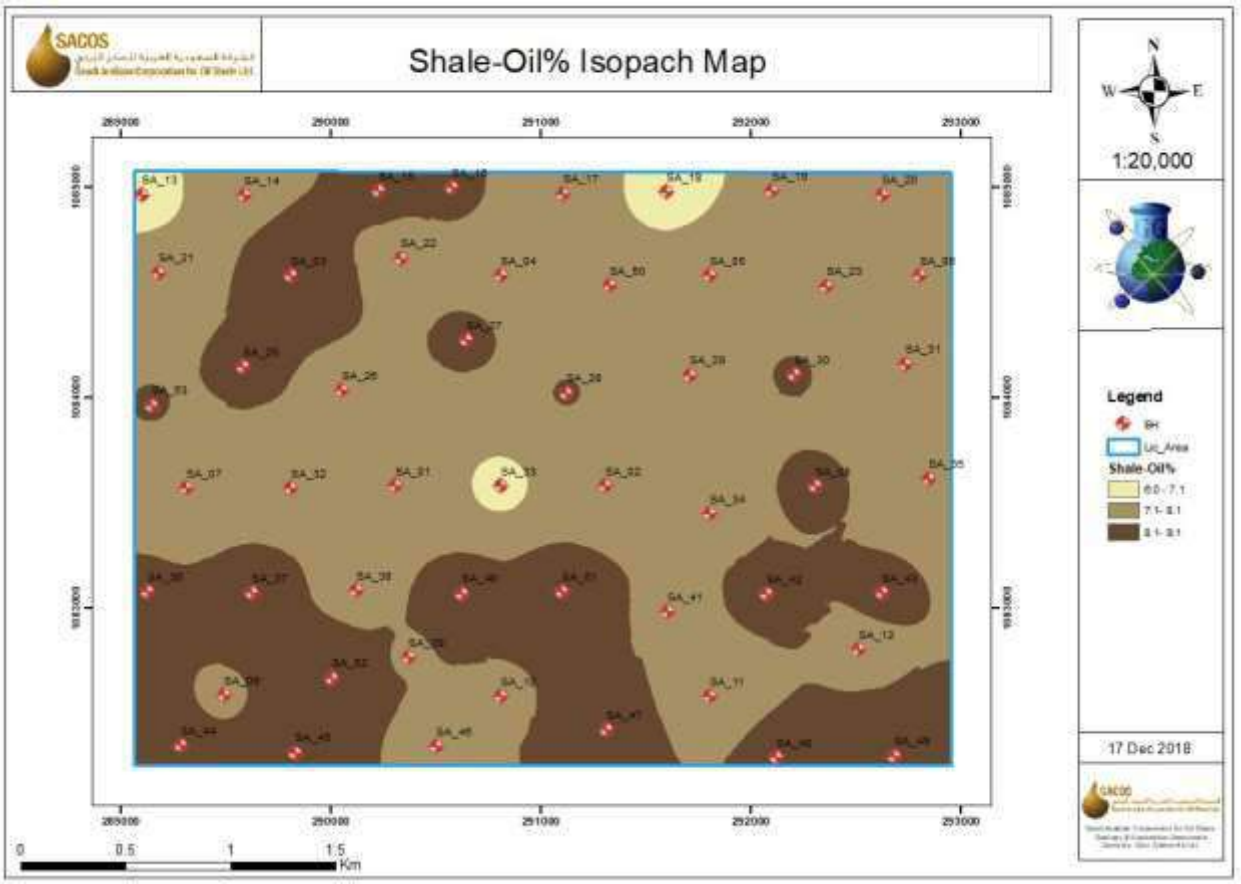


Figure 9. Isopach map of the average oil content

Major Elements Geochemistry

Table 2 presents the summary statistics of the major oxide and selected trace elements in the area. It can be noted that CaO is the dominant constituent in the studied oil shale sample. The average content of calcium oxide in the samples is 35%. It varies from a minimum of 5.35% to a maximum of 52.39%. The average content of silica in the samples is 12.74%. It varies from 2.12% to 83.78%. The correlation between CaO and SiO_2 is negative (Figure 11), this indicates that the host rock of the organic matter is mainly carbonate and to less extent siliceous rocks in form of porcelanite. The other oxides refer to presence of traces of gypsum, clays, phosphates and dolomite.

Trace Element Geochemistry

The chemical analysis was determined by ICP-MS. The results of summary statistics of selected trace elements of the oil shale for the studied samples from Attarat Um Ghudran deposits are given in part per million (ppm) in Table 2 The oil shale is highly enriched with Zn, V, Cr, Ni, Mo and others. This conclusion was also confirmed by many authors including Alali, (2006); Hamarneh et al. (2006); Ibrahim and Jaber (2007); and Ibrahim et al. (2018).

Zn is the most abundant trace elements in the studied oil shale samples. The average zinc content is 810.68 ppm with a maximum value of 5833.85 ppm. V is the second most abundant trace element followed by Cr and Ni (Table 2). A strong positive correlation is noticed between the trace elements and S or SO_3 as illustrated in Figure 12, which may indicate presence of metal sulphides associated with the organic matter.

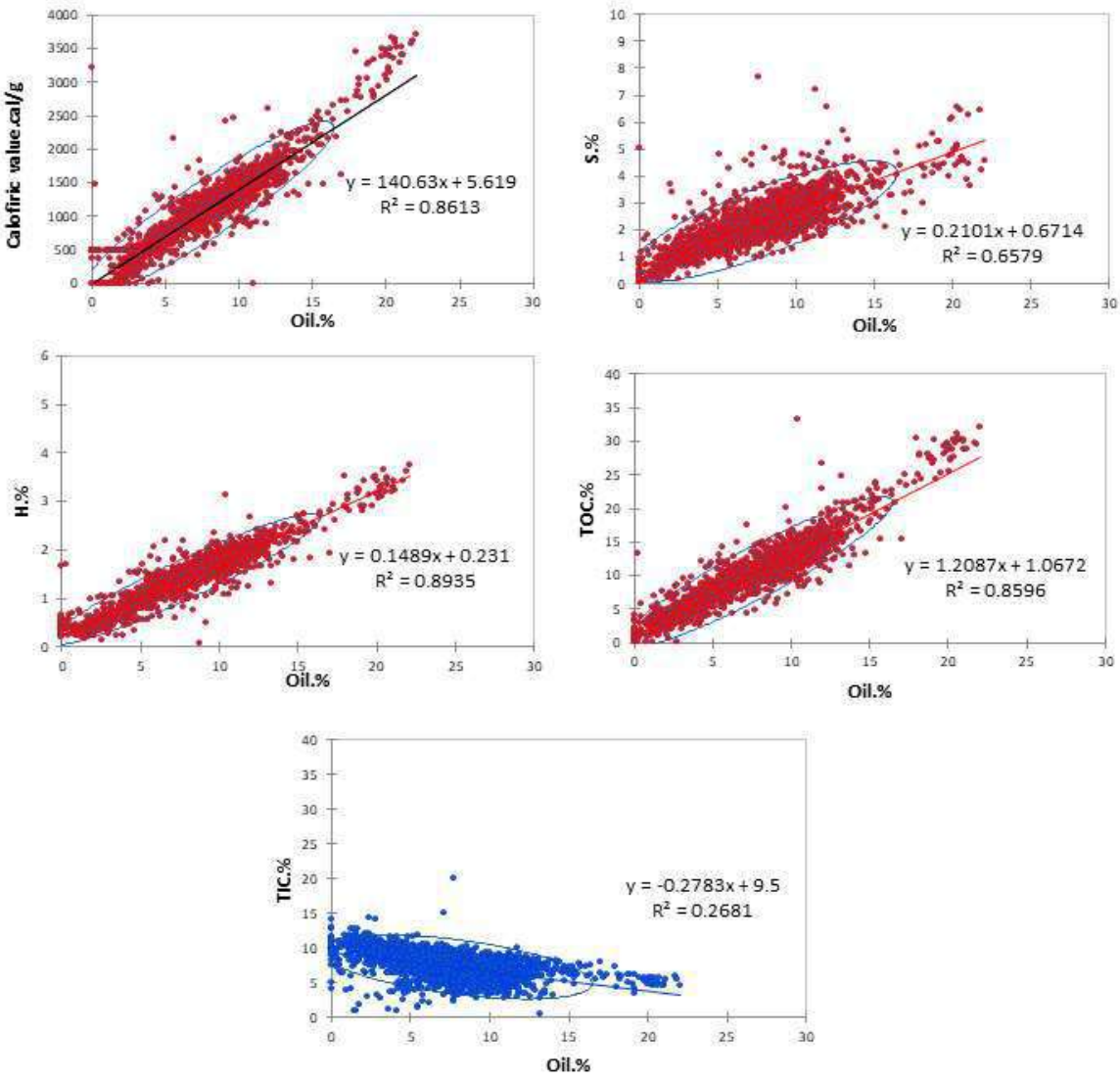


Figure 10. Relationship between oil content and other components

Table 2. Statistical summary for major oxide and selected trace elements

Variable	Min	Max	Mean	Std. deviation
CaO (%)	5.35	52.39	35.04	7.49
SiO_2 (%)	2.12	83.78	12.74	9.48
SO_3 (%)	0.19	13.67	5.83	2.27
P_2O_5 (%)	0.19	13.63	2.18	1.60
Al_2O_3 (%)	0.21	6.21	1.89	0.91
MgO (%)	0.10	14.09	1.19	2.42
Fe_2O_3 (%)	0.12	2.26	0.67	0.28
Zn (ppm)	91.90	5833.85	810.68	552.18
V (ppm)	49.11	1724.58	361.62	254.95
Cr (ppm)	74.59	779.24	329.71	125.75
Ni (ppm)	22.00	533.57	162.51	74.08
Cd (ppm)	1.35	325.42	90.08	53.46

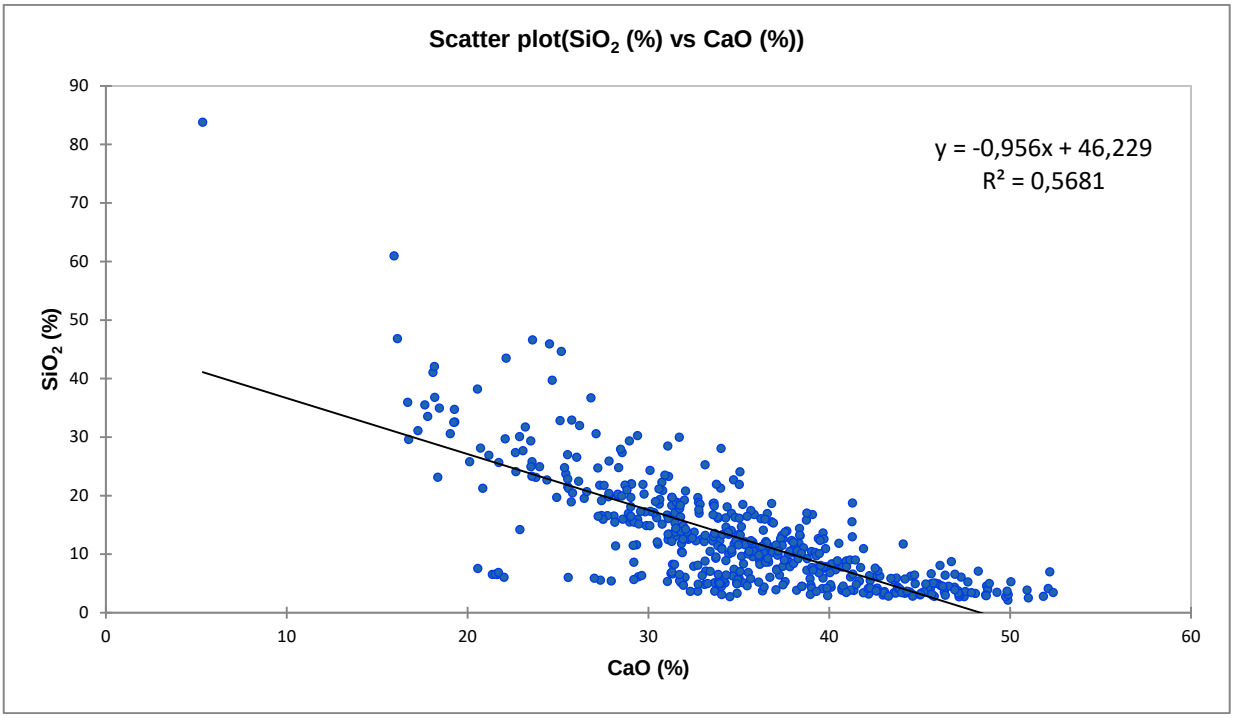


Figure 11. Relationship between CaO% and SiO_2%

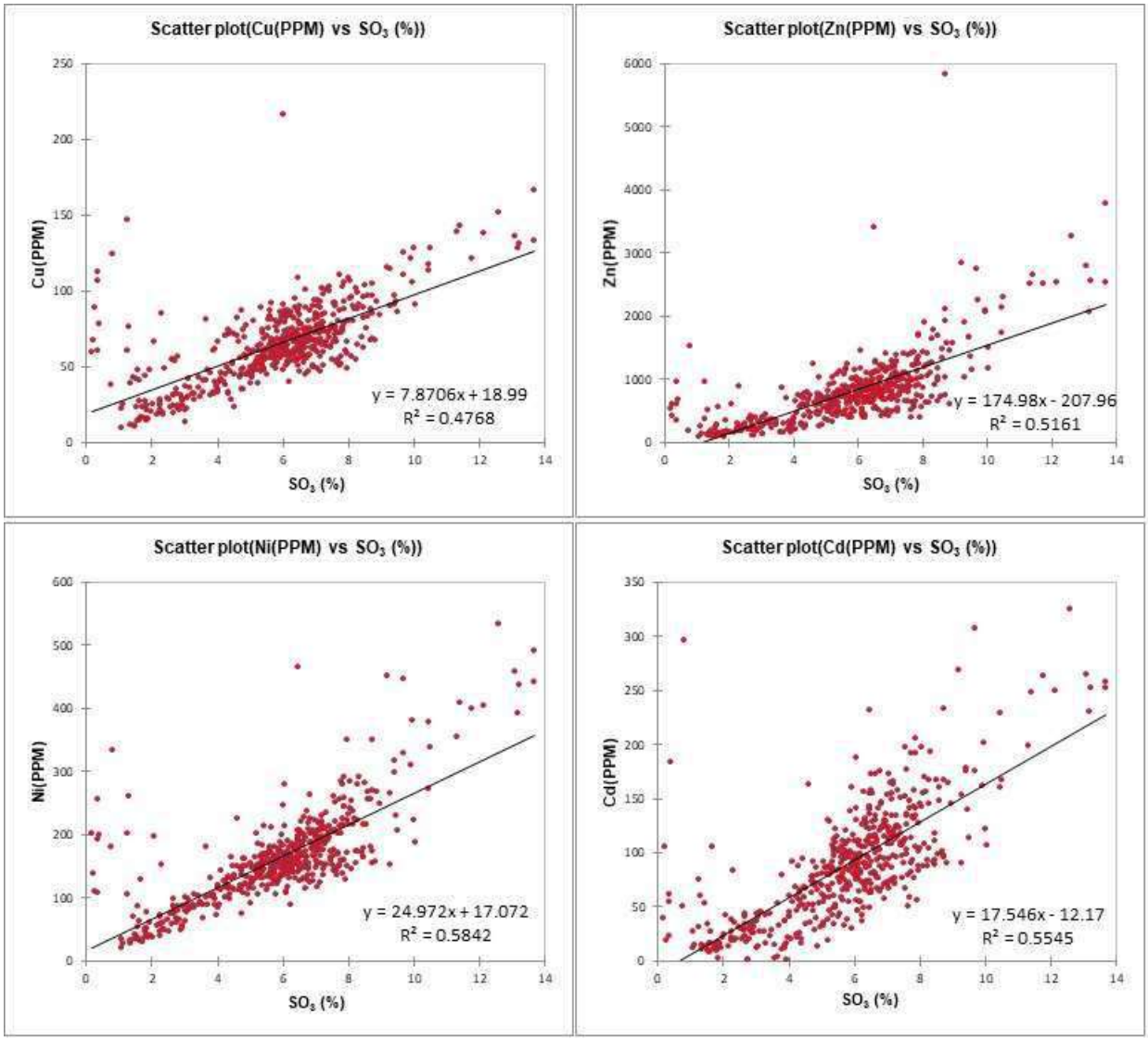


Figure 12. Relationship between SO_3% and selected trace elements

CONCLUSION

Thick oil shale layers occur in the Muwaqqar Chalk-Marl Formation in the SACOS Concession area. They are covered by chert limestone units of the Um Rijam Formation. Petrographically, the oil shale is organic matter-rich, foraminiferal carbonate and phosphate. It can be classified as is organic biomicrite or organic wacke to packstone. The oil shale is uniform with regards to its mineral content. It consists of calcite, silica as quartz, phosphates as apatite, and minor amounts of clay minerals.

The average oil yield is relatively high compared with other localities in Jordan. The average oil yield, TOC and calorific value of the oil shale are 7.85 wt.%, 10.59 wt.% and 1137.10 cal./g respectively. The average API gravity and API degree of the extracted shale oil is 0.98 (g/cm^3) and 14.10°.

CaO is the highest major oxide followed by SiO_2, which reveal the carbonate nature of the oil shale with subordinate silica phase. The most abundant trace elements in the oil shale are Zn and V. They are most probably related to metal sulphides associated with the organic matter.

ACKNOWLEDGMENTS

The authors are grateful to the Saudi Arabian Corporation for Oil Shale Ltd. (SACOS) represented by Engineer Hashim Thallab (President & Board Member) for allowing to use their data. Many thanks are also for SACOS grant to participate in the 26th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, April 16-19, Nisan 2019 Belek/Antalya.

REFERENCES

Abed, A. M., & Amireh, B. S. (1983). Petrography and geochemistry of some Jordanian oil shales from north Jordan. *J petrol geol*, *5*, 261–274.

Abu Qudairah, M. (1994). Wadi Attarat Umm Ghudran Map Sheet 3252I scale 1:50,000. Geological Mapping Division, Ministry of Energy and Mineral Resources, Jordan.

Alali, J. (2006). Jordan oil shale, availability, distribution, and investment opportunity, International Conference on Oils Shale: "Recent Trends in Oil Shale", 7-9 November, Amman, Jordan.

Dyni, J. R. (2006). *Oil shale developments in the United States // Oil Shale*. Vol. 23, No. 2. P. 97–98

Folk, R. L. (1980). Petrology of sedimentary rocks. Austin, Tex, Hemphill Pub. Co.

Ghannam, A., & Roussan, A. (2007). Wadi Attarat Um Ghudran oil shale deposit. internal report, Exploration Studies Division, Geology Directorate, Natural Recourses Authority, Amman, Jordan.

Gülamber C., Ibrahim K. M., Aljurf, S., & Abdel Rahman, H. (2019). Introduction of analytical methods for oil shale resource evolution. 26th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, April 16-19, Nisan 2019 Belek/Antalya.

Hamarneh, Y., Alali, J., & Sawaged, S. (2006). Oil Shale Resources Development in Jordan. *Amman: Natural Resources Authority of Jordan*.

Hutton, A. C. (1987). Petrographic classification of oil shales. International Journal of Coal Geology, *8*, 203–231.

Ibrahim K. M., Aljurf, S., & Abu Hawas, J. (2018). Metal sulphides associated with Attarat oil shale, Jordan. 2nd International Oil Shale Conference (BAU-SIOSC) October 9-11, 2018, As Salt- Jordan.

Ibrahim, K. M. & Jaber, J. O. (2007). Geochemistry and environmental impacts of retorted oil shale from Jordan. *Environmental Geology, 52*, 979–984.

Ibrahim K. M., Moh'd B K, Masri A. I.; Al-Taj M. M., Musleh S. M., & Alzughoul K. A. (2014). Volcanotectonic evolution of central Jordan: evidence from the Shihan volcano. *Journal of African Earth Sciences, 100*, 541–553

Jaber, J.O., Amri, A., & Ibrahim, K. (2011). Experimental investigation of effects of oil shale composition on its calorific value and oil yield. *Int. J. Oil, Gas and Coal Technology*, *4*, pp.307–321.

GEOTHERMAL COMBINED HEAT & POWER PLANTS AND DIRECT USE APPLICATIONS IN TURKEY

E. Kaymakci [1,] *, T. Koelbel [2]

[1]*EnBW Energie Baden-Württemberg AG., Research and Development*
([*]Corresponding author: e.kaymakci@enbw.com)
[2] *EnBW Energie Baden-Württemberg AG., Research and Development*

ABSTRACT

Turkey is a region with abundant geothermal energy resources and ranked the seventh in the world in terms of this type of energy resources. The country takes place among the top five in the world on the execution of geothermal energy and thermal spring applications. The large part of Turkey's geothermal potential is appropriate for direct heating applications and the rest for electricity production. When heating and electricity production are combined in one circuit, the utilization of the geothermal resources becomes more productive and the economics of the complete system are improved dramatically. In these applications so called Combined Heat and Power Plants (CHP) geothermal fluid is further utilized for heating purposes after being used for electricity generation. Recently, geothermal electricity production developed rapidly in Turkey. Mostly high temperature resources have been utilized in this development, but the biggest part of the country's geothermal potential is more composed of low temperature resources. Therefore, it is important to exploit low temperature geothermal resources in Turkey with an efficient and cost-effective way. In this study, an overview of economic and environment benefits of using geothermal sources for both direct heating and combined heat power plants in Turkey is presented.

Keywords: Geothermal, combined heat and power plants, district heating, Turkey

INTRODUCTION

Along with the slowly emerging consciousness about environmental degeneration, energy production from renewable energy sources is gradually becoming more important. Geothermal energy is one of the renewable energy sources that has shown serious growth over the last decade all over the world. Turkey has been in the forefront regarding geothermal development in recent years due to an increase on its installed geothermal power production capacity from 30 MW in 2008 to 1,100 MW in 2017. The country's total theoretical geothermal electricity production potential is estimated at 4,500 MW (TJD , 2013) so it means that in use of geothermal sources Turkey reached the 24% of its total geothermal electricity potential as of 2017.

Turkey is located in the Alpine-Himalayan belt and has ample geothermal sources. The country's geothermal potential is estimated to be 31,500 MW_t and about 78% of this potential is concentrated in the Western Anatolia (See

Figure *1*).

Geothermal energy is a thermal energy that exists as heat in the Earth's interior and it can be used both for electricity generation and heating. In the transition from conventional energy production technology to clean energy generation technologies at which renewable energy sources are used, geothermal energy plays an important role. Especially low-temperature geothermal sources have a high potential in the world. In order to make the most exploit of this low temperature

geothermal sources, combined use of heat and power is important because it increases the efficiency of the energy complex. Moreover, low temperature geothermal resources also fit perfectly for direct heat use applications that is the oldest and most common form of geothermal exploitation.

Turkey is a developing country. The energy demand in the country grows every year at a rate of 4.5% to 7%, and 75% of this demand is met by imported fuels. That's why energy dependence on imported resources has become an important issue for the country.

Even though Turkey has abundant geothermal energy resources, the country has not yet employed these resources adequately. Direct use of geothermal energy should not be neglected although generating electricity is today the focal point because the need and value of electricity has increased. CHP plant should be applied more to decrease the energy demand both in electricity and heating on imported fuels.

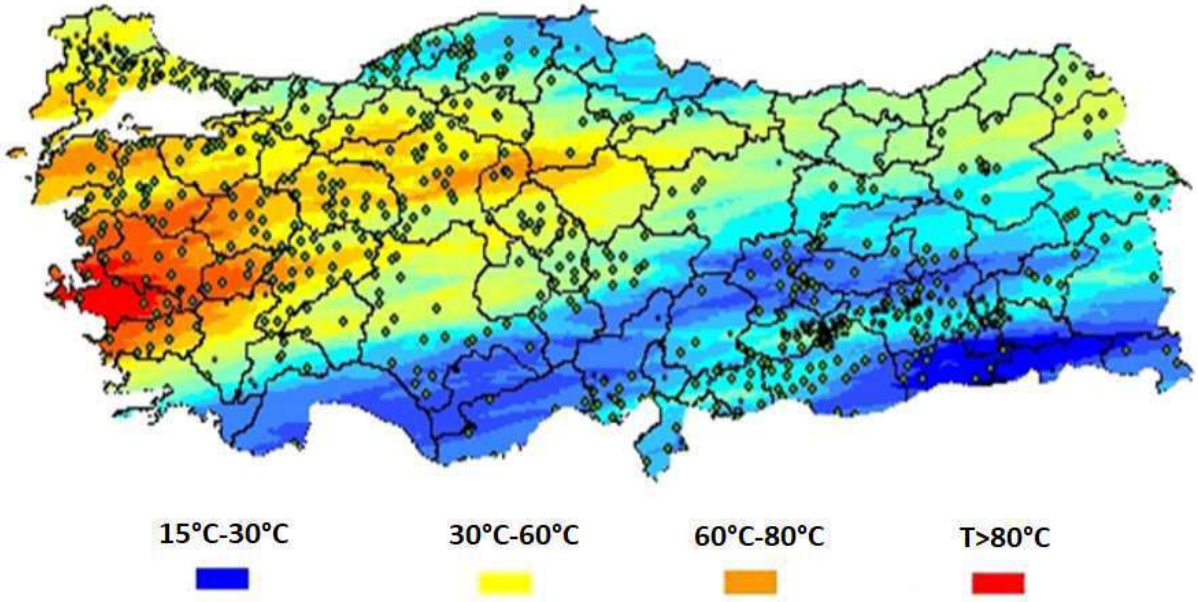


Figure 1. Geothermal temperature distribution map of Turkey (Basel et al., 2008 b)

DIRECT USE

Geothermally heated waters can be used for many applications. Those which are in the low to moderate temperature range such as 20-150 °C are widely utilized for direct heating applications. This is defined as the direct use of geothermal energy.

The direct use of geothermal energy goes back thousands of years. At first, people began to use hot springs for bathing, cooking food etc. Nowadays, hot springs are still commonly used to provide people with spa services, but the direct use of geothermal energy are more developed in modern ways.

In modern direct use applications, a well is drilled into a reservoir to bring the geothermal water up to the surface. The water that is brought up to the surface passes through a mechanical system mainly piping and a heat exchanger to deliver the heat directly for its intended use. The most common direct uses of geothermal energy are heating either individual houses or whole towns (district heating), greenhouse heating, heating water for fish farms, agricultural drying and various industrial processes.

In Turkey, geothermal energy is mostly used in direct heating of residences, greenhouses, thermal facilities and for balneological purposes. Today, the total installed capacity of the geothermal direct use applications in the country has reached at 3322,3 MWt and these applications are comprised of residential heating, greenhouse heating, thermal facilities, balneological use, agricultural drying and heat pump applications (Mertoglu et al. , 2016). By 2020, the total installed geothermal direct use capacity is estimated to reach at 8300 MWt (Erdogdu, 2009). Existing geothermal district heating systems in Turkey are presented in Table 1 (The Turkish Geothermal Association, 2018).

Table 1. District Heating Systems in Turkey

Plant	Capacity
District Heating	116,000 Residences Equivalence 1033 MW_t
Greenhouse Heating	~ 4 Million m^2 820 MW_t
Thermal Facilities Heating	46,000 Residences Equivalence 420 MW_t
Balneological Use	4000 Spas, Thermal Facility 1005 MW_t
Geothermal Heat Pump	42.8 MW_t
Agricultural Drying	1.5 MW_t
Total Geothermal Heat Use	3322,3 MW_t 320,000 Residences Equivalence

COMBINED HEAT AND POWER (CHP) PLANTS

Combined heat and power (CHP) is a system where power (usually electricity) and usable thermal energy (for both heating and cooling) are simultaneously produced via a single process. As the production of power and heat is combined in CHP technologies, much less fuel is used to produce these two energies, than if produced separately. CHP plants are not an unfamiliar use of energy, on the contrary, they are commonly used in industrial applications by exploiting the energy either from conventional fossil fuels or renewable energy sources. In other words, CHP works with almost every fuel. Especially in the geothermal energy field, the use of low temperature resources that are down to 98°C for both producing electricity and heat has been becoming widespread for ten years.

The main reason of using CHP instead of producing electricity and heat separately is that these systems make the production processes more efficient by using the energy source twice. Moreover, the overall amount of fuel required to produce both electricity and heat are reduced. CHP has enormous potential to conserve energy resources and reduce environmental pollution. This system can be beneficial for companies and communities that are continuously in need of high amount of electricity, heating and cooling. CHP becomes even more attractive if the considerable amount of electricity generated in the process is consumed internally. In such cases, CHP is better to be used more than power generation alone.

Power generation from low temperature geothermal sources is often not economical, since the net power plant efficiency for Organic Rankine Cycle (ORC) units might differ from 12% down to 7% if the temperature varies from 150°C to 90°C (Rafferty , 2000)

EFFICIENCY, ECONOMIC AND ENVIRONMENT BENEFIT ANALYSIS

Thermodynamic, economic and environmental analysis are performed to analyze the alternative geothermal energy scenarios that are direct use, CHP and power production alone.

Thermodynamic Analysis

Efficiency is a performance measure for processes and calculated as the ratio of output to input. The first law efficiency that is also called thermal efficiency or energy efficiency represents how well the thermodynamic cycle of the system converts the thermal energy into the mechanical power. The second law of thermodynamics explains that heat cannot be converted into work without causing some waste heat due to the increase in entropy. In other words, the first law efficiency is not sufficient alone to evaluate the performance of a thermodynamic cycle. Therefore, the first and second law efficiency (exergy efficiency) of the cycle are reviewed.

The 1st law efficiency of the thermodynamic cycle is defined as (Cengel & Boles, 2011);

$$\eta_{\mathrm{I}} = \frac{\text{power output}}{\text{total heat input}} \tag{1}$$

The 2nd law efficiency of the thermodynamic cycle is defined as (DiPippo, 2004);

$$\eta_{\mathrm{II}} = \frac{\text{power output}}{\text{available work of the motive fluid serving as the energy source for the plant}} \tag{2}$$

The reference state is considered 15 °C and 1 bar for the exergy efficiency calculation.

Economic Analysis

To thoroughly examine the benefits of different geothermal plant concepts, an economic assessment is of prime importance. In this study cumulated cashflow and net present value (NPV) are reviewed as economic parameters.

According to the equation below the cashflow can be calculated by the difference between revenues and total costs.

$$\mathrm{CF} = \text{Net Revenue from Operations-Capital Expenditures} \tag{3}$$

NPV is used to analyze the profitability of a project. It discounts all the future cash flows obtained from a project to the present, excluding the initial investment (Vernimmen et al., 2014). In other words, NPV compares the present value of future cash flows with the cash flows of today. An investment can add profit to the firm if NPV is above the zero line, therefore investors seek to undertake projects with high NPV values. The discount rate and inflation rate assumed in this economic evaluation are 6% and 2.5% respectively. The lifetime of the alternative geothermal energy scenarios is considered as 20 years.

$$\mathrm{NPV} = \frac{\text{Cash Flow}}{(1+i)^n} \tag{4}$$

Here i is the discount rate and n is the period number.

For the economic evaluation of the alternative concepts the estimated specific costs are listed in Table 2. The total well costs (drilling, well completion and testing including pre-planning data acquisition and insurance) of $10 million USD (Koelbel, 2018) are assumed per one production well and one injection well in the conditions of Turkey. Moreover, 5% of the total capital costs are applied for the operation and maintenance. Same ratio is applied for the project management (Benz, 2017).

Balance of plant costs (electrical, civil, mechanical) including the thermal loop system are assumed %40 of the ORC Power Plant Cost (Koelbel, 2018). The capital investment costs of a CHP plant will consist of the cost of power plant, the cost of heating plant (heat exchanger, pumps etc.) and the cost of heating network. The length of the heating network is assumed 5 km. Operating and maintenance costs for the heating plant is set to 2.5% of the total investment costs (Gudmundsson et al., 2013). Furthermore, it is assumed that the electricity produced by the geothermal power plant would be fed to the national grid in tariff. There is a feed-in-tariff scheme established by the Turkish government to encourage investors for renewable energy projects in which the selling price of electricity produced with geothermal sources is 10.5 USD cents per kilowatt hour (Presidency of the Republic of Turkey Investment Office , 2018). It is assumed that the feed-in-tariff runs for 20 years after the power plant is officially commissioned. Furthermore, a specific heat price of 6,8 USD cents per kilowatt hour is assumed (Reith , 2017).

Table 2. Specific Costs (Koelbel, 2018)[1] (Benz, 2017)[2]

Parameter	Unit	Value
ORC Power Plant[1]	$/kW$_e$	1,500
Heating Plant[2]	$/kW$_t$	45
Heating Network[2]	$/Km	500,000

Environmental Benefit Analysis

The environmental benefits of geothermal energy are mainly measured by the decreased emissions of CO_2. The yearly avoided CO_2-equivalent emissions are primarily the emissions caused by conventional systems and can be calculated as follows:

$$E_{CO2,reduced} = P \times e_{CO2,}$$

where P and e are the power generation (kWh) and the CO_2 emissions of electricity production (gCO_2eq/kWh) from conventional systems.

Example Analysis

To explain the technical and economic differences of the three different geothermal applications (CHP, power generation alone or direct use) made by using a low temperature resource, assume a geothermal plant with a resource temperature of 150°C and flow rate of 90l/s (one production and one injection well). A scheme of the three different geothermal concepts is shown in

Figure 2.

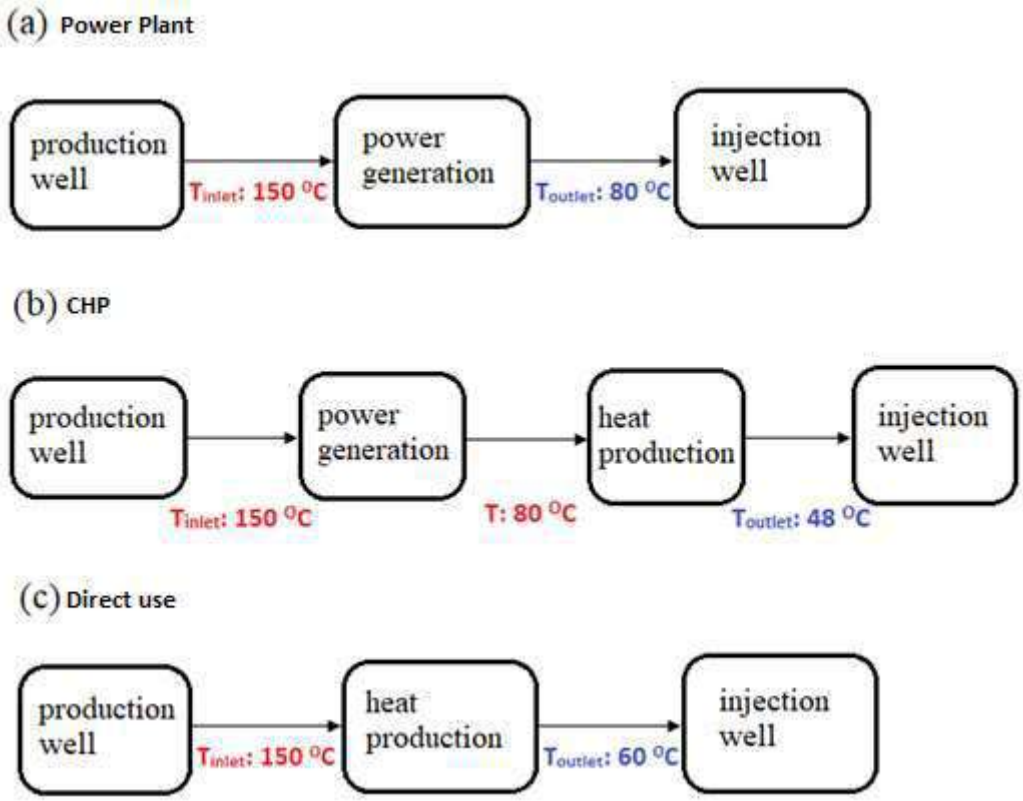


Figure 2. Different geothermal concepts

Firstly, let's assume the geothermal plant will only generate power and the geothermal fluid will be cooled to 80°C. The total energy amount exists in the geothermal water (including estimated gas and steam amount) would be 28,094 kWt that is the combination of geothermal energy supplied to the power plant plus parasitic load requirements for the equipment (heat exchangers, pumps, cooling tower, etc.) plus waste heat in the brine reinjected to the reservoir. As this is a low temperature geothermal resource, the power plant type would be very likely binary (ORC) and thus the maximum thermal efficiency of the power plant would be around 10% (Rafferty , 2000). Based on these fuel input parameters, the power production of the plant would be 3,090 kWe. And the exergy efficiency of the power plant would be 34%.

Secondly, suppose that the geothermal plant will generate power plus heat through recovery of waste heat for beneficial uses. In this case, the energy exists in the geothermal water would be used much more efficiently as a CHP plant is installed under the same resource conditions. After generating electrical power in amount of 3,090 kWe, the waste heat would be used for heating in the form of hot water and the thermal power that can be utilized in the system would be around 4,158 kWt. This means that more energy would be generated by using the same amount of geothermal resource and the first and second law efficiency of the cycle would increase to 40% and 47,5%, respectively.

Thirdly, it is possible to use the same geothermal resource only for heating purposes. As known by the second law of thermodynamics, it is not possible to utilize the complete amount of energy entering the system, since there would be energy and exergy lost in the components of the heating plant. Usually, the maximum energy efficiency is in the range of 42-54% (Kecebas & Gedik , 2010; Ozgener & Dincer, 2005; Ostergaard & Lund, 2011). In case the geothermal heating plant is designed with 50% energy efficiency, considering the resource conditions mentioned above, so the exergy efficiency would be 51%. Thereby the exergy efficiency of the geothermal heating plant

concept would be higher than the exergy efficiency of the concepts of power production alone and CHP plant.

Exemplarily in

Figure *3* second law efficiencies for power plant, CHP and heating plant concepts are shown.

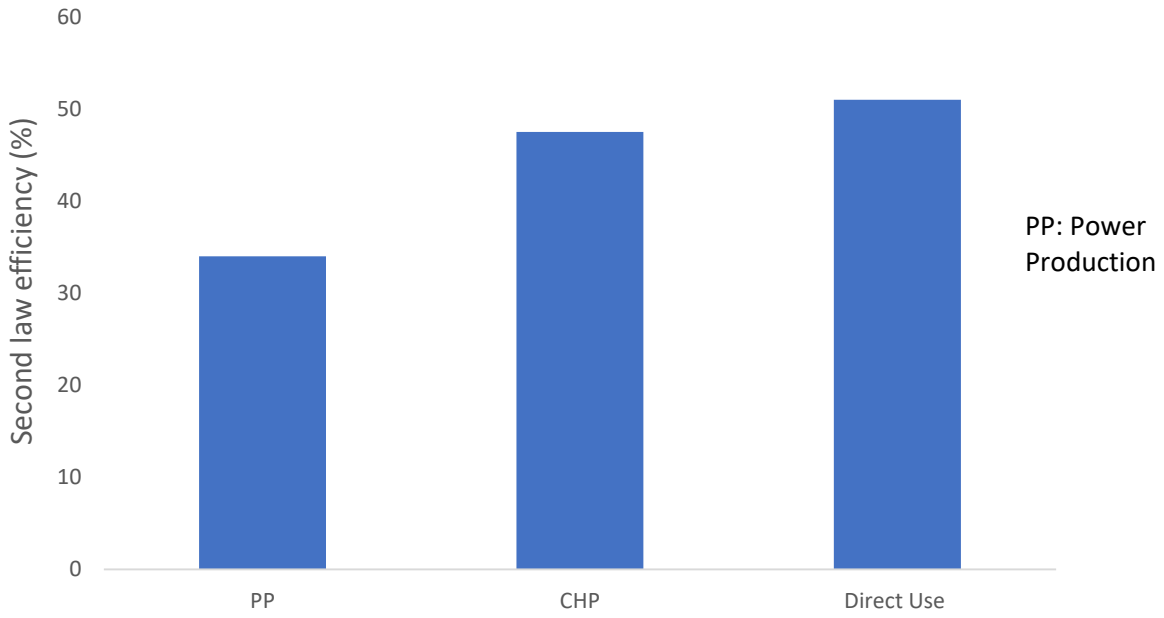


Figure 3. Second law efficiency for the considered geothermal concepts.

A comparison of the analyzed concepts based upon second law efficiency seems to be more appropriate since the additional use of geothermal source is considered. The most efficient concept is the direct use of the geothermal source. The CHP plant is 3.5% less efficient than the geothermal heating plant, while it is 13.5% more efficient than the power production alone concept. This proves that secondarily use of geothermal source for heating after electricity generation increases the second law efficiency of the thermodynamic system around 40%.

After the thermodynamic aspects, let's make an evaluation on the economics of these three different geothermal concepts. The geothermal resource (150°C and 90l/s) that can run a 3,090 kWe binary geothermal power plant would generate cashflow around $1,738,395 USD annually resulting in a payback period of eleven years. This results in negative NPV in the amount of $26,107 USD. Adding a district heating system with a capacity of 4,158 kWt would increase the annual cashflow to $2,485,531 USD, reduce the payback period to nine years and result in positive NPV in the amount of $2,426,172 USD. In case the geothermal resource is used only for district heating, the annual cashflow of the geothermal plant would be $2,800,415 USD with six years payback period and NPV in the amount of $14,873,381 USD. When the power generation alone and CHP concepts are compared, it is clearly seen that CHP will be a lot more economic than the power generation alone.

The cumulative cashflow for the three different geothermal concepts is shown in

Figure *4*.

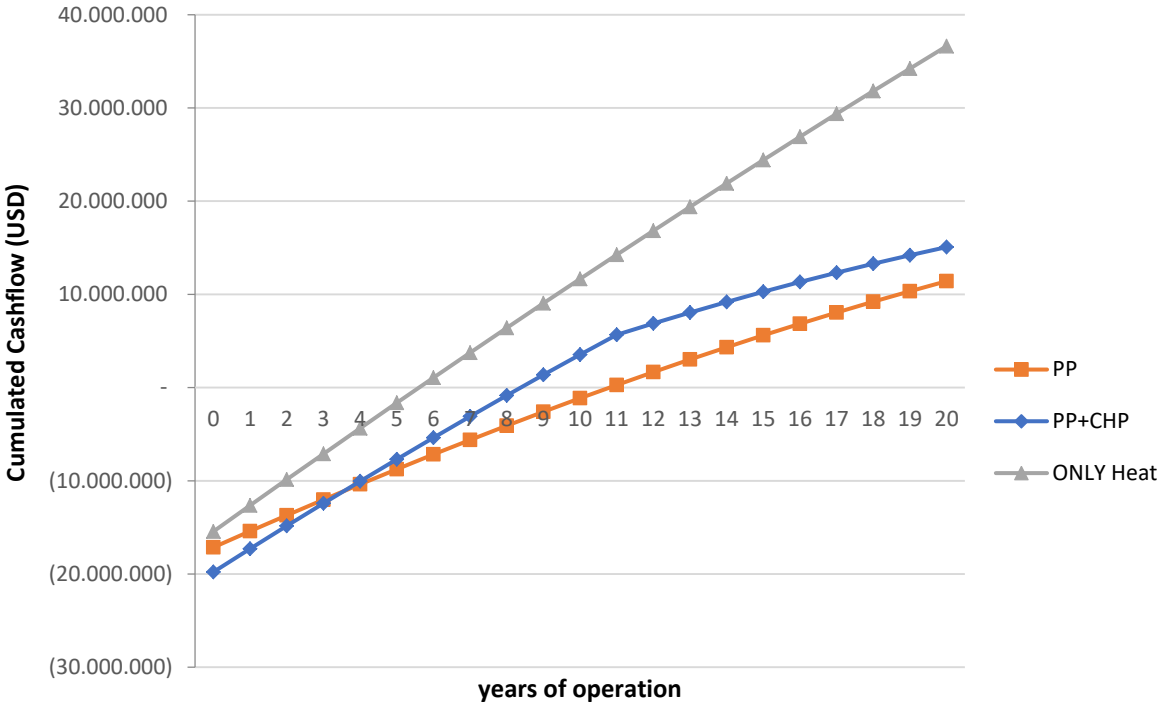


Figure 4.Cumulated cashflow for the considered power plant concepts.

As it can be seen from the above example, using the geothermal source not only for producing electricity but also for heating purposes or only for heating purposes, results in a more efficient and economic operation. The most economic concept is the heating plant with its low payback period, and high cumulated cash flow.

Besides, the annual CO_2 emissions reduced by the power generation, CHP and direct use concepts would be 33, 48, 62 kilotons of CO_2eq, respectively. This shows that direct use concept is more beneficial for the environment.

In the light of above information, it is obvious that a district heating or CHP investment for low to moderate geothermal sources in Turkey with a suitable technology selection and professional application, will bring economic benefit to the country. The reason is because geothermal heating systems have relatively low costs (capital and operational) and the amount of low geothermal sources in Turkey is more. Moreover, 34 million tons of CO_2 emission to the atmosphere can be avoided in Turkey by using the remaining geothermal potential (~28,000 MWt) of the country. This equals around 9.3% of the country's total fossil fuel CO2 emissions of 2016.

CONCLUSIONS

The technical and economic analysis of a geothermal source with a temperature of 150°C is done for the considered possible concepts. From a simple technical and economic analysis, it is shown that the exergy efficiency, and by that the economics of the geothermal power plant, can be considerably improved by having heat as a second output, next to electricity. This is most particularly the case for geothermal energy sources that have low flow rates and are available at the temperatures in the range of 150 °C or less. Plus, the economic parameters showed that the application of power generation alone to low resource temperatures or small plant sizes, while technically feasible, is not likely to be a wise economical option for the owner. The reason is that the incentive supplied by the Turkish Government is not sufficient to make the small size electricity

production plants into economic applications. The power production alone concept from the geothermal sources that are available at the temperatures of 150 °C and less, can become economically feasible with an incentive of 20 years purchase guarantee and a feed in tariff of 20 USD cent per kilowatt hour. Besides, in the conditions of the current incentive campaign by the Turkish Government, the direct use concept of the given geothermal source seems the most economic option, with a more than tripled cumulative cashflow at the end of the lifetime and the highest NPV value among all the concepts. Both CHP and direct use concepts have positive NPV under the current incentive campaign, so any of these projects would not lead to an economical loss for the investors. Besides, each of them would bring huge economic and environment benefits to the country. It is estimated that, Turkey's 30% of district heating demand can be met by geothermal energy and this could decrease the gas imports of the country up to 20% (Richter, 2018). As an outcome, it can be said that CHP or heating plant becomes more profitable rather than the electricity generation alone when the geothermal potential of Turkey, that mostly consists of low to moderate temperature sources is considered. On the other hand, it is possible to generate electricity at a low cost from geothermal heat sources depending on the type of design applications and government incentives. In geothermal electricity generation applications, low flow rate and temperature can easily breakdown the project's economic viability.

REFERENCES

Basel et al. (2008 b). Subsurface Temperature Map and Estimated Geothermal Resource for Turkey (in Turkish). *VII. National Clean Energy Symposium.* Istanbul.

Benz, J. (2017, June 6). Economical Data for the Bruchsal Power Plant. (E. Kaymakci, Interviewer)

Cengel & Boles. (2011). *Thermodynamics. An engineering approach.* New York: McGraw Hill.

DiPippo, R. (2004). Second Law assessment of binary plants generating power from low temperature geothermal fluids. *Geothermics vol 33*, 565-86.

Erdogdu, E. (2009, December). A snapshot of geothermal energy potential and utilization in Turkey. *Renewable and Sustainable Energy Reviews* , pp. 2535-2543.

Gudmundsson et al. (2013). Cost Analysis Of District Heating Compared To Its Competing Technologies. *WIT Press*, pp. 3-13.

Kecebas, A., & Gedik , E. (2010). First and second law analysis of the geothermal district heating systems: Sandikli and Afyon example . *10th International Conference on Clean Energy (ICCE-2010).* Famagusta, N. Cyprus.

Koelbel, T. (2018, May 20). Cost Considerations for Halilbeyli Geothermal Project in Turkey. (E. Kaymakci, Interviewer)

Mertoglu et al. . (2016). Geothermal Energy Use, Country Update for Turkey. *European Geothermal Congress 2016.* Strasbourg, France: Researchgate.

Ostergaard, P., & Lund, H. (2011, February). A renewable energy system in Frederikshavn using low-temperature geothermal energy for district heating . *Applied Energy* , pp. 479-487.

Ozgener, L., & Dincer, I. (2005, October). Energy and exergy analysis of geothermal district heating systems: an application. *Building and Environment* , pp. 1309-1322.

Presidency of the Republic of Turkey Investment Office . (2018). *Turkey's Renewable Energy Market and Investment Opportunities .* http://www.invest.gov.tr/en-US/infocenter/publications/Documents/RENEWABLES.ENERGY.INDUSTRY.pdf.

Rafferty , K. (2000, January). Geothermal Power Generation, A Primer on Low-Temperature, Small-Scale Applications. *Geo Heat Center*.

Reith , S. (16. 07 2017). Heating Plant-Future Scenarios for the Bruchsal Power Plant. (E. Kaymakci, Interviewer)

Richter, A. (2018, November 26). *THINKGEOENERGY*. Retrieved from http://www.thinkgeoenergy.com/geothermal-energy-could-help-meet-30-of-demand-for-district-heating-in-turkey/

The Turkish Geothermal Association. (2018, 12 12). *The Turkish Geothermal Association*. Retrieved from http://www.jeotermaldernegi.org.tr/sayfa-anasayfa

TJD . (2013). *Geothermal Energy Development Report.* Ankara: Turkish Geothermal Association.
Vernimmen et al. (2014). *Corporate finance: theory and practice.* John Wiley & Sons.

IMPORTANCE OF COAL QUALITY FROM MINES TO POWER STATIONS

H. Arden

Senior Geologist, London Branch Manager, DMT Consulting Limited
(Hakan.Arden@dmt-group.com)

ABSTRACT

Despite common use of coal in power generation, one overlooked aspect is that coal is a significantly heterogeneous and complex material and its fuel characteristics vary significantly in the deposits in any direction depending on the geological conditions. Therefore, a thorough geological investigation to understand these changes is not only essential in characterising fuel properties, but also minimising the economic, technical and financial risks associated with coal quality parameters. A geological model supported with comprehensive database is the appropriate starting point in managing the drastic changes that customarily occur in fuel properties. Once the coal quality variation is determined from the model, it may be possible to schedule the mine production from different parts of the pit according to the fuel specs. However, it is also important to establish a good, robust coal quality monitoring program to manage the changes occurring the field by implementing a well-controlled representative sampling and testing program managed by a dedicated coal quality department. Relying on only a few parameters to characterise the entire coal deposit, and consequently the fuel specifications could result in high risk and potentially expensive consequences. If coal quality is used effectively at any part of the coal chain from mine production to power station, it is possible to make significant cost savings, mitigate risks and provide a fuel clean enough to reduce pollutants and unwanted emissions.

Keywords: Geological-model, coal mine, sampling, coal assays, quality control, power-station

INTRODUCTION

Since the start of the industrial revolution in the 19th Century, coal has been one of the most efficient fuels and metallurgical materials available to mankind, allowing us to generate energy by burning it, and converting one substance to another through metallurgical processes. Although technology has advanced exponentially since the 19th Century and has reached a mature level in converting energy from coal, there are still fundamental challenges originating from the original material, i.e. coal, for technical professionals when dealing with thermal power stations. Power generation is an industry where engineers from a number of different disciplines are extensively involved in using whatever fuel material is available; applying complex solutions to energy generation. Although many fuel sources are relatively simple in their intrinsic properties (solar, natural gas, wind, water, nuclear etc.), one commonly forgotten aspect about coal is that it is a significantly heterogeneous material when it comes to its handling due its geological nature. As coal is the end result of original vegetative material undergoing a complex geological process called “coalification”, involving a number of different physical and chemical conditions to form a decent seam in the appropriate sedimentary environments, it is inevitable that the product quality from commercial grade coal seams will vary. In addition, one particular aspect is either forgotten or conveniently overlooked when dealing with coal in the public domain: i.e. not all coals are the same, as there is a significant difference between coking (metallurgical) and thermal coals. Coking coal is the essential component in many strategic metallurgical applications e.g. steel making and requires a number of appropriate coal quality parameters and controls to be in place prior to maximise its application, whilst thermal coal is mainly used for power

generation which require certain of the coal quality characteristics to be identified. Unfortunately or conveniently depending on where loyalties lie, environmentalist lobbies do not distinguish between coking and thermal coals and brand them as the same, which is not the case and of course leads to misleading the public. These differences are also reflected in the commercial transactions/price settlements where the coal producer and the end user specify what type of coal will be delivered to the customer by the mining company with bonuses and penalties attached in the contracts (Kahraman and others, 1997). For this reason, a number of coal producers blend their products in order to meet tight contract specifications on coal quality. The coal quality also determines what type of boiler design, emission controls and power plant lay-out will be implemented in power generation. Despite clear understanding on coal quality, there are still challenges regarding coal quality in any thermal power station e.g. issues related to change in calorific value, moisture content, and mineral matter consequently ash content and ash chemistry, and its handling in the stockyards and chutes. This is likely due to forgotten facts that commercial quality fuel "coal" has heterogeneous properties that can change within a deposit, where they are extracted from in any direction depending on the geological conditions (Figure 1).

Figure 1. A very young lignite seam in Turkey associated with calcite rich fossiliferous layers and iron rich bands

For example, Central Electricity Authority (CEA) of India (2006) reported that of their 85 thermal power stations, the quality of the "range coal" actually received at power plants was vastly different from that of the design coal, resulting in a mismatch in design and actual characteristics of coal, causing significant maintenance and operational problems. It was cited by the CEA that many power plants received coal with much lower gross calorific value, which in turn was due to high ash content, resulting in lowering boiler efficiency and erosion of boiler tubes leading to high outages and high wear and tear of the crushing/milling and coal conveying systems. Due to the larger particle size of the coal (>5mm), none of their power stations could unload or were able to handle the coal. Some of these problems are not unusual in their nature and are of typical issues encountered at any power station on a daily basis, whilst the power station engineers focus on optimising the fuel ratio in generating energy and minimising the waste product ash in the operations. This paper highlights some of the geological basics which need to be reiterated to all stakeholders in that the fuel "coal" is a complex material and needs to be understood and characterised thoroughly, before its final usage for power generation in order to avoid some common technical issues originating from coal quality.

Issues Related To Coal Quality

Coal Characterisation In Coal Deposits By Geological Investigation

Coal characterisation in what are referred to as “coal basins” or “deposits” in relation to original depositional conditions is probably the most important aspect in fuel depiction. The aim of the whole coal characterisation exercise can be summarized as “determining the quantity and quality of fuel available from the ground”.
Coal characterisation can be undertaken by understanding the geological conditions that govern the properties of coal seams, which will subsequently determine coal quality specifications. As the coal formation is time dependent in terms of the geological history, it is important to consider that not all coal seams will have similar physical and chemical characteristics, even and despite being from the same deposit. Therefore, a thorough geological investigation through exploration campaigns, drilling and sampling programs, and laboratory assays is essential to characterise coal seams prior to their provision for consumption in coking or power generation.
Once the collected data has been entered into an electronic geological database and is evaluated for its accuracy, a geological model is run to predict seam properties and geological conditions, prior to coal winning from the ground (Figure 2).

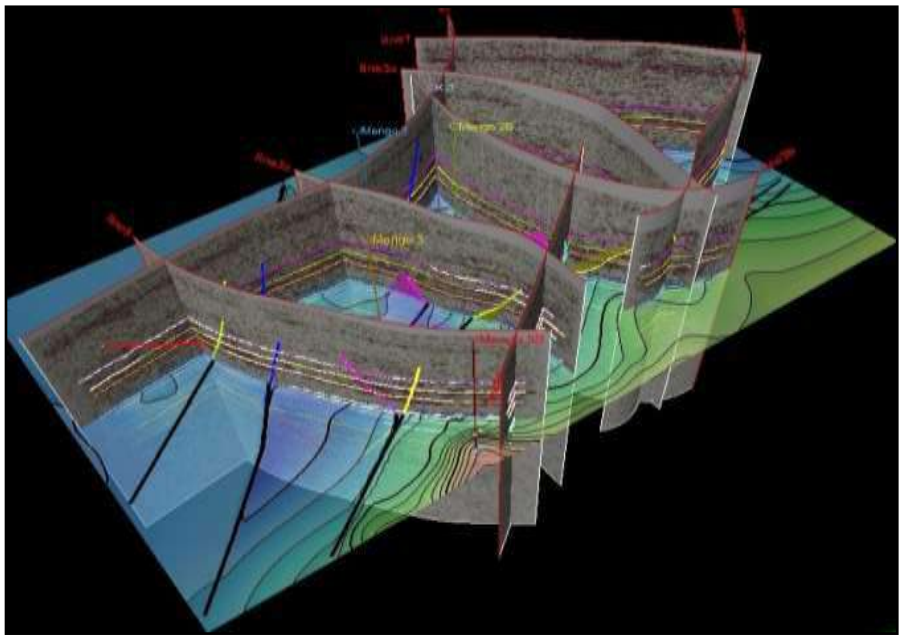


Figure 2. A geological model to predict coal seam properties and overall geological conditions

These investigations, using geological models, will also identify changes in seam geometry and morphology, trends and variation in chemical and physical properties as well as establishing the basic parameters essential to quantify the available resources/reserves from the deposit prior to its commercial use.

If insufficient investigations are conducted and the investment decisions are taken on this basis, it is inevitable that some expensive lessons will be learnt.
There are number of international standards, guidelines and safeguards (e.g. JORC (2012), PERC (2013) etc.) dictating how proper investigations can be undertaken in order to solicit investment which is beyond the aim of this paper (Arden & Lewis, 2014). However, it is highly recommended that the thorough investigations should be undertaken based on these international classifications, in order to minimise the uncertainties and financial risks.

Nevertheless, it may seem odd to point out the obvious but it is still critical to indicate the fact that the power plant must have sufficient and sustainable quality fuel throughout its economic life if the thermal plant and captive mine are part of an integrated operation. Therefore, establishing the amount of power plant fuel supply at the beginning of the power generation project, which will be reflected in coal seam resource/reserve estimation for the planned period (usually between 20-40 years), is essential for the project economics.
In the following sections, some of the important geological factors governing the coal quality aspects in relation to power stations are given.

Influence Of Coal Seam Formation And Mineral Matter

Coal seam formation depends on geological conditions and locations where original vegetative material was initiated to accumulate and transform into carbon rich substances known as “macerals” (similar to minerals in other rocks, namely vitrinites, liptinites and inertinites) after burial through coalification process.

Significant chemical changes occur in the original plant material through time combined with burial and thermal processes resulting in rank increases that usually follows the pattern during the coalification process below (Figure 3).

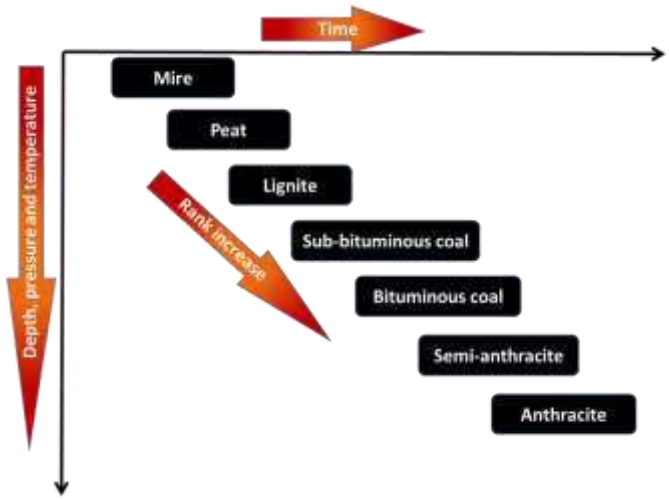


Figure 3. Stages of coalification and rank increase as a function of age, depth, pressure and temperature

Although the principles of the coalification process are similar everywhere throughout geological history, the geographical location and geological era, and different geological conditions governing coal deposits can make a significant impact on the end product. This is particularly well pronounced in seams developed during Permian in Gondwana (Southern Hemisphere) and during Carboniferous in Laurasia (Northern Hemisphere) coal deposits due to different floras and climatic conditions dominating these geographical areas at the time (Reifenstein and others, 1993; Kahraman, 1996).

Decrease in volatile matter and increase in vitrinite reflectance is the most pronounced chemical effect observed in the coalification process.

The effect of rank is clear in the physical appearance of coal by displaying a dull earthy looking mixture of vegetative material at peat stage to well-developed lustrous banded structure at bituminous stage to a dense vitreous blackish grey matter at anthracite stage.

In the majority of cases, plant assemblages contributing to the coal seam formation deposited in the original sedimentary area, need to be away from clastic influence in order to form a decent coal seam. The resultant seam after deposition, burial and subsequent coalification will compose of mostly macerals, volatiles, moisture and some mineral matter.

During the coalification process, the original plant matter from different floral assemblages is converted to macerals; and macerals along with the majority of the volatile matter will crucially provide the fuel component in coal. However, the behaviour of individual macerals are also important in combustion characteristics. For example, vitrinite rich macerals (originally woody and gelified tissues) will have a relatively shorter combustion time in the boilers compared to inertinite rich components (original charcoal like appearance with cell walls) (Falcon and others, 2012; Gentzis & Chambers, 2009). However, Holcombe and others (1997) demonstrated that that there is no general correlation between the combustion reactivities of vitrinite and inertinite macerals in Australian coals i.e. in some coals vitrinite macerals are more reactive, whereas in other coals the inertinite macerals are more reactive. Su and others (2001) later demonstrated for a group of Australian and international coals that a proposed maceral index with vitrinite reflectance and fuel ratio correlates with the burnout and has potential for correlating the ignitability and flame stability.

Moisture is a particular issue in lower rank coals as the maturation process in coalification is incomplete hence the excess amount of water present in the seams. In addition, many coals are washed with water during preparation for market specifications and then maybe subject to humidity (rain and snow) during extraction, transportation and storage. All of these sources contribute to the moisture in coal and, therefore, to the problems associated with its measurement. The total moisture in coal is the determination of moisture (in all forms except water in crystal structure of the mineral matter) that resides within the coal matrix. Once it is present in high quantities, moisture can adversely affect the calorific value and coal handling properties in the stockyard and chutes. Therefore, it may be essential to dry the product coal either in the ground (dewatering) or on the surface, prior to its usage in the boilers.

In the geological history of coal deposits, the mineral matter in coal has commonly been introduced into the seams through frequent flooding from water courses or marine incursions, from volcanic eruptions in the form of volcanic ash, from igneous intrusions in the form of dykes, veins and sills, or from diagenetic processes resulting in accumulation of newly formed minerals in the strata. For example, any encroachment into depositional area by rivers during the formation of peats would end up having some horizontally laid down dirt partings and lenses in coal seams (Figure 1). For this reason, the amount of mineral matter in the coal varies from seam to seam, even along the same seam.

Mineral matter will form the basis of the ash content and consequently the composition of ash and its behaviour and impact in power station boilers and its handling in the coal stockyards and chutes. The efficiency of a combustion unit is related to the amount of ash produced due to its diluent nature. Any presence of dirt/clastic partings in the seam will also lower the calorific value of the coal seams.
Coal seams can contain a variety of minerals. These include;

- **common species**: quartz, clays (illite, montmorillonite, kaolinite, mixed layer clays) carbonates (calcite, siderite, ankerite), sulphides (pyrite, marcasite); oxides ores (hematite, goethite), phosphates (apatite), and
- **some accessories**: galena, sphalerite, chalcopyrite, crandallite group, monazite, barite, rutile, zircon, feldspars, zeolites, and micas.

In addition to the above list, a number of trace elements associated with the minerals listed above and outside the list may be present in the coal and dirt partings present in the run-of-mine (ROM) product. This is particularly important as emissions of some of these trace elements into the

environment are strictly restricted by local rules and regulations. For example Dale (1995, 2002, 2006) indicated that the most significant difference between Australian and international coals was in the levels of arsenic, selenium, mercury and boron. Australian coals contained substantially lower concentrations (up to 35 percent of the levels in international coals) of these elements which are of major environmental concern internationally and is to be enforced under IFC (International Finance Corporation) Performance Guidelines, Standards and Equator Principles.

These elements are volatile and therefore may be released to the atmosphere through gaseous emissions and in stack particulates. For example, selenium and boron are of particular concern to Japanese utilities because these elements are volatile during combustion and report to the discharge streams of Flue Gas De-sulphurisation (FGD) units. Water and soil regulations imposed by Japanese Government authorities place limits on the discharge of trace elements from wet FGD units for a number of trace elements including arsenic, boron, cadmium, chromium, mercury, fluorine, copper, lead, selenium and zinc (Dale, 2006). Limits are also imposed on the leaching of trace elements from fly ash and include arsenic, cadmium, lead, chromium, mercury and selenium. These limits apply to both the leaching of landfill and water at landfill sites.

It is inevitable that fuel composed of useful organic carbon components and the waste product originating from the above minerals will ultimately determine the performance of coal in power station use. Speight (2005), however, commented that it is difficult to determine, either qualitatively or quantitatively, the mineral matter content of a coal from high-temperature ash [usually >750°C]. Of the major mineral groups, only quartz is not significantly altered during high-temperature ashing whilst clay minerals containing water is lost during high-temperature ashing.

However, Kahraman and others (2001) demonstrated from a newly developed ash fusion test that this test uncovered a prime dependence of the fusion behaviour on the mullite content of the ash, which in turn is governed by the original alumina content of the coal mineral matter. The results indicated that the greater the amount of mullite in the sample the greater the event temperatures which might be the function of both a chemical effect and a physical effect of the interlaced structure of the mullite crystals. Quartz and kaolinite were found in all low temperature coal ash samples as major components, with anatase, gypsum, siderite and illite-smectite (IS) as accessories. Minor analcite or leucite and trace jarosite or pyrite could be present in some coals tested, but no trace of phosphate minerals such as apatite could have been identified with any certainty.

Behaviour of some minerals at high temperature is given in

Table *1*.

Table 1. Behavior of some minerals on high temperature (from Speight, 2005)

Inorganic Species	Behavior on Heating
Clays	Loose structural OH groups with rearrangements of structure and release of H_2O
Carbonates	Decompose with loss of CO_2; residual oxides fix some organic and pyritic S as sulphate
Quartz	Possible reaction with iron oxides from pyrite and organically held Ca in lignites; otherwise, no reaction
Pyrite	In air, burns to Fe_2O_3 and SO_2; in volatile matter test, decomposes to FeS
Metal oxides	May react with silicates
Metal carboxylates (lignites and subbituminous	Decompose; carbon in carboxylate may be

only)	retained in residue

It is also common knowledge that presence of Na and other alkali rich minerals will contribute into the fouling whilst minerals containing high amounts of Fe, Mg, and Ca along with Na and K will result in excess amount of slagging in the boilers based on their "base/acid ratio". In the meantime, high concentration of Si rich minerals will contribute into the formation of fly ash.

Also, if a high concentration of sulphur is present in coal either in organic (intrinsic sulphur embedded in the original plant matter) or inorganic (e.g. pyrite, marcasite, barite, gypsum, anhydrite etc.) form, this will eventually contribute into the SO_x emissions though reactions involving oxidation of pyrite and marcasite to ferric sulphate [$Fe_2(SO_4)_3$] and Sulphur dioxide (SO_2). Some of the sulphur dioxide may remain in the ash in combination with calcium, but much is lost.

Sulphur in combination with sufficient moisture level and grain size distribution, combined with other complex intrinsic (rank and petrographic constituents of coal, friability, particle size and surface area of coal, presence of iron pyrites and other minerals, presence of bacteria etc.) and external conditions (temperature, wind, atmospheric pressure etc.) can also propagate spontaneous combustion in the pits and stockyards which ends up in losses of the fuel and dangerous working conditions (Figure 4).

Figure 4. Spontaneous combustion a) in a lignite stockpile in Turkey; b) and in a coal seam in Kazakhstan

Presence of chlorine in the form of organic compounds and inorganic forms such as halide minerals and other chlorine containing minerals such as hydrophilite and chloromagnesite can cause severe corrosion in boilers.

Excess amounts of clay associated with the coal seams in ROM product will cause handling problems at the pit level, and the primary/secondary crushers, conveyor belts, train wagons (O'Brien and others, 2002; Planner, 2014), stockyards, and chutes due to the stickiness of the coal particles mainly associated with the clay film enveloping the particles ending in an agglomeration process between the coal lumps. This can have severe consequences at the power station supply chain such as fuel shortage or delays due to coal not being fed into the boilers through malfunctioning primary and secondary crushers, conveyor belts and blocked chutes.

Therefore, as the above examples indicate, it is essential to know how the coal seams are formed and developed throughout the deposit, so that advance planning can be undertaken in the mine production schedule in order to meet power plant quality and quantity requirements.

Minimising Risks On Coal Quality For Power Station Usage

In order to minimise the adverse effects of coal quality, it is important to implement some fundamental measures at the coal pit and power plant stockyard if both the coal mine production and power plant generation are particularly part of an integrated power generation system. However, these

measures also applicable to any mine that sells its products in the open market to any power generation utility, or any power station that buys thermal coal from any coal producer.

Mitigation measures on the adverse effects of coal quality include a number of crucial steps:

- Establishing a good geological and exploration/coal quality database containing all necessary information to characterise the target seam/s feeding into the power station. This is also a fundamental part of the power stations' design criteria to determine the operational inputs for the duration of power station's lifespan;
- Implementing a good robust sampling and sample monitoring program reflecting accurate representative results obtained at pit level and power plant stockyard;
- Performing the appropriate tests and assays which represent the real performance of coal and its waste product prior to plant design and during plant operations; and
- Providing fuel by blending the ROM product from the pit based on the coal quality and boiler design parameters.

Database Establishment

The creation of a comprehensive database not only helps to exhibit the spatial relationships of outcrop, borehole and sampling locations allowing the creation of contour plans for coal quality parameters in the deposit, but also assists in the preparation production schedules, sampling and blending activity for coal specifications.

Once the coal is characterised in the field from a captive mine, the design criteria for the power station's operational inputs can be determined for the duration of a power station's lifespan accordingly. This will also give the opportunity for boiler engineers to operate the boiler efficiently by adopting either an online analyser and monitoring program or implementing a manual quality control protocol managed by a dedicated quality control team. Either way, a manual or automated system, should ensure that the data collected from the field is suitable for the thermal coal to be burnt in the boilers. For example, Tillman & Duong (2007) reported that a database and online analyser monitoring program was successful in managing slagging and fouling and was extended to provide guidance for the operators managing opacity through controlling SO_3 injection to influence ash resistivity using models driven by data from the online analyser.

Mahr (2010) reported that poor lignite product quality significantly improved at mine mouth Red Hills Thermal Power Plant located in northern Mississippi, USA when an online system had been introduced into operations.

However, it is also important to choose an appropriate online system to control coal quality. Kavouridis and Pavloudakis (2007) considered that the poor performance of the chosen online analyser was due to the multi-seam structure of the lignite deposit that consisted of many lignite layers of varying thickness separated by waste layers which led to significant fluctuations of the produced lignite quality. The most important causes for the errors were attributed to the intense variation in ash content and the fluctuation in mineral matter composition, especially the changes in FeO_3 and CaO content and also the rapid changes in lignite weight per conveyor belt unit area.

Larson (2016) also commented on the Longview Power Plant operation built in West Virginia, USA in 2011 that the initial design problems were partly due to wrong fuel specs, inaccurate and unreliable process measurements, and online glitches were eventually rectified after an extensive rehabilitation program including replacement of the entire distributed control system which turned it into one of the cleanest and most efficient thermal power stations in the US.

Coal Quality Protocols And Monitoring

Data collected from operations will be able to be used to identify and avoid problem areas and help to predict poor performance and prepare remedies for the design coal specifications. However, this requires a dedicated technical team to handle such aspects in corporation with the power plant engineers.

For this, it is essential to establish a robust coal quality program on site which consists of various protocols on

- personnel training for coal quality;
- procedures for representative sampling from various locations including boreholes, working coal faces, stockpiles, conveyor belts, train wagons, trucks etc;
- sample registry;
- sub-sample preparation;
- sample dispatch and storage;
- sampling interval (shift-based, daily, weekly, monthly, etc.);
- chain of custody related to sampling;
- identification of necessary tests and assays;
- selection of laboratories;
- round robin exercises to check the consistency and accuracy of the results from the laboratories;
- data registry and record management; and
  technical team arrangements and management.

Once the coal quality team and protocols are in place, it is also essential to monitor the coal quality over time.

Representative Sampling

Sampling of coal is always a complicated area due to the heterogeneous and complex nature of the material and thus presents a number of challenges to the practitioners in the field. Therefore, obtaining a representative sample (usually a few hundred grams in quantity) from any particular seam, coal deposit, stockpile, conveyor belt, train wagon, or cargo is always a complicated issue since the sample selected should be able to ensure the true representative of the bulk material, and should not undergo any chemical or physical changes after completion of the sampling procedure and during storage prior to analysis.

Unfortunately, the importance of this activity is often neglected or overlooked in the operations, resulting in some unwanted consequences. For the interpretations and comparisons of elemental compositions and other coal quality characteristics to be valid, the samples collected should be representative of the coal bed or the bulk of the material where the sample was collected in as reproducible and repeatable a manner as possible. If not, the data derived from the most carefully conducted analyses are meaningless or redundant due to the substantial variation in coal quality and composition from the roof to the bottom both horizontally and vertically in a strata (Speight, 2005). This variability in coal composition and hence in coal quality is often significantly, and unintentionally, increased by mining, preparation, handling and transportation (by belt, rail, or truck).

Therefore, it is crucial to prepare, monitor and supervise the representative samples according to the well-established procedures and standards (ISO, ASTM, AS etc.) to ensure the resultant coal sample's representativeness of the composition of the whole coal (i.e., coal in a bed or pile or coal in a railcar or truck or cargo) for the properties or quality of the sample.

Speight (2005), for example, commented that blended coal samples from multi-seam operations ranging from 10% by weight mineral matter to as much as 30% by weight mineral matter could result in a corresponding difference as large as 4 to 5% with corresponding differences in the amount of ash that remains after combustion.

A carefully designed sampling program can ensure such concerns are addressed. This will take into consideration the potential for differences in the analytical data and involving acquiring samples from several planned and designated points within the coal stockpile so that provisions are made for changes in the character of the coal as well as for the segregation of the mineral matter during and up to that point in coal's history.

Unfortunately, many issues encountered at thermal power plants are partly due to samples being collected in an unrepresentative manner. This even includes the samples to characterise the fuel representing the deposits at the beginning of the project at the feasibility study stage which consequently ends up having an inappropriate boiler design for the fuel used.

Conducting Appropriate Assays And Tests

Prior to any analysis or test, it is important to store representative samples in the correct manner to avoid physical and chemical changes hence artificially induced results. For example, for all measurements of calorific value, caution is necessary during sample preparation since oxidation of coal after sampling can result in a reduction of calorific value, particularly in lignite and sub-bituminous rank coal samples. Therefore, unnecessary exposure of samples to the air from the time of sampling or delay in analysis must be avoided.

As the analyses or tests are the fundamental bases of fuel characterisation, it is important to apply all the relevant tests in line with the coal properties. The tests highlighted in

Table *1* are a suit of analyses commonly used in characterisation of the fuel properties in coal.

Table *1*. Laboratory assays to assess the suitability of coals for power station usage

Test	Preferred Standard
Proximate analysis (moisture, ash, volatile matter, fixed carbon)	ISO
Ultimate analysis (C, H, N and O by difference)	ISO
Calorific value (gross and net)	ISO
Sulphur determination (pyritic, sulphate and organic)	ISO
Ash chemistry (oxides of Al, Ca, Fe, Mg, Mn, P, K, Si, Na, and Ti)	ISO
Crucible Swelling Number/Free Swelling Index	ISO
Apparent Relative Density	ISO
Petrographic analyses (maceral and reflectance [Rvmax])	ISO/AS
Size distribution	ISO
Washability tests	ISO/AS
Hardgrove Grindability Index	ISO
Spontaneous Combustion Test	ISO/AS/GOST
Ash fusion characteristics in reducing atmosphere	ISO/AS
Trace element analysis, (Sb, Tl, Te, Ti, V, Zn, Mn, Ni, Cd, Cr, Co, Cu, Pb)	ASTM
Mineralogical studies (XRD, Thin Sections, SEM)	Various
Gas tests (desorbed and residual)	ISO

Test	Preferred Standard
Combustion tests and ash deposition characteristics	Various

The most commonly used tests include proximate and ultimate analyses. Trace elements such as Cl and Hg are also commonly included in ultimate analysis, but more specific elements are included in the more comprehensive trace element analysis to ensure that local or international restrictions on emissions will not be breached.

Coal's mechanical properties such as hardness, grindability and friability (the consequences of combination of coal macerals and its mineral content) which can affect coal pulverisation and its handleability, are also routinely determined by laboratory tests.

Coal washing is usually not a common practice in thermal coals, but it gains acceptance due to improvements in coal quality and sizing for handling, processing, and combustion requirements by removing the inorganic impurities. Therefore, it is possible to make significant improvements to the fuel specifications as well as the environmental concerns (for example SO_x, NO_x and CO_2 emissions) if the project economics have been calculated to allow coal to be washed prior to its use in thermal power stations.

For combustion characteristics, the calorific value or heating value, the ash composition, and its behaviour at high temperature in ash fusion tests are commonly used.

Although the correlation of the laboratory tests with the actual utilisation of coal is only an approximation of the real situation due to the relative homogeneity of the test sample compared to the heterogeneous mixture of ash, conditions during coal combustion are so complex that they are impossible to duplicate in a small-scale laboratory test completely.

For this reason, a number of formulas based on ash analysis and ash fusion temperatures alone cannot be precise to predict the performance of ash i.e. its slagging and fouling characteristics in the boilers. In some circumstances it is necessary to know the heat capacity and thermal conductivity of a coal as well as combustion performance in a test furnace.

Kahraman and others (1998a) demonstrated that using standard ash fusion temperatures cannot on their own explain the performance of the coals in thermal power stations due to the difficulties associated with the existing test's subjectivity and with coals being identified as having a wide range of initial deformation temperatures (Figure 5).

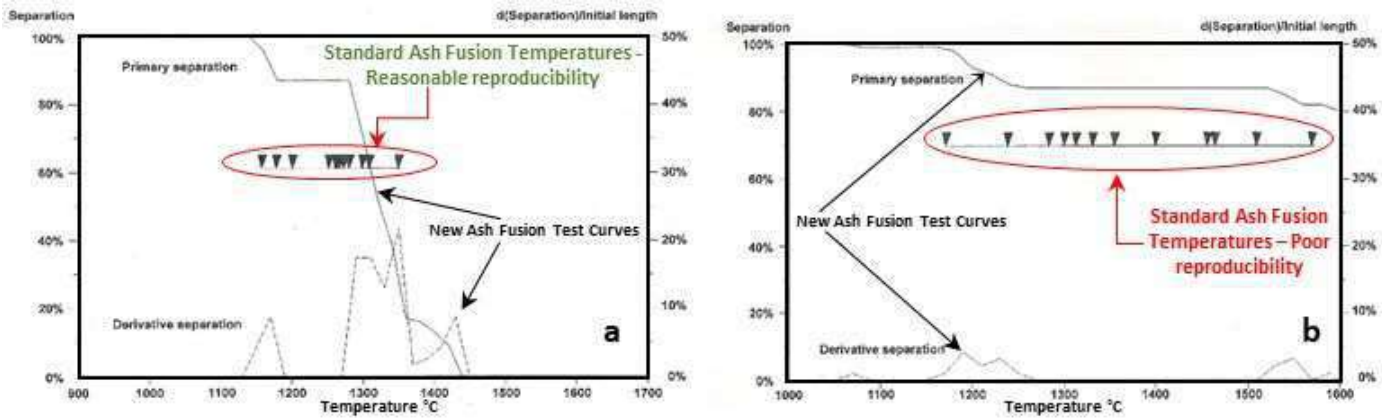


Figure 5. Comparison of standard ash fusion temperatures with a newly developed ash fusion test in an interlaboratory exercise in Australia a) reasonable reproducibility where the operators had an

acceptable agreement; b) poor reproducibility where the operators had difficulty to identify initial deformation temperatures from the same ash (Kahraman et al., 1998)

An alternative test proposed Coin and others (1994) and Kahraman and others (1995, 1998a,b; 1999, 2000, 2001) showed that indications of mineralogical changes, occurring in high temperature environments, are more pronounced in the new test than the standard ash fusion test's ability to identify the fundamental changes occurring in the boilers since quartz, mullite, cristobalite, hematite, magnetite, gypsum, anatase and glass were found in both slagging panel deposits and new ash fusion test products. The new ash fusion test also successfully predicted the troublesome coals in the combustion testing.

The tests mentioned in

Table *1* above are essential to characterise the fuel properties from mine to the power station stockyard, but whatever the tests used in characterising the fuel component, it is also important to remember that the availability of the results from these analyses in a timely manner is crucial in the decision-making process. Therefore, a dedicated coal quality monitoring program must be able to predict promptly what is fed into the thermal power plant from the mine pit prior to burning and act upon if and when necessary to optimize/adjust the coal quality.

Meeting The Fuel Specs And Coal Blending

As market conditions change rapidly, and emphasis on the use of indigenous coals is becoming more important locally (Selvitop, 2016), and as environmental restrictions are increasingly tightened, coal blending is gaining more acceptance in the power generation industry.

Coal blending can be an expensive and a time consuming exercise, however, on-site blending allows blends to be created and altered to suit the plant with far more precision than a blend bought on the open market.

Since geological conditions can significantly vary in the field and the coal seams extracted from coal faces can differ considerably in composition and quality, the geological model is initially essential in order to establish these changes, particularly coal quality. Once the coal quality is known from the geological model, it is possible to determine the appropriate blend to meet the fuel specifications for the thermal power plant used at the mining operation. This can be conducted at the pit level mostly by scheduling the seam winning from the mine operations based on the inputs coming from the geological model.

Many methods of coal blending are used to meet the fuel specs at various levels. Coal blending can be undertaken almost anywhere in the coal chain: at the coal mine, at the preparation plant, trans-shipment point, or at the power station. The method selected depends upon the site conditions, the level of blending required, the quantity to be stored and blended, the accuracy required, and the end use of the blended coal.

Once the coal is transferred to the stockyard, it is still important to know the stockpiles' coal quality status to blend the fuel further so that the required specs are met for the boiler use (Han and others, 1999; Mahr, 2010; Sloss, 2014).

The desirable product either through homogenised and blended ROM material and/or washed coal should be able to ameliorate the following categories: improvement in coal handleability; reduction in ash and ash handling; reduction in emissions; reduction in maintenance and power usage cost;

Increase in boiler efficiency; decrease in slagging and fouling; and increase in power output generated from the power plant.

Since coal quality is ultimately the driving force in optimising operations and efforts to provide desirable, clean coal to power stations in line with the technical and environmental concerns, a dedicated coal quality control team in close association with the geology, mining and power plant departments should be responsible for managing coal quality issues and preparing the blends accordingly.

CONCLUSIONS

Despite coal's existence in power generation since the industrial revolution, the aspect that is commonly overlooked is that coal is a significantly heterogeneous and complex material and its fuel characteristics vary significantly in the deposits in any direction depending on the geological conditions. Therefore, a thorough geological investigation to understand these changes is crucial in characterising fuel properties.

In order to minimise the economic, technical and financial risks associated with coal quality parameters, it is important to establish a comprehensive database in regards to coal quality. A geological model is the appropriate starting point in managing the drastic changes that habitually occur in fuel properties.

Once the coal quality is determined, it is possible to schedule the mine production from different parts of the pit according to the fuel specs. However, it is also important to establish a good, robust coal quality monitoring program to manage the changes occurring the field by implementing a well-controlled representative sampling and testing program managed by a dedicated coal quality department. The analyses should be comprehensive enough to reflect the changes in fuel properties. Relying on only a few parameters to characterise the entire coal deposit, and consequently the fuel specifications could result in high risk and potentially expensive consequences.

If coal quality is used effectively at any part of the coal chain from mine production to power station, it is possible to make significant cost savings, mitigate risks and provide a fuel clean enough to reduce pollutants and unwanted emissions.

ACKNOWLEDGEMENTS

The author would like to express his sincere thanks to DMT personnel for their kind and constructive comments and DMT management for its permission to publish this paper.

REFERENCES

Arden, H and Lewis, W. 2014. Back to Basics: Geological and Mining Risks and Financial issues on Resource and Reserve Evaluation in Coal Projects. In *Mineral Resource and Ore Reserve Estimation - The AuslMM Guide to Good Practice, Second Edition*, pp. 635-643 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).

Central Electricity Authority of India. 2006. Mapping of 85 pulverized coal fired thermal power generating units in different states (Under Indo-German Energy Program (IGEN)). Special Report. 59pp. http://www.cea.nic.in/reports/others/thermal/tpece/report_85_pul_coal.pdf (Accessed in April, 2018)

Coin C.D.A, Kahraman H. Reifenstein A. 1994. "Improved Ash Fusion Test" End of Grant Report, ACARP Project No. 3092, 54 pp.

Dale, L. S. 1995. Trace elements in internationally traded coals. ACARP Project C3096. End of Grant Report, 25pp.

Dale, L. S. 2002. Review of trace elements in coal. ACARP Project C11020. CSIRO Energy Technology Investigation Report ET/IR599. End of Grant Report, 59pp.

Dale, L. 2006. Trace Elements in Coal. ACARP Newsletter. 8pp. https://www.acarp.com.au/Media/ACARP-WP-3-TraceElementsinCoal.pdf (Accessed in April, 2018)

Falcon, R., Zepeck, R. and Andrews, M. 2012. Impact of Coal Quality on Combustion and Power Generation: Southern African Scenarios and Challenges in Clean Coal Technologies. Presentation to Powergen. https://www.ibd-zepeck.de/english-1/experiences-downloads-references-customers-1/ (Accessed in April, 2018)

Gentzis T. & Chambers, A. 1995. Combustion Properties of Macerals from Four Alberta Coals. Energy Sources, 17 (6): 655-680.

Han, J.K., Hong, H.K., Lee, S.K., Kim, K.Z. 1999. A Coal Blending Experience for the Reduction of Power Plant SO_x Emission. http://www.netl.doe.gov/publications/proceedings/99/korea99/yzkim.pdf (1999).

Holcombe D., Reifenstein A., Kahraman H., Thomas C.G., Gosnell M.E., Gawroski E & Nicolls P.M. 1997. "Combustion Behavior of Australian Export Coals" End of Grant Report, ACARP Project No. 3011.

JORC. 2012. Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code) [online]. Available from: <http://www.jorc.org> (The Joint Ore Reserves Committee of The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists and Minerals Council of Australia). (Accessed in April, 2018)

Kahraman H. 1996. "Palaeoenvironment of a Carboniferous Coal Seam" Proceedings of the 30th Newcastle Symposium, 28-31 March, Edited by R.L. Boyd and G.A. MacKenzie, The University of Newcastle, Dept. of Geology Publication No. 791, 89-96pp.

Kahraman H., Coin C.D.A. & Reifenstein A. 1997. "Comparative coking coal prices in the Japanese Market" Proceedings of the 31st Newcastle Symposium, "Advances in the Study of the Sydney Basin" 18-20 April, Edited by R.L. Boyd and K.D. Allan, The University of Newcastle, Dept. of Geology Publication No. 831, 99-106pp.

Kahraman H., Bos F., Reifenstein A. & Coin C.D.A. 1998a. "Application of New Ash Fusion Test to Theodore Coals", Fuel, Vol. 77, No. 9/10, pp 1005-1011.

Kahraman H, Coin C.D.A,. Reifenstein A. 1995. "Optimisation of the Improved Ash Fusion Test" End of Grant Report, ACARP Project No. 4060.

Kahraman H., Reifenstein A. P., Calos N. J., Miller G. and Page D. 2001. "Mineralogical Changes In Selected Australian And Overseas Coals In Boiler Simulation Test And Improved Ash Fusion Test". 18th International Pittsburgh Conference, Newcastle, 4-7 December, 2001.

Kahraman H. Reifenstein A. P. and Coin C.D.A., 1999. Correlation of ash behavior in power stations using the improved ash fusion test. Fuel, 1999, 78, pp. 1463-1471.

Kahraman H, Reifenstein A. P and C. Coin. 2000. "Evaluation of Selected Australian and Overseas Coals In Boiler Simulation Test And Improved Ash Fusion Test". Bowen Basin Symposium 2000, Rockhampton, October 11-28. Ed. J. Beeston, pp.191-199.

Kahraman H., Reifenstein A., Coin C.D.A., Calos N.J., Miller G., Uwins P. 1998b. Practical Application of the Improved Ash Fusion Test End of Grant Report, ACARP Project No. C5057.

Kavouridis K V, and Pavloudakis F F (2007) Evaluation of an on-line analysis system for low-grade and inhomogeneous Greek lignite. *Energy & Fuels*; 21 (4); 2204-2211 (7 Jun 2007).

Larson A. 2016. Longview Power Plant Rehabilitation Results in Most Efficient U.S. Coal Plant. Power Magazine. *http://www.powermag.com/longview-power-plant-rehabilitation-results-efficient-u-s-coal-plant/? pagenum=1* (Accessed in April, 2018)

Mahr D. 2010. "Coal Quality Control" Industrial Fuels and Power, June, 2010.

Michel K.H. 2016. The Eurasian Lignite Backbone. Cornerstone, Autumn, 2016. Vol. 4, Issue 3. 22-26pp.

O'Brien, G., O'Brien, M., Firth, B., Nemeth, D., Graham, J., and Gnanananthan, S. 2002. Investigation into Problems of Discharging Queensland Coals from Bottom Dump Rail Wagons. ACARP Project No. C10061.

PERC. 2013. Pan-European Standard for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves (The PERC Standard) [online]. Available from: <http://www.percstandard.eu> (Pan-European Reserves & Resources Committee. (Accessed in May, 2018)

Planner, J. 2014. Investigation of Factors Which May Be the Cause of Flow Problems During Discharge From Rail Wagons. ACARP Project No. C22034.

Reifenstein A., Kahraman H. & Coin C.D.A. 1993. "A Comparison of Permian and Carboniferous Coking Coals" The Australian Coal Journal. No.40, p.13-17.

Selvitop, O. 2106. Turkey's Attempts to Increase the Utilization of Domestic Coal. Cornerstone, Autumn, 2016. Vol. 4, Issue 3. 27-31pp.

Sloss, L.L., 2014. Blending of coalsf to meet power station requirements. IEA Clean Coal Centre Publication, 68p.

Speight, J.G. 2005. Handbook of Coal Analysis. 238pp. John Wiley & Sons, ISBN 0-471-52273-2.

Su S., Pohl, J.H., Holcombe, D. and Hart, J.A. 2001. A proposed maceral index to predict combustion behavior of coal. Fuel 80 (2001) 699-706.

Tillman D, and Duong D. 2007 Managing slagging at Monroe power plant using on-line coal analysis and fuel blending. Fuel Processing Technology; 88; 1094-1098 (2007)

INTRODUCTION OF ANALYTICAL METHODS FOR OIL SHALE RESOURCE EVALUATION

C. Gülamber [1,] * K.M. Ibrahim [2,], S. Aljurf [3], H. A. Rahman [3]

[1]*INNOSYS R&D Co. Ltd, Ankara, Turkey*
[2]*Department of Earth and Environmental Sciences, Hashemite University, Zarqa, Jordan*
**Senior Consultant, Saudi Arabian Corporation for Oil Shale Ltd., Amman, Jordan*
[3]*Geology Department, Saudi Arabian Corporation for Oil Shale Ltd., Amman, Jordan*
(Corresponding author: cemal@innosys.com.tr)

ABSTRACT

Innosys R&D Engineering and laboratory Limited Company has conducted intensive sample preparation and assaying for 2549 oil shale rock samples collected from the Attarat oil shale resource in Jordan. About 43333 parameters were analyzed including: Fischer assay, proximate analysis, Q-bomb, ultimate analysis, TIC and TOC. The sample preparation and sample analysis were carried out following the related recognized international standard procedures such as ASTM, ISO or TS. The only standard method for oil shale analyses is the Modified Fischer Assay which is an outdated and empirical method. Modified Fischer Assay method is still accepted as the main pillar of oil shale exploration program. The rest of analytical procedures are developed as in-house methods by referencing coal standards.

INTRODUCTION

Oil shale is a sedimentary rock that contains solid organic matter in mineral matrix; which is combustible, insoluble in common organic and inorganic solvents. Organic matter largely composed from Kerogen, that is decomposed by pyrolysis reaction which, takes place at around 500°C in absence of oxygen. Kerogen is very complex hydrocarbon chain at its solid state. Types of kerogen are classified according to hydrogen/oxygen index on rock eval pyrolizer, which has effect on gas/oil production rates (J. Espitalie et al. (1985), Ü. Lille et al.) (see Figure 1 and Figure 2). Types of reserves are related with formation conditions.

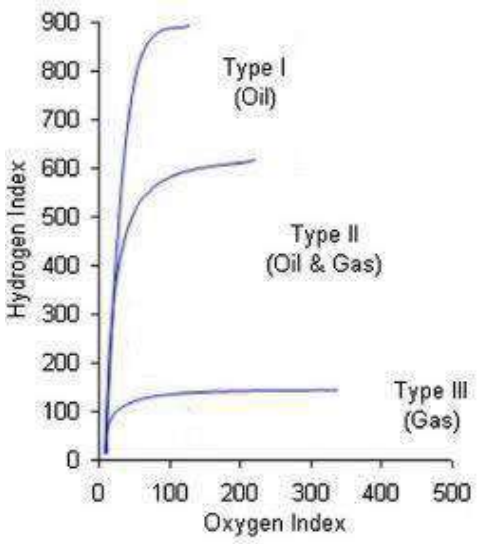


Figure 1. Modified Van Krevelen diagram showing the organic matter types

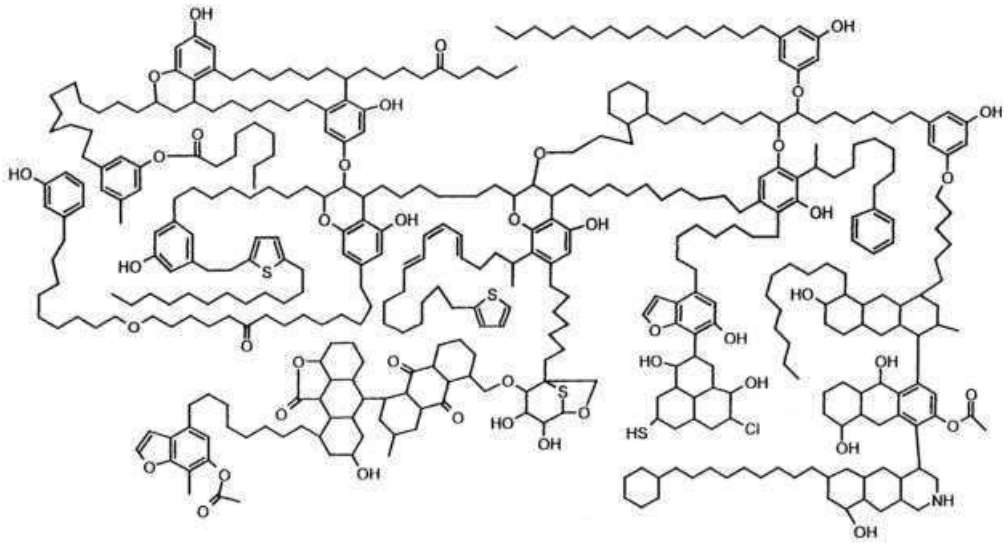


Figure 2. Possible structure of kerogen

Long chain hydrocarbons are broken during pyrolysis reaction, which forms oil mist stream; gaseous state of shale oil (synthetic oil like liquid), shale gas (which contains C1-C6 group hydrocarbons, CO_2, CO, H_2, H_2S) (Gülamber C et al. (2018), P. Schmalfeld) and pyrogenic water (water bounded to mineral mater and released at temperatures above 200°C such as kaolinite, hydrous mica and illite). Condensation and three phase separation take place: liquids (water, oil) are separated from each other as well as the non-condensing gases. Residue of the oil shale after pyrolysis (retorting), referred to as semi coke or spent shale; has still some organic matter, which has calorific value equal to 20 to 30 % thermal energy content of original basis of oil shale under laboratory conditions [Li S. Y. et al. (1987), Johannes I. et al.(2008)).

Spent shale may be used as energy source for retorting, electricity production and other heat requirements.

Main analyses to understand characteristics of the oil shale ore consist of the following,

1. Sample Preparation
2. Material Balance (by Fischer Assay) on Dry Solids
3. Proximate Analysis
4. Qbomb
5. Ultimate Analysis
6. Total Inorganic Carbon (Carbon in Carbonate Mineral) Measurements
7. Total Organic Carbon

Samples were received in 11 shipments during a period of 14 months starting from September 2017 going parallel with exploration program. Received boreholes and number of samples with parametrical numbers are listed in Table 1.

Table 1. Number of samples and the analyzed parameters

#	Borehole Name	Number of Samples	Number of Analyzed Parameters	Total Analyzed Parameters
1	SA-01	44	17	748
2	SA-02	57	17	969
3	SA-03	38	17	646
4	SA-04	43	17	731
5	SA-05	61	17	1037
6	SA-06	80	17	1360
7	SA-07	43	17	731
8	SA-08	43	17	731
9	SA-09	51	17	867
10	SA-10	58	17	986
11	SA-11	67	17	1139
12	SA-12	50	17	850
13	SA-13	11	17	187
14	SA-14	41	17	697
15	SA-15	46	17	782
16	SA-16	48	17	816
17	SA-17	44	17	748
18	SA-18	79	17	1343
19	SA-19	85	17	1445
20	SA-20	80	17	1360
21	SA-21	24	17	408
22	SA-22	36	17	612
23	SA-23	53	17	901
24	SA-25	40	17	680
25	SA-26	47	17	799
26	SA-27	39	17	663
27	SA-28	43	17	731
28	SA-29	49	17	833
29	SA-30	50	17	850
30	SA-31	43	17	731
31	SA-32	51	17	867
32	SA-33	30	17	510
33	SA-34	46	17	782
34	SA-35	38	17	646
35	SA-36	49	17	833
36	SA-37	56	17	952
37	SA-38	51	17	867
38	SA-39	57	17	969
39	SA-40	51	17	867
40	SA-41	48	17	816
41	SA-42	47	17	799
42	SA-43	40	17	680
43	SA-44	47	17	799
44	SA-45	53	17	901

#	List of Parameters
1	**Total Moisture, %**
2	**Moisture, %**
3	**Ash, %**
4	**Volatile, %**
5	**Calorific Value, cal/g**
6	**N, %**
7	**C, %**
8	**H, %**
9	**S, %**
10	**TIC, %**
11	**TOC, %**
12	**Shale-Oil Production, %**
13	**Gas-plus Loss, %**
14	**Pyro-water, %**
15	**Spent-Shale, %**
16	**API-b Density, g/cm3**
17	**API-b Degree, º**

45	SA-46	48	17	816
46	SA-47	57	17	969
47	SA-48	58	17	986
48	SA-49	54	17	918
49	SA-50	42	17	714
50	SA-51	53	17	901
51	SA-52	59	17	1003
52	SA-53	21	17	357
TOTAL		***2549***	***-***	***43333***

GEOCHEMICAL EXPERIMENTAL METHODS

Organic matter bearing oil shale rocks, can be utilized for shale oil (a type of synthetic oil) or electricity production due to combustion in circulated fluidized bed boilers. Laboratory investigation targets to find out total available and utilizable amount of oil shale for shale oil production or energy production, equipment selection, process selection and process calculation data such as mass/energy balance. Supporting analyses are conducted for confirmation purposes.

Analytical procedure starts when geological exploration samples (systematically obtained and classified half cores) are received by laboratory. Application of JORC standards and carrying out geological exploration program under certified competent person's control and management for credibility of exploration program.

Sample Preparation

Received half core, visually examined by sample preparation personal as the first step. Weight of sample is measured and recorded on sample preparation card along with other information such as sample condition, visible moisture data and sample tag. Two different sample preparation methods are used according required sample size by the assay/analytical method itself. Second stage of sample preparation after examination and weight measurement is crushing half cores.

Sample preparation practices to prepare samples are selected and applied according to refences used of analytical methods, were prepared from standard test methods.

Following analyses are conducted by sample prepared according to method 1 (ASTM D346).

1. Modified Fischer Assay
2. Total Moisture

Following analyses are conducted by sample prepared according to method (ASTM D2013).

1. Ultimate Analysis
2. Proximate Analysis
3. HHV
4. Total Inorganic Carbon

Method 1*:* A jaw crusher with adjustable opening to crush half cores from bigger particle size to smaller particle sizes. Crushed particles are collected from discharge of crusher, for sieving trough No: 8 mesh (2.36 mm). According to Method 1, 95% of total crushed weight should pass from the screen. If percentage of non-passing particles trough sieve is higher than 5, particles are re-crushed in the crusher until requirement is matched. Average sample weight after crushing is around 3.5 kgs. From this amount around 300 g of representative sample should be collected for analytical purposes. In order to achieve

the representative sample, crushed samples are passed through rifle splitter which has 2.7 times opening of mesh size which is 2.36 mm (No: 8) for oil shale case. Rifle splitter is a mechanical equipment when samples are dropped in, they are randomly divided in two by. Divided material is consequently re-divided to obtain representative test specimen around 300 to 350 g. Rest of the crushed samples are replaced in sample sacks and stored in barrels. Around 130 g of crushed samples are stored in two sampling containers, one of those containers is stored in warehouse as witness, the other one used for analytical investigation (Material balance on Modified Fischer Assay and total moisture content). Around 50 g of samples are collected to be grinded according Method 2.

Method 2*:* A special vibrating disk mill grinder used, that reduces crushed sample size less than 250 µm. Method 2 requires grinded samples to fully pass from No: 60 mesh sieves (250 µm).
Grinding of non-passing samples repeated until to reach %100 passing. 20 g of powdered sample is collected in smaller containers for analytical purposes. All operation is done in a well-ventilated cabinet for health and safety. Tare and all sieves used during sample preparation are calibrated.

Total Moisture

Test procedures were produced from a standard method (ASTM D3173) and validated for oil shale samples. Approximately 1 gr of crushed wet oil shale samples, prepared according to method 1 (ASTM D346) are put in special petri dish made of glass. Glass petri dish with sample is placed in calibrated moisture removal furnace, heated up to 107 °C and kept at that temperature for 1 hour. Samples are placed in moisture free cabinet to keep air moisture away during cooling procedure. When the samples are cooled down to room temperature, weight of samples are remeasured. Moisture content is calculated by difference of two weights.

Furnace, temperature validation probes, tare, calibration weights, moisture free cabinet and its moisture measurement probe; used for the analysis procedure is calibrated/validated.

Average moisture content of analyzed 4 from 52 boreholes are shown in Table 2.

Table 2. Total moisture of selected boreholes

#	*Borehole Name*	*Total Moisture, %*
1	*SA-10*	6.78
2	*SA-20*	11.51
3	*SA-30*	3.23
4	*SA-40*	12.52

Material Balance (by Fischer Assay) On Dry Solids

Fischer assay is a standardized empirical analysis for oil shale ores which is used to determine oil yield, gas plus loss yield, pyrolysis water and spent shale yield using mass balance on dry basis samples. Fischer Assay is very important analyses carried out specifically for oil shale and used for resource evaluation and commercial retorting technologies comparison. Test is done according to procedures a test method (ASTM D3904-90).

Test specimen prepared according to sample preparation method 1 (ASTM D346) are used for Fischer Assay analyses. Test specimen is dried at 107 °C for 1 hour in order to remove moisture content. 100 ± 5 g of material is put in cast aluminum retort reactor and actual weight change of retort cup is measured/recorded. The lid which has ports for temperature measurement and argon gas blanketing (or reactor purging) is tightly closed. Blanketing is done when there is a requirement for non-condensing

gas GC scan. Assembled retort cup placed to special furnace which has the capability of precise temperature control. Oil shale sample heated up to 500 °C ± 5 °C with a predefined temperature profile in 40 min (12 °C/min). Temperature maintained at 500 °C for an additional 40 min. Total duration of analysis is 80 min. Exhaust of retort cup which is where the hydrocarbon vapors come out is connected to a centrifuge tube where water and oil fractions condensed and collected. Centrifuge tube is dipped in a constant temperature bed at 0 °C ±3 °C. On top of centrifuge tube. Secondary condenser is attached on top of centrifuge tube in order to condense remaining oil/water vapors. This is an Allihn (straight type) back condenser, which has recycling coolant at 0 °C ±3 °C. A special multi-layer easily inflatable gas sampling bag is connected at outlet of Allihn (straight type) back condenser in order to collect non-condensing gases for further GC Scan analyses if requested. When test is completed, system is detached. Centrifuge tube is heated to 60 °C in constant temperature bed prior and centrifuged (ASTM D1796-11). Pyrogenic Water (Water bound mineral matrix of oil shale) level is observed and recorded. API gravity of shale oil is measured by portable density measurement instrument working according to a standard test method (ASTM D7777-13), the instrumental method converts and reports API density automatically as standard API density @ 15 °C by density tables (ASTM D1250-08, 2013). In light of collected information; shale oil, gas plus loss, pyrolysis water and spent shale yield is calculated.

Temperature profile is monitored and recorded by the computer. System is placed in ventilated biohazard cabinet. Toxic gases in and outside of biohazard cabinet are monitored continuously. All test instruments and measurement probes are calibrated or validated.

Average shale oil, pyrogenic water, gas plus loss and spent shale content of analyzed 4 of 52 boreholes are shown in Table 3. Oil shale that has oil yield lower than 6 % by weight is not accepted as commercially feasible for most of the cases. When the oil shale with lower oil yield is excluded, average shale oil, pyrogenic water, gas plus loss and spent shale content for the same analyzed 4 of 52 boreholes are shown in Table 3.

Table 3. Results of material balance of selected boreholes

#	*Borehole Name*	*Shale Oil Yield, %*	*Gas-plus Loss, %*	*Pyrogenic water, %*	*Spent Shale, %*	*API-b Density, g/cm3*	*API-b Degree, º*
Average values of all analysis for selected boreholes							
1	*SA-10*	7.97	2.72	2.24	87.06	0.9701	14.28
2	*SA-20*	7.21	2.69	3.67	86.43	0.9753	13.50
3	*SA-30*	7.84	2.69	1.50	87.96	0.9709	14.14
4	*SA-40*	8.64	2.65	3.68	85.03	0.9705	14.02
Average values of all analysis excluding oil yield analysis below 6 %							
1	*SA-10*	9.64	3.32	2.63	84.41	0.9691	14.44
2	*SA-20*	8.99	3.28	4.65	83.09	0.9743	13.66
3	*SA-30*	9.70	2.96	1.79	85.55	0.9701	14.25
4	*SA-40*	9.82	3.00	4.38	82.80	0.9703	14.01

Proximate Analysis

Proximate analyses for oil shale are thermo gravimetric analyses that compromise measurement of mass change of particles under predefined temperature/time conditions. Proximate analyses are used to reach moisture, ash and volatile content of oil shale. These are supporting values for mass energy balance calculations and designing for material balance during project execution. Test procedures are produced from standard method that is used for coal analyses (ASTM D 7582).

Moisture and ash content are measured in one furnace, volatile content is measured in a separate device.

For moisture and ash content determination, cleaned and dry crucibles are placed to furnace, and empty weights are measured by the high precision and calibrated tare of furnace itself. About 1 gr sample prepared according to sample preparation method 2 (ASTM D2013) put in tared crucible and actual sample weight is found. Moisture content is measured at 107 °C after 1 hour and weight of sample stabilized. For ash content determination, temperature is elevated to 500 °C ±10 °C at end of 1-hour heating following. For oil shale tests upon customer request temperature is elevated to 815 °C ±10 °C in the following hour. Weights of specimens are measured until weights are constant. Ash and moisture content measurement are completed.

For volatile content a secondary instrument with two isolated furnaces is used. Similar to moisture / ash content measurements crucibles are placed to device and tared. Around 1 gr of sample is added to crucible, weighed lids of crucibles are placed and weighted for the last time. One lower temperature furnace is heated to 107 °C and temperature kept constant. Upper furnace is increased to 950 °C and kept constant at that temperature. An inert atmosphere is created by nitrogen gas injection to the furnaces. Samples at lower furnace are elevated to upper furnace two by two and kept for 7 min. Samples are brought back to lower furnace for weight measurement. Weights of specimens are measured until weights are constant. Volatile content measurement is completed.

Average of moisture, ash and volatile content of analyzed 4 of 52 boreholes are shown in Table 4.

Table 4. Average results of proximate analysis of selected boreholes

#	*Borehole Name*	*Moisture, %*	*Ash, %*	*Volatile, %*
1	*SA-10*	5.96	57.81	40.91
2	*SA-20*	9.37	59.53	38.37
3	*SA-30*	2.48	57.70	40.50
4	*SA-40*	11.57	57.21	40.75

HHV Analysis

Higher heating value determination of oil shale is done on the specimen prepared according to sample preparation method 2 (ASTM D2013). HHV test procedures are produced from standard method that is used for coal samples (TS ISO 1928). Heat capacity of bucket and bomb is defined and validated prior to analysis. Room temperature is conditioned to ± 0.5 °C compared to room temperature during heat capacity calculation of bucket and bomb.

Dried samples are put in special platinum crucible which is placed in an isoperibolic calorific bomb. A platinum wire is inserted to material and bomb filled with 30 bars %99.5 pure oxygen. Bomb itself is placed to the bucked in which 1 liters of pure water filled later. Once platinum wire is ignited, oil shale is combusted, and heat is transferred to water in bucket in which temperature difference sensitively measured and heating value of oil shale is calculated.

Calorific value of some oil shale with very low organic matter cannot be measured by using normal methods. A certified reference booster (Benzoic Acid) known calorific value is added to certain samples. Heat value coming from booster is deducted from measured heat coming from combustion of booster and test specimen.

Average of higher heating value analyzed 4 of 52 boreholes are shown in Table 5 below.

Table 5. Results of Calorific value of selected boreholes

#	*Borehole Name*	*Calorific Value, cal/g*
1	*SA-10*	1251.51
2	*SA-20*	998.27
3	*SA-30*	1105.85
4	*SA-40*	1144.37

Ultimate Analysis

Ultimate analysis of oil shale was carried out on the specimen prepared according to sample preparation method 2 (ASTM D2013). Total carbon, hydrogen, nitrogen and sulfur content determination is done according to test procedures produced from standard test methods that are used for coal standards (ASTM D5373; ASTM D 4239).

Grinded samples (<250µm) are dried and cooled down in dry chambers. Dry samples are tare on tin sheets. Tin sheets are rolled and smashed in special molds to make it like a capsule. Capsules are placed to auto sampler. Analytical device takes samples placed on auto sampler one by one to the combustion chamber. Combustion takes place in quartz column which is at 1150 °C temperature under % 99.999 pure oxygen atmosphere. Combustion products (CO_2, H_2O, NO_x and SO_x) are swept from combustion tube by %99.999 pure helium gas to series of traps and sent to detectors for percentage determination. By calculation C H N S values are found in oil shale sample. As the combustion takes place at temperatures over $CaCO_3$ decomposition reaction temperatures measured carbon classified as total carbon as it compromises both organic and inorganic carbon.

Averages of carbon, hydrogen, nitrogen and sulfur values for analyzed 4 of 52 boreholes are shown in Table 6.

Table 6. Results of ultimate analysis of selected boreholes

#	*Borehole Name*	*N , %*	*C , %*	*H , %*	*S , %*
1	*SA-10*	2.76	18.29	1.46	2.38
2	*SA-20*	0.29	17.22	1.29	2.04
3	*SA-30*	0.30	18.37	1.45	2.36
4	*SA-40*	0.30	18.48	1.48	2.41

Total Inorganic Carbon (Carbon in Carbonate Mineral) Measurements

Total inorganic carbon measurements of oil shale is done on the specimen prepared according to sample preparation method 2 (ASTM D2013) practice. Total inorganic carbon (carbon in carbonate mineral) content determination is done according to test procedures produced from standard methods used for waste, sludges and sediment analyses (TSE - TS 12089 EN 13137).

Inorganic carbon in oil shale is deposited in $CaCO_3$ and $CaMg(CO_3)_2$ minerals. Source of these minerals in oil shale are intrinsic (from the shells of living creatures) and extrinsic (driven minerals by natural forces from surrounding areas). In most cases for planktonic oil shale deposition it is a good

indication for richness sedimentation. Besides Total inorganic value is very important to detect total organic carbon value which is used correlation purposes to check accuracy and tendency of product yield of oil shale resource.

Grinded samples (<250µm) are dried and cooled down in dry chambers. Dry samples are tared in glass vials and placed to autosampler of analytical device. 12 molar HCl solution is prepared and filled to acid tank of inorganic carbon determination instrument. Acid injected to glass vial trough septum and carbonate decomposition reaction ($CaCO_3 + 2HCl \rightarrow CaCl_2 + CO_2 + H_2O$) starts. After a predefined reaction time N_2 gas injected trough acid injection prob in order to sweep produced CO_2 to traps where moisture and acid vapors are cleaned. CO_2 detector measures CO_2 and by correlation carbon in carbonates is measured.

Average of inorganic carbon values for analyzed 4 of 52 boreholes are shown in Table 7.

Table 7. Results of total inorganic carbon (TIC) selected boreholes

#	*Borehole Name*	*TIC, %*	*TOC, %*
1	*SA-10*	7.31	10.98
2	*SA-20*	7.37	9.84
3	*SA-30*	8.09	10.28
4	*SA-40*	7.53	10.95

Total Organic Carbon Calculation

Total organic carbon value is very important parameter to check accuracy of analyses and gives general idea about deposition conditions of reserve. It is found by calculation. As explained at section 3.6 total carbon value of test specimen is determined by carrying out ultimate analyses. Total Inorganic carbon content of test specimen is determined as explained at section 3.7 (TSE - TS 12089 EN 13137). % TIC value is extracted from % TC value to calculate % TOC (Total Organic Carbon) value.

Average of organic carbon values for analyzed 4 of 52 boreholes are shown in Table 8.

Table 8. Results of total organic carbon (TOC) of selected boreholes

#	*Borehole Name*	*TOC , %*
10	*SA-10*	10,98
20	*SA-20*	9,84
29	*SA-30*	10,28
39	*SA-40*	10,95

RESULTS AND DISCUSSIONS

First distinctive result which is open for discussion is, proximate analyses results. If we looked at Table 9, it is seen; sum of moisture, ash and volatile content is exceeding 100%.

Table 9. Moisture, ash and volatile content of boreholes

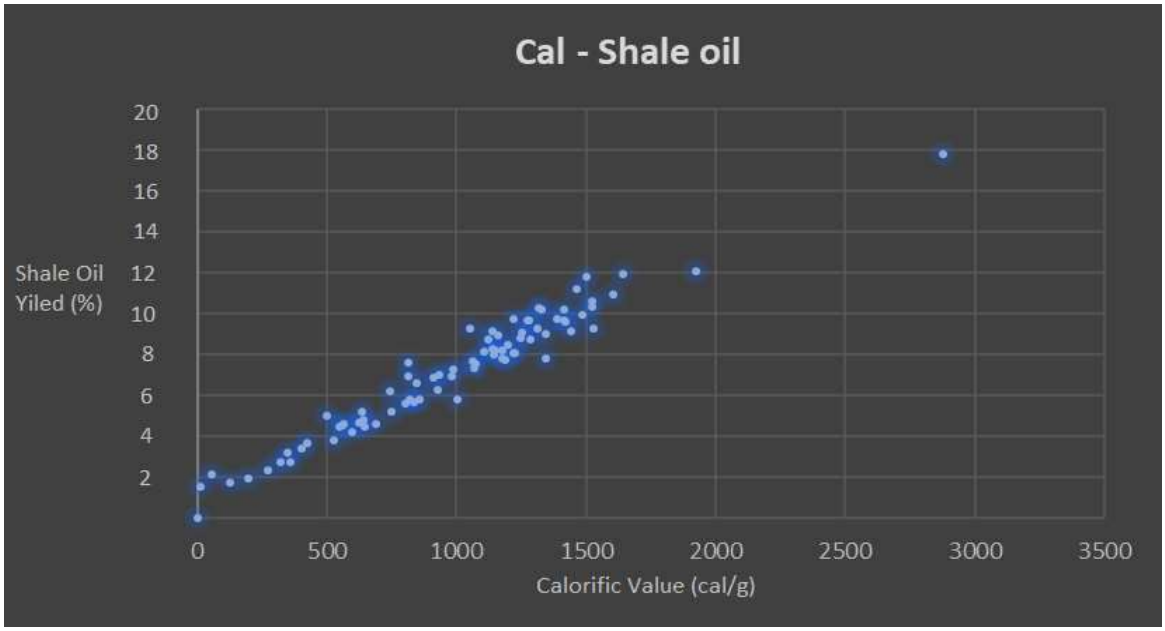
#	*Borehole Name*	*Moisture, %*	*Ash, %*	*Volatile, %*	*Total, %*
1	*SA-10*	5.96	57.81	40.91	104,68
2	*SA-20*	9.37	59.53	38.37	107,27
3	*SA-30*	2.48	57.70	40.50	100,68
4	*SA-40*	11.57	57.21	40.75	109,53

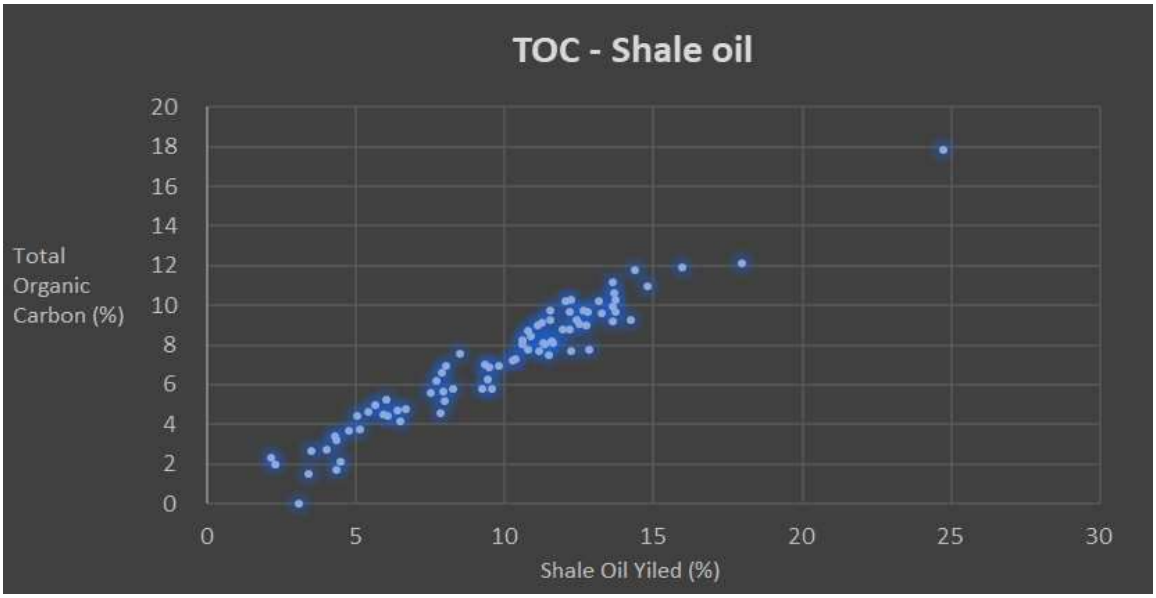
The reason for this to happen mineral matrix of oil shale contains large amount of inorganic carbon bearing $CaCO_3$ and $CaMg(CO_3)_2$. Carbonate formations are decomposed by an endothermic reaction that initiates at 550 °C can be as high as 900 °C depending to partial CO2 pressure of decomposition environment. In this regard, temperature and partial CO2 pressure have influence on decomposition rate of carbonate mineral. Duration of being subject to high temperatures and particle size of CaCO3 material (effective surface area), are other factors that effects calcium carbonate decomposition rate [Solvay, 2007; Lide et al. 2005; I. Halikia et al. 2001; A. Escardino et al. 2013).

As ash content analyses carried out 815 °C temperature by customer request to comply with customer process temperature. At the temperature that ash content determination done, part of CaCO3 do not decompose. On the other hand, volatile content analyses carried out at 950 °C; at which all the CaCO3 is calcined. Because of incomplete calcination for ash content measurement, mass of ash is higher than it should be. That causes sum of moisture, ash and volatile content being higher than 100%.

Using in-house developed methods brings questions about accuracy and credibility of analyses results. As it is known, if there is a standard method used for the analytical activity; what required is verification. Verification is done by traceable certified refence materials which are applicable to international standard (ISO 17034). In this laboratory can use deviation, bias, reproducibility, uncertainty values stated by the method. For oil shale, as the there is not specific standard to follow and no certified material for verification; coal standards modified and developed as in-house methods. This requires validation (ISO/IEC 17025:2005). Effects of all the effecting parameters, such as particle size, change in temperate, change of environmental conditions, change in analysis personal…etc should be tested. Effects of all of these are calculated and added total uncertainty, statistical calculations and other important parameters are defined such as limit of quantitation, limit of detection… etc. (ISO/IEC 17025:2005) These validation activities require, time, long experience and capability. Yet, interlaboratory comparison and proficiency testing is still required (ISO/IEC 17025:2005).

The results represented and discussed are the part of the findings that is evaluated in accordance to in-house developed methods. Findings from different analytical and empirical methods are compered to understand tendency of calorific value over shale oil yield, total carbon over shale oil yield and total in organic carbon over shale oil yield as in Fig. 3 and Fig 4. This gives an understanding for the reliability of analyses and allows to catch results that requires further investigation.


Cal - Shale oil
Shale Oil Yiled (%)
20
18
16
14
12
10
8
6
4
2
0
500
1000
1500
2000
2500
3000
3500
Calorific Value (cal/g)


TOC - Shale oil
Total Organic Carbon (%)
20
18
16
14
12
10
8
6
4
2
0
0
5
10
15
20
25
30
Shale Oil Yiled (%)

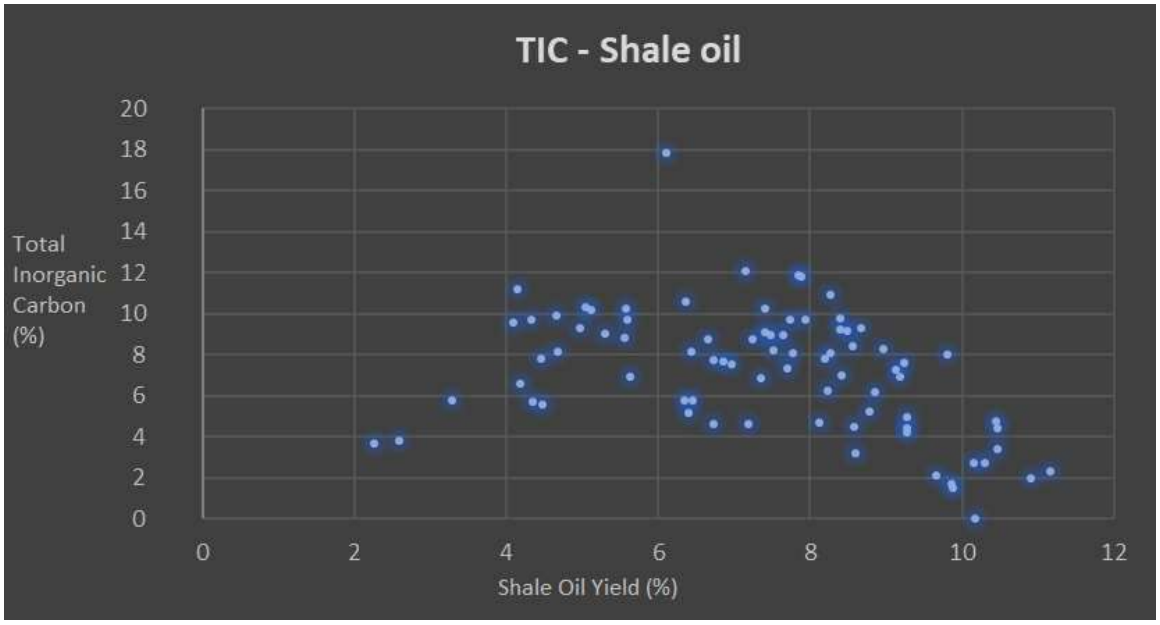
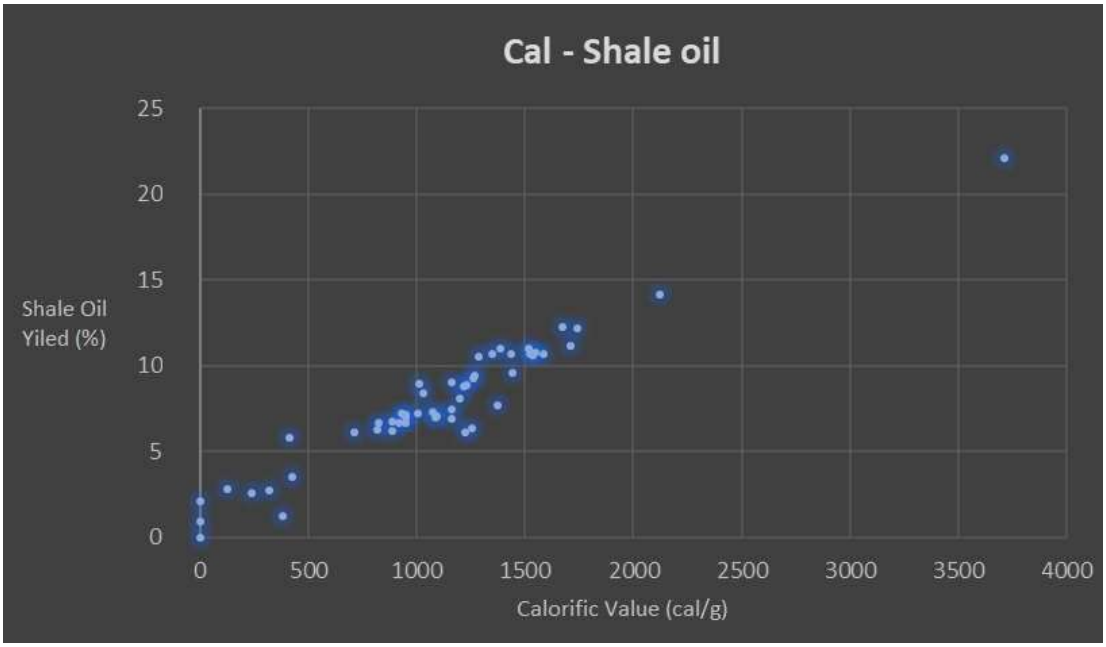
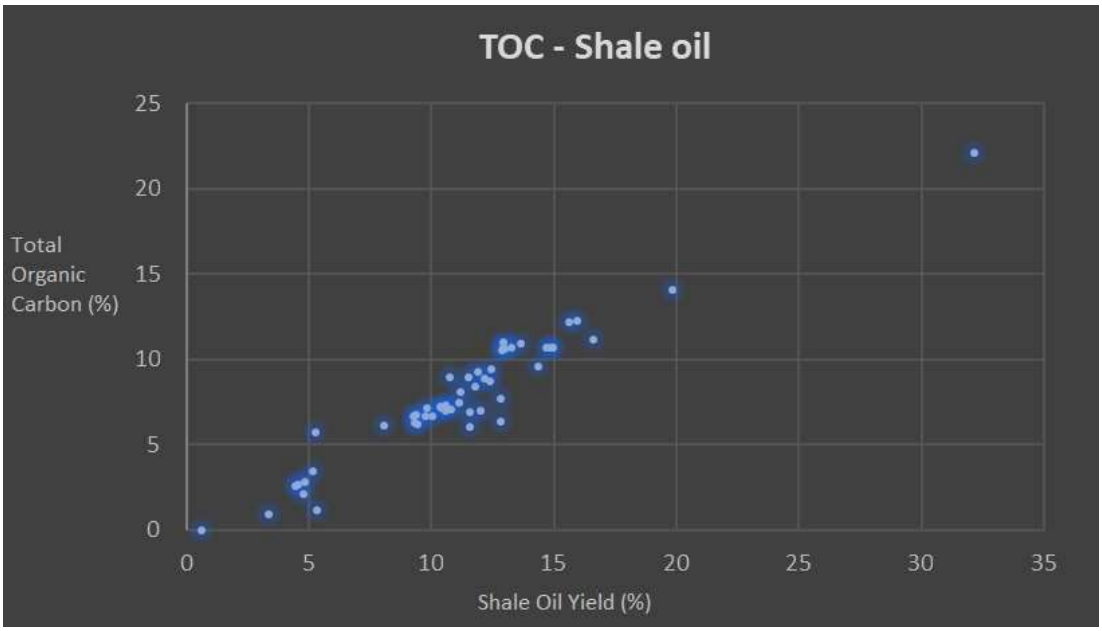


Figure 3 a, b, c. Comparison of results (SA-20 Borehole)





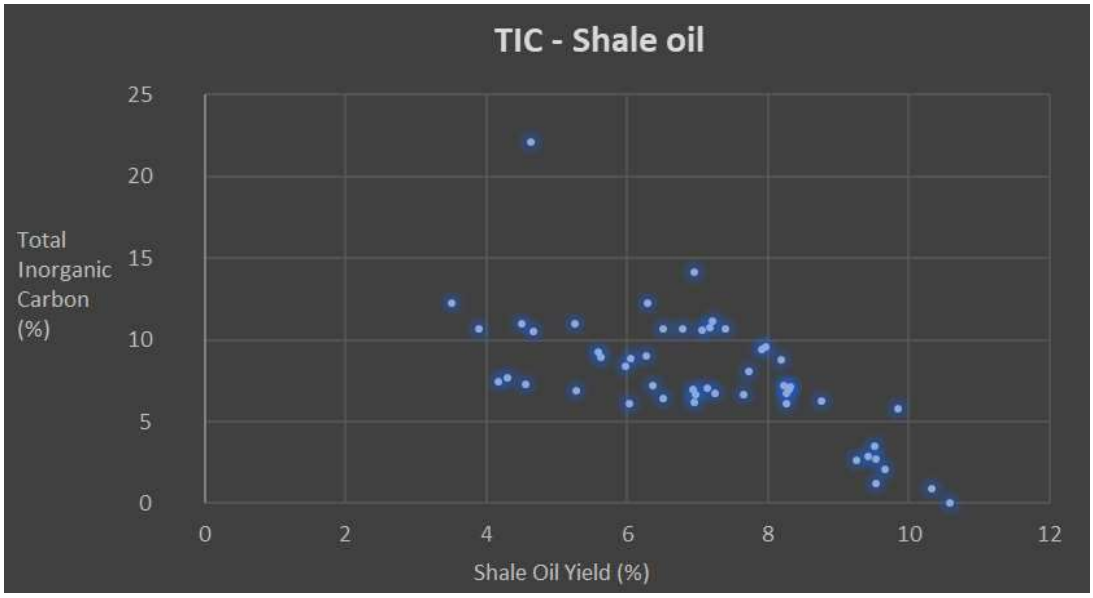


Figure 4 a, b, c. Comparison of results (SA-30 Borehole)

CONCLUSIONS

The only standard method for oil shale analyses is the Modified Fischer Assay which is an outdated and empirical method. Modified Fischer Assay method still accepted as the main pillar of oil shale exploration program. Rest of the analysis procedures are developed as in-house methods by referencing coal standards. These in-house methods are needs be validated in order to comply with international standards and credibility of the results as explained at section 4 with in more details (ISO/IEC 17025:2005). Supportive analyses are very important to control accuracy and credibility of modified Fischer Assay method which is empirical and open to frequent human error.

For the proximate analyses, selected temperature for moisture, ash and volatile content determination are by the customer request according process for ore utilization. It may effect determination of final mass balance as described at section 4 in details. For exact mass balance of the

analyses ash content determination temperature should be increased to temperatures, at which all the $CaCO_3$ is decomposed to CaO and CO_2.

According to graphics at section 4, there is a direct proportional relation between shale oil yield and higher heating value. Additionally, there is also direct proportional relation between shale oil yield and total organic carbon value of raw oil shale.

Presence of total inorganic carbon is an indication to shale oil production of the examined oil shale resource in the Attarat Umm Ghudran Area/Jordan. It was observed that low to medium level of TIC bearing oil shale samples produces medium to high shale oil.

REFERENCES

J. Espitalie, G. Deroo, F. Marquis, Rock-Eval Pyrolysis and Its Application Inst. Fr. Petrol. (1985): 72P.

Ü. Lille, I. Heinmaa, and T. Pehk, "Molecular model of Estonian kukersite kerogen evaluated by C-13 MAS NMR spectra," Fuel, vol. 82, pp. 799–804, 2003.

Gülamber C., Innosys R&D Laboratory Investigation Reports on Attarat Umm Ghudran Oil Shale OSSAB-LIIN-1217-004, 2018

Dr. Ing. P. Schmalfeld The Use Of The Lurgi-Ruhrgas Process For The Distillation Of Oil Shale

Li S. Y., Qian J. L., Zhu Y. J., Study on the kinetics of oil shale payrolysis with bitumen as an intermediate product, Jornual of fuel Chemistry and Technology, 1987 15 (2): 118-123

Johannes I., Zaidenstal A., Kinetics of low temperature retorting of Kukersite oil shale, Oil Shale, 2008, 25 (4), 412-425

ASTM D346 Standard Practice for Collection and Preparation of Coke Samples for Laboratory Analysis

ASTM D2013 Standard Practice for Preparing Coal Samples for Analysis

ASTM D3173 Standard Test Method for Moisture in the Analysis Sample of Coal and Coke

ASTM D3904-90 Test Method for Oil From Oil Shale (Resource Evaluation by the Fischer Assay Procedure) (Withdrawn 1996)

ASTM D7777-13 Standard Test Method for Density, Relative Density, or API Gravity of Liquid Petroleum by Portable Digital Density Meter

ASTM D1796-11 Standard Test Method for Water and Sediment in Fuel Oils by the Centrifuge Method (Laboratory Procedure)

ASTM D1250-08(2013) e1 Standard Guide for Use of the Petroleum Measurement Tables

ASTM D 7582 Standard Test Methods for Proximate Analysis of Coal and Coke by Macro Thermogravimetric Analysis

TS ISO 1928 Solid mineral fuels - Determination of gross calorific value by the bomb calorimetric method and calculation of net calorific value

ASTM D5373 Standard Test Methods for Determination of Carbon, Hydrogen and Nitrogen in Analysis Samples of Coal and Carbon in Analysis Samples of Coal and Coke

ASTM D 4239 Standard Test Method for Sulfur in the Analysis Sample of Coal and Coke Using High-Temperature Tube Furnace Combustion

TSE - TS 12089 EN 13137 Characterization of waste-Determination of total organic carbon (TOC) in waste, sludges and sediments

"Solvay Precipitated Calcium Carbonate: Production". Solvay. 9 March 2007. Retrieved 30 December 2007.

Lide, D. R., ed. (2005). CRC Handbook of Chemistry and Physics (86th ed.). Boca Raton (FL): CRC Press. ISBN 0-8493-0486-5.

Halikia, L. Zoumpoulakis, E. Christodoulou, D. Prattis. Kinetic study of the thermal decomposition of calcium carbonate by isothermal methods of analysis Nov. 2001, Athens Greece.

Escardino, J. García-Ten, C. Feliu, A. Saburit, V. Cantavella. Kinetic study on the thermal decomposition process of calcite particles in air and CO2 atmosphere, May 2013, Castellón. Spain

ISO 17034: general requirements for the competence of reference material producers (replacement of old ISO Guide 34)
ISO/IEC 17025:2005 General requirements for the competence of testing and calibration laboratories

KÖMÜR FLOTASYONU İÇİN YEŞİL KOLLEKTÖR: ATIK BİTKİSEL YAĞ

GREEN COLLECTOR FOR COAL FLOTATION: WASTE VEGETABLE OIL

H. Hacıfazlıoğlu [1], A.Dikici [1,*]

[1]*İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Avcılar/IST*
(*Sorumlu Yazar: *aydadikici@gmail.com*)

ÖZET

Kömür flotasyonunda yaygın olarak gazyağı ve dizel gibi petrol türevi yağlar kullanılmaktadır. Ancak yenilenemez olan bu kaynak yakın gelecekte tükenecektir. Bu bağlamda petrol ürünlerine alternatif, yenilenebilir yeni ürünlerin bulunması ve geliştirilmesi gerekir. Bu çalışmada, kollektör olarak bir petrol ürünü olan gazyağına alternatif olarak kızartma işlemlerinde kullanılmış atık bitkisel yağ kullanılmıştır. Gazyağı ve atık bitkisel yağ ile ayrı ayrı kömür flotasyonu yapılmış ve elde edilen sonuçlar kül, yanabilir verim ve verimlilik indeksi bakımından karşılaştırılmıştır. Deneylerde köpürtücü olarak bitki kökenli okaliptüs yağı kullanılmıştır. Sonuçlar göstermiştir ki, atık bitkisel yağ, gazyağına alternatif olarak kullanılabilecek bir yağdır. Ancak verimlilik ve selektivite yönünden gazyağına göre daha düşük performans göstermiştir.

Anahtar Kelimeler: Kömür, atık bitkisel yağ, gaz yağı, flotasyon, verimlilik indeksi

ABSTRACT

In coal flotation, petroleum derived oils such as kerosene and diesel are widely used. However, this resource which cannot be renewed will be consumed in the near future. In this context, it is necessary to find and develop renewable new products alternative to petroleum products. In this study; as a collector, waste vegetable oil used in frying processes was employed as an alternative to the kerosene, which is a petroleum product. Coal flotation was performed separately with kerosene and waste vegetable oil, and the results were compared in terms of ash, combustible recovery and efficiency index. The results showed that the waste vegetable oil is the one that can be used as an alternative to the kerosene. However, it showed lower performance than the kerosene in terms of efficiency and selectivity.

Keywords: Coal, waste vegetable oil, kerosene, flotation, efficiency index

GİRİŞ

Petrol ürünlerinden biri olan gazyağı, kömür flotasyonunda yüksek verim ve yüksek seçimliliği nedeniyle özellikle tercih edilmektedir. Bu yağlar kömür yüzeyini bir film şeklinde kaplayarak hava kabarcığı ile tanecik arasındaki adhezyon kuvveti arttırır ve böylece daha güçlü temasların oluşması sağlanmaktadır. Bu yolla hem flotasyon hızı hem de yanabilir kısım kazanımı artmaktadır. Yağların kullanımı taş kömürü flotasyonunda genellikle 0.5-2 kg/t mertebelerinde iken, kömürleşme derecesi düşük olan linyit flotasyonunda 6-8 kg/t seviyelerine kadar çıkabilmektedir. (Jia vd., 2002; Cebeci, 2002; Sis vd., 2004; Sönmez ve Cebeci, 2006; Hacıfazlıoğlu, 2016; Baktarhan vd.,2017).

Kömür flotasyonu için petrol ürünlerine alternatif olarak yemeklik bitkisel yağların kullanılabileceği pek çok araştırmacı tarafından belirtilmiştir. Ayrıca, kızartma işlemleri sonucunda oluşan Atık Bitkisel Yağların da flotasyonda kullanılabileceği belirtilmektedir (Klimpel and Hansen, 1987; Dey

and Pani, 2012; Hacifazlioglu ve Senol-Arslan, 2017). Alonso, vd. (2000) yapmış oldukları çalışmada, ham ve rafine bitkisel yağların kömür flotasyonunda kollektör olarak kullanılması durumunda yeterince etkili olup olmadıklarını araştırmışlardır. Deneysel çalışmalarda bitkisel yağ olarak soya yağı ve zeytin yağı test edilmiş ve elde edilen sonuçlar gazyağı ile yapılan deney sonuçları ile karşılaştırılmıştır. Klasik flotasyon makinesinde gerçekleştirilen deneyler sonucunda, bitkisel atık yağlar kömürün külünü %70 seviyelerinden %30'lara kadar düşürmüştür. Elde edilen konsantre miktarı ise %10-20 seviyelerinde kalmıştır. Diğer yandan gazyağı toplayıcısı ile kül yine %30 seviyelerine inmiş, ancak miktar %20-30 seviyelerinde bulunmuştur. Bu çalışmada, gazyağının bitkisel atık yağlara göre biraz daha verimli olduğu ancak maliyet yönünden bitkisel yağın çok daha avantajlı olduğu belirtilmiştir. Valdes ve Garcia (2006) yüksek küllü kömür atıklarına farklı bitkisel atık yağlarla (zeytin yağı (AB) ve 1:1 ayçiçek+zeytinyağı(JS)) aglomerasyon uygulamış ve kül gideriminde %80'lere varan bir başarı sağlamıştır. Aglomerasyonda yağ konsantrasyonu %5 ile %50 arasında değiştirilmiş ve yağ konsantrasyonu arttıkça kül giderimi düşmüştür. Organik madde kazanımı ise yağ konsantrasyonuyla birlikte artmıştır. Bitkisel atık yağların içerisinde uzun zincirli yağ asitleri bulunduğu için bu asitler toplayıcılık yanında köpürtücü görevi de görmüş ve bu yüzden aglomeratlar köpürtücüsüz flotasyon yöntemiyle toplanmıştır. Das ve Reddy (2010) Polanga ve Mahua bitkisel yağlarını kömür flotasyonunda kullanmış ve koklaşmayan yüksek küllü kömürün flotasyon yeteneğini arttırmışlardır. Chary ve Distar (2013) Yağ aglomerasyonunda çeşitli bitkisel yağları (jatropha yağı, karanja yağı, kauçuk tohumu yağı, pamuk tohumu yağı, ayçiçek yağı, soya yağı, Kastor yağı, palmiye yağı, susam ve Hindistan cevizi yağı) kullanarak kömürün temizlenmesi için en uygun olan yağı araştırmışlardır. En yüksek organik madde kazanımı %94.72 ile karanja yağı ile elde edilmiştir. Verimlilik indeksi en yüksek (%68,50) olan yağ ise soya yağıdır. Daha sonra sırasıyla en yüksek verimlilik indeksleri karanja (%52.44) ve susam yağı (%50.86) ile aglomerasyon sonucunda elde edilmiştir. Vasumathi vd. (2013) Hindistan'da geliştirilmiş olan bitkisel yağ esaslı bir reaktif ile kömür flotasyonu yapmışlardır. Somu Organo Kimya Şirketinin geliştirmiş olduğu kollektör, tamamen bitkisel esaslı ve hem köpürtme hem toplama özelliği bulunan bir reaktiftir. Sokem 580C ve Sokem 590C adlarıyla anılan reaktifle yapılan çalışma sonucunda "dizel-köpürtücü" ikilisine göre daha yüksek verim sağlanmıştır. Yüksek verim değerleri ile %25.27 küllü kömürden %11-13 küllü kömürler elde edilmiştir. Flotasyonda ilave köpürtücü kullanılmamıştır. Xia, vd., (2013) Kanola (Kolza) yağından elde edilen biodizel ile düşük kaliteli kömürlerden yüksek kalorifik değere ve düşük kül içeriğine sahip kömürlerin elde edilebileceğini göstermişlerdir. Hacıfazlıoğlu ve Senol-Arslan, (2017) bitümlü kömür flotasyonunda ayçiçek yağı kullanmış ve sonuçları gazyağı ile karşılaştırmıştır. Ayçiçek yağının gazyağına alternatif olarak kullanılabileceğini ancak verimlilik yönünden %20-30 daha düşük performans sağladığını belirtmişlerdir. Yaşar vd., (2018) Tunçbilek kömürü ile yapmış oldukları bir aglomerasyon prosesinde atık bitkisel yağın (kullanılmış ayçiçek yağı) petrol ürünlerine (gazyağı, dizel, fuel oil) göre daha yüksek verimlilik sağladığını belirtmişlerdir. Bu çalışmada, gazyağı bağlayıcısı ile elde edilen yanabilir verim %25 seviyelerinde iken, atık bitkisel yağ ile %50 seviyelerine çıkmıştır.

Anastas ve Warner (1998) yapmış oldukları çalışmada 12 yeşil kimya ilkesini ortaya koymuştur (Williams ve ark., 2013). Bu 12 prensibe dayanarak, bir kolektör temelde yenilenebilir, çevre dostu, uygun maliyetli, güvenli ve verimli ise o kollektör “Yeşil Kollektör” olarak addedilebilir.

Bitkisel Yağlar ya da Atık bitkisel yağlar kömür flotasyonu için yeşil kollektör olarak kabul edilebilir. Çünkü atık bitkisel yağlar;

1.Çevre dostudur: Atık Bitkisel Yağlar kömürün flotasyonu esnasında kömürün yüzeyine yapışır ve kömür ile birlikte yanar. Kömürlerin flotasyonunda atık bitkisel yağların kullanılması, tonlarca petrol türevi yağ tüketimini önler. Kömür yıkama tesisleri atık bitkisel yağ kullandıkça atık bitkisel yağlar verimli bir şekilde bertaraf edilmiş olur.

2.Uygun maliyetlidir: Atık bitkisel yağlar lisans alınarak ücretsiz olarak toplanabilir.

3.Yenilenebilir kaynaktır: Bitkisel yağlar yenilenebilir kaynaklardan (bitki tohumları) üretilir ve insanlık olduğu sürece de üretilecektir. Her yıl dünyada 203 milyon ton ham bitkisel yağ üretilmekte (Onat vd., 2017) ve bu yağın yarısından fazlası atık bitkisel yağ olarak yemek pişirme işlemleri sonucunda ortaya çıkmaktadır.

4.Güvenlidir: Atık bitkisel yağın tutuşma sıcaklığı 200 ° C'nin üzerindedir. Gazyağının tutuşma sıcaklığı 38 ° C'dir. Ayrıca, atık bitkisel yağların patlama riski yoktur. Zehirli değildir.

5.Verimlilik: Kömür flotasyonu için en verimli kollektör tipi şüphesiz gazyağıdır, ancak bitkisel yağ aynı zamanda flotasyonda kollektör olarak da kullanılabilir. Verim, gazyağı kolektörüne göre biraz daha düşüktür. Bitkisel yağın kimyasal yapısı, atık bitkisel yağın kimyasal yapısı ile hemen hemen aynıdır ve atık bitkisel yağ ham bitkisel yağ ile benzer performansı gösterebilmektedir.

Bu çalışmada, atık bitkisel yağ ile Zonguldak şlam kömürünün flotasyonu yapılmış ve sonuçlar gaz yağı kolektörü ile karşılaştırılmıştır.

MALZEME VE DENEYSEL YÖNTEM

Kömür Numunesine Ait Özellikler

Zonguldak ilinde faaliyet gösteren bir kömür yıkama tesisinin atık havuzundan alınan şlam kömür numunesinin kimyasal analiz sonuçları Tablo 1'de verilmiştir. Tablo 2'de ise elek analizi ve elek fraksiyonlarına göre yanabilir verim dağılımları gösterilmiştir. Bu tablolara göre kömürün ortalama tane boyutu 30 mikron civarında, kül içeriği ise %33.75'dir.

Çizelge 1. Kömür numunesinin kısa kimyasal analizi (kuru bazda)

Analiz	Değerler
Kül içeriği (%)	33.75
Uçucu madde (%)	29.20
Sabit karbon (%)	37.50
Toplam Sülfür (%)	0.70
Brüt Isıl Değer (kcal/kg)	5220

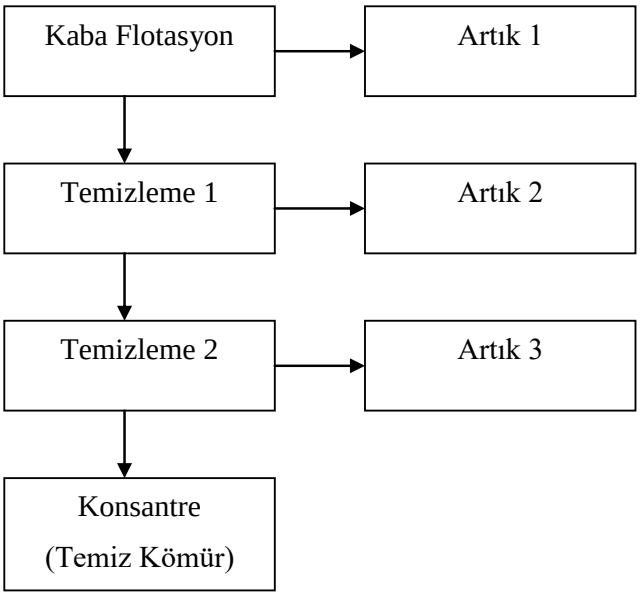
Çizelge 2. Boyut fraksiyonuna göre ağırlık, kül ve yanabilir verim değerleri

Boyut Fraksiyonları (µm)	Ağırlık (%)	Kül (%)	Yanabilir Verim (%)
500x300	3.51	8.20	4.86
300x212	10.12	7.10	14.20
212x150	14.40	13.30	18.84
150x125	4.62	9.60	6.30
125x63	9.58	22.30	11.24
63x38	4.98	44.60	4.13
-38	52.84	49.30	40.44
Toplam	100.00	33.75	-

Flotasyon ve Release Test Sonuçları

Flotasyon testleri, Denver marka 1.5 litre hacimli hücrede kesikli olarak gerçekleştirilmiştir. Deneyler 1100 rpm karıştırma hızında, 10 dk kıvamlandırma süresi ve %10 katı oranında yapılmıştır. Kollektör olarak kullanılan "Atık Bitkisel Yağ", ayçiçek yağı kökenli olup et ve sebze kızartma işlemlerinde birkaç kez kullanılmıştır. Kızartma işlemi bittikten sonra yemek kalıntılarından temizlenmesi amacı ile filtrasyona tabi tutulmuştur. Elde edilen atık yağdan 2000 gr/t mertebesinde kullanılmıştır. Köpürtücü olarak 200 gr/t mertebesinde Okaliptüs yağı kullanılmıştır. Benzer koşullar gazyağı kollektörü için de sabit tutulmuştur.

Atık bitkisel yağ ve gazyağının toplayıcılık özelliğinin tespiti için ayrı ayrı Release test ve kinetik flotasyon (30, 60 ve 240 sn köpük alma süresi) testleri yapılmıştır. Elde edilen ürünler, süzülmüş, kurutulmuş ve ardından kül analizine tabi tutulmuştur. Kinetik flotasyon testlerine başlamadan önce, kömür örneğinin nihai yıkanabilirlik limitini belirlemek için Dell (1964) tarafından geliştirilen "release testi" prosedürü uygulanmıştır. Bir Denver hücresinde ve yüksek reaktif miktarlarında (10 kg/t atık bitkisel yağ, 0.4 kg/t okaliptüs yağı) değişen karıştırma hızlarında en iyi yıkama sonucunu belirlemek için release testi yapılmıştır. Release test akım şeması Şekil 1'de gösterilmiştir.



Şekil 1. Release flotasyon testi akım şeması

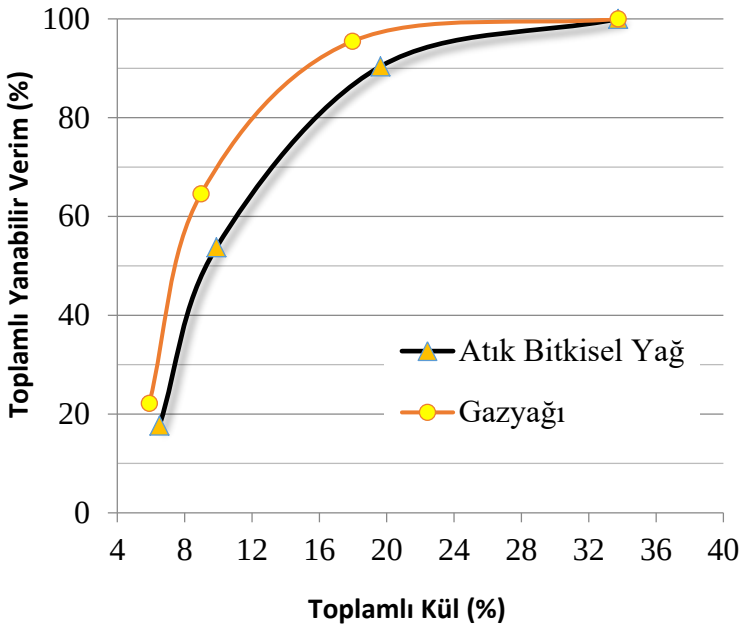
Deneysel çalışmaların sonuçların değerlendirilmesi için yanabilir verim ve Verimlilik İndeksi değerlerinden faydalanılmıştır. Yanabilir verim ve Verimlilik İndeksi değerleri aşağıdaki eşitliklerle hesaplanmıştır. Bu eşitliklerde, M_t temiz kömürün % miktarı, K_t temiz kömürün % külü, Ka atığın % külü, M_b beslenen kömürün % miktarı ve K_b beslenen kömürün % kül değeridir.

$$Yanabilir\ Verim\ (\%) = \frac{Mt\ x\ (100-Kt)}{Mb\ x\ (100-Kb)} x\ 100 \qquad (1)$$

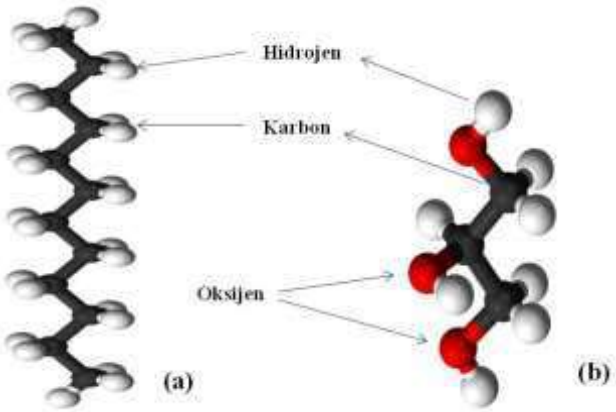
$$Verimlilik\ İndeksi = Yanabilir\ Verim\ x\ \frac{(Ka)}{(Kt)} \qquad (2)$$

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Atık bitkisel yağ ve gazyağı toplayıcıları ile yapılan Release test sonuçları Şekil 2'de verilmiştir. Buna göre, gazyağının toplayıcılık özelliği atık yağa göre daha iyidir. Gazyağı ile %8.97 küllü bir temiz kömür %64.58'lik bir yanabilir verim değeri ile kazanılmış iken, atık yağ ile %9.88'lik temiz kömür %53.73'lük bir yanabilir verim değeri ile kazanılmıştır. Release testine göre; satılabilir temiz kömür kül değerleri için (örneğin %10 kül), gazyağı kollektörünün yanabilir verim değeri (~%69), atık bitkisel yağın yanabilir verim değerinden (~%54) daha yüksektir. Atık bitkisel yağ kollektörünün düşük yanabilir verim değerinin, yapısındaki hidrofilik oksijen bağlarından kaynaklandığı düşünülmektedir (Şekil 3). Atık bitkisel yağın yapısındaki oksijen grupları, toplayıcılık özelliğini azaltmıştır. Gazyağı, oksijen grupları içermediğinden ve tamamen hidrokarbon yapısından meydana geldiğinden; bu özellik, yüksek toplayıcılık özelliği sağlamıştır. Son çalışmalar, oksijen içeren fonksiyonel grupların, kömür yüzeyinin ıslanabilirliğine önemli derecede etki ettiğini belirtmektedir (Drake ve ark., 2013; Zhou ve ark., 2015).

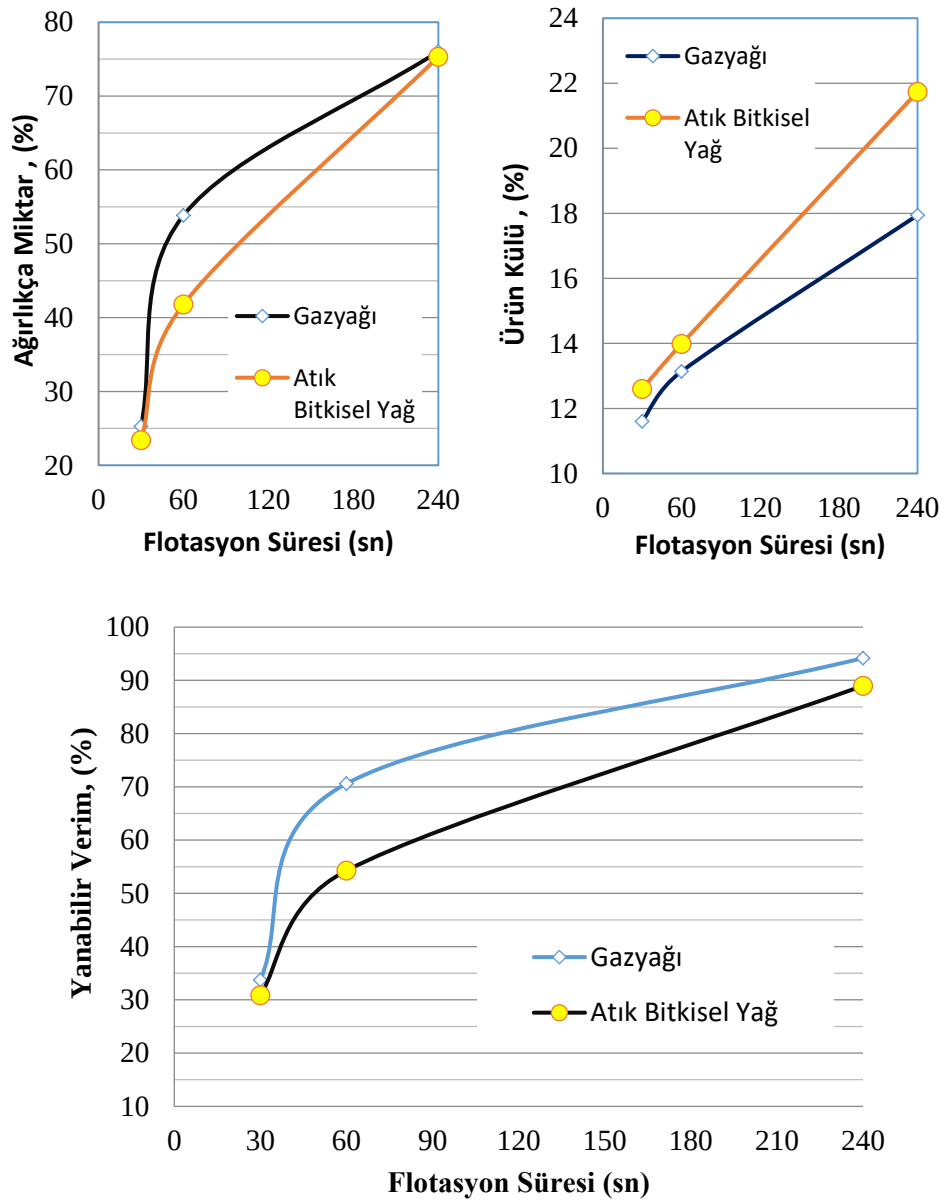


Şekil 2**.** Atık bitkisel yağ ve gazyağı ile release test sonuçları

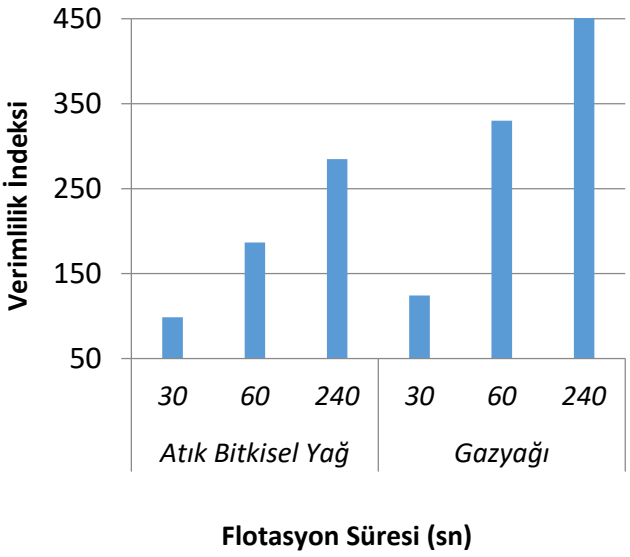


Şekil 3. Gazyağı (a) ve atık bitkisel yağın (b) moleküler yapıları

Şekil 4'de Atık bitkisel yağ ve gazyağı kollektörü için kinetik flotasyon çalışmalarının sonuçları gösterilmiştir. 240 saniyelik flotasyon süresi sonunda, gazyağı ile elde edilen temiz kömürün toplamlı yanabilir verimi %94.17 iken, atık bitkisel yağ ile elde edilen yanabilir verim değeri %88.98'dir. Sonuçlar seçimlilik yönünden incelendiğinde, gazyağının daha seçimli olduğu görülmektedir. Örneğin, 240 saniyelik flotasyon süresinde elde edilen ürünün külü gazyağı ile %17.94 iken, atık bitkisel yağ ile %21.73'dür. Şekil 5'de atık bitkisel yağ ve gazyağı kollektörlerinin verimlilik indeksleri gösterilmiştir. Flotasyon süresi arttıkça her iki kollektör tipi için de verimlilik indeksi değerleri artmıştır. Ancak gazyağının verimlilik indeksi daha yüksektir. Örneğin, 240 saniyelik flotasyon süresi sonunda gazyağının verimlilik indeksi 471.65 iken, atık yağın ki 284.80'dir.



Şekil 4. Atık bitkisel yağ ve gazyağına ait ürünlerin kül, miktar ve yanabilir verim değerleri



Şekil 5. Atık bitkisel yağ ve gazyağına ait verimlilik indeksi değerleri

SONUÇLAR

Bitümlü kömürün metalurji sanayisinde koklaştırılıp kullanılabilmesi için kül içeriğinin maksimum %10 olması istenir. Bu çalışma sonucunda, atık yağın ince kömürdeki kül değerini %33.75'den %6.50'ye kadar düşürebileceği görülmüştür. Ancak atık bitkisel yağla oldukça düşük küllü temiz kömürler üretilebilmesine rağmen, yanabilir verim yönünden gazyağına göre daha kötü sonuçlar vermiştir. Bunun nedeni, atık bitkisel yağın molekül yapısındaki oksijen guruplarıdır. Oksijen grupları kömürün ıslanmasına neden olmakta ve bu ıslanma ile kömürde hidrofobite düştüğü için yanabilir verim de düşmektedir. Gazyağının oksijen grupları içermemesi ve güçlü hidrokarbon yapısı sayesinde kömürün hidrofobitesi daha da artmakta ve daha yüksek yanabilir verimler elde edilebilmektedir. Bu çalışmanın genel deney sonuçları sayısal olarak aşağıda verilmiştir:

Bir kollektör olarak atık bitkisel yağın kullanılması durumunda; %10 küllü bir temiz kömür eldesi için atık bitkisel yağın verdiği yanabilir verim değeri %54'dür. Gazyağının kullanılması durumunda ise; %10 küllü temiz kömür eldesi için yanabilir verim değeri %69'dur. Atık bitkisel yağ, yanabilir verimde %15'lik bir düşüş yaratmıştır.

Seçimlilik yönünden de gazyağı, atık bitkisel yağa göre daha iyi sonuçlar vermiştir. Atık bitkisel yağın verimlilik indeksi gazyağına göre %40 daha düşüktür. Gazyağının verimlilik indeksi 471.65, bitkisel atık yağın verimlilik indeksi 284.80'dir. Bu durum, 240 saniyelik köpük alma süresi sonunda elde edilen temiz kömürlerin kül içeriklerinden de açıkça görülebilir. Gazyağı ile elde edilen temiz kömürün külü %17.94 iken, atık bitkisel yağ ile %21.73 bulunmuştur.

Bitümlü kömürün flotasyonunda atık bitkisel yağlar verimlilik ve seçimlilik yönünden gazyağı kadar iyi sonuç vermemiştir. Ancak, gazyağı tükenebilir ve ücretli bir kaynak iken, atık bitkisel yağ "ücretsiz" ve yenilenebilir bir kaynaktır.

KAYNAKLAR

Alonso, M., Castano, C., Garcia, A., 2000. Performance of vegetable oils as flotation collectors for the recovery of coal from coal fines wastes. *Coal Perparation, 21(4)*, 411-420.

Anastas, P. T., Warner, J. C., 1998. Green Chemistry: Theory and Practice, Oxford University Press: New York.

Baktarhan Y., Baktarhan A., Hacifazlioğlu H.,2017. "Şlam Kömürün Flotasyon ile Kazanımında Sıcaklığın Etkisi", Türkiye 25. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, ANTALYA, TÜRKIYE, 11-14 Nisan 2017, pp.682-686

Das, B., Reddy, P., 2010. The utilization of non-coking coal by flotation using non-conventional reagents. *Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects, 32(19),* 1784-1793.

Dell, C., 1964. An improved release analysis procedure for determining coal washability. *Journal of the Institute of Fuel, 37,* 149-150.

Dey, S., Pani, S., 2012. Effective processing of low-volatile medium coking coal fines of Indian origin using different process variables of flotation. *International Journal of Coal Preparation and Utilization, 32(6),* 253-264.

Drake, S. S., O'Carroll, D. M., Gerhard, J. I., 2013. Wettability contrasts between fresh and weathered diesel fuels. *Journal of contaminant hydrology, 144(1),* 46-57.

Hacifazlioglu, H. and Senol-Arslan, D.2017. Sunflower oil as green collector in bituminous coal flotation, Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects, 39:15, 1602-1609.

Hacıfazlıoğlu, H., ve Gerdan H.G., (2016). Taşkömürü Tozları Flotasyonunda Sıcaklığın Etkisi, *Adıyaman Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi, 5,* (2016) 1-8

Jia, R., Haris, G.H. ve Fuerstenau, D.W., (2002). Chemical reagents for enhanced coal flotation, *Coal Preparation, 22*, 123-149.

Klimpel, R. R., & Hansen, R. D., 1987. Frothers. In Reagents in Mineral Technology, (Eds.), P. Somasundaran and B.M. Moudgil, Marcel Dekker, 387–409 pp. New York.

Onat, B., Arıoglu, H., Gulluoglu, L. Kurt, C., Bakal, H. 2017. Oil Seeds and Crude Oil Production in the World and in Turkey, *KSU Journal of Natural Science., 20*, 149-153.

Sis, H., Özbayoğlu, G. ve Sarıkaya, M. (2004). Comparison of non-ionic and ionic collectors in the flotation of coal fines, *Minerals Engineering, 16,* 399-401.

Sönmez, İ. ve Cebeci, Y., (2006). Performance of classic oils and lubricating oils in froth flotation of Ukraine coal, *Fuel, 85,* 1866-1870.

Valdés, A. F., Garcia, A. B., 2006. On the utilization of waste vegetable oils (WVO) as agglomerants to recover coal from coal fines cleaning wastes (CFCW). *Fuel, 85(5),* 607-614.

Vasumathi, N., Vijaya Kumar, T., Subba Rao, S., Prabhakar, S., Bhaskar Raju, G., Shivakumar, S., Uma, R., 2013. Eco Friendly and Cost-Effective Reagent for Coal Flotation. International Journal of Engineering Research, 2(IF-0.421), 418-423.

Williams, C., Peng, Y., Dunne, R., 2013. Eucalyptus oils as green collectors in gold flotation. *Minerals Engineering, 42,* 62-67.

Xia, W., Yang, J., Liang, C., 2013. Improving oxidized coal flotation using biodiesel as a collector. *International Journal of Coal Preparation and Utilization, 33(4)*, 181-187.

Yasar, O., Uslu, T., Sahinoglu,T., (2018) Fine coal recovery from washery tailings in Turkey by oil agglomeration, *Powder Technology , 327,* 29–42.

Zhou, G., Xu, C., Cheng, W., Zhang, Q., Nie, W., 2015. Effects of oxygen element and oxygen-containing functional groups on surface wettability of coal dust with various metamorphic degrees based on XPS experiment. Journal of analytical methods in chemistry, 2015, 1-8.

KÖMÜR KAYNAKLI METAN EMİSYONLARININ ZAMAN SERİSİ ANALİZİ İLE TAHMİNİ

FORECASTİNG OF COAL MİNE METHANE EMİSSİONS BY TİME SERİES ANALYSİS

G. Daloğlu [1,*], F. Çemrek [2], M. Önder [3]

[1,3] Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
([*] Sorumlu yazar: gdaloglu@ogu.edu.tr)
[2] Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, İstatistik Bölümü

ÖZET

Mevsimsel değişimler, yeraltı kömür madenlerinde meydana gelen grizu patlamalarını etkileyen parametrelerden biridir. Yapılan çalışmalar ve meydana gelen olgular bu tür patlamaların daha çok ilkbahar mevsiminde meydana geldiğini göstermiştir. Grizu patlamalarının mevsimlere göre meydana geliş sıklığı, ilgili literatürde çok sayıda çalışmaya konu olmuştur. Ancak, metan emisyonlarının mevsimsel dönemlere ait akışına yönelik herhangi bir çalışmaya henüz rastlanılmamıştır. Bu nedenle bu çalışmada, bir yeraltı kömür damarından açığa çıkan metan emisyonlarının mevsimsel dönemlere ait akışı analiz edilmiştir. İlgili yeraltı kömür ocağından belli bir periyotta (1 yıllık) kayıt altına alınan metan emisyonlarının giriş verisi olarak kullanıldığı çalışmada, zaman serisi analizi ile ileriye dönük metan emisyonlarının tahminine yönelik model geliştirilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Gaz patlamaları, metan emisyonları, modelleme, zaman serisi analizi, ARIMA.

ABSTRACT

Seasonal changes are one of parameters which effected to firedamp explosions at underground coal mines. According to studies, these explosions are more in spring season. Firedamp explosions frequency had investigated according to seasonal eras. But methane emission values (%) had investigated according to seasonal eras. Thus, seasonal methane emissions were analysed in an underground coal mine. A model was developed by time series analysis to next time (for 1 year) using methane emissions from a certain coal seam.

Keywords: Gas explosions, methane emissions, modeling, time series analysis, ARIMA.

GİRİŞ

Yeraltı kömür maden kazaları; kömür tozu, grizu ve kömür tozu+grizu patlamalarından oluşur. Yeraltı izleme sistemleri ile metan gazı düzenli takip edilerek, metan konsantrasyon değerleri % 1' in altında tutulması sağlanır. Gaz patlamaları yıl boyunca rastgele dağılım gösterirken, kömür tozu patlamaları sonbahar ve kış aylarında daha fazla olmaktadır. Kış aylarında yaz aylarına göre daha çok patlama olmasının nedenleri şunlardır:

1) Kış aylarında barometrik basınçtaki değişimler ani ve fazla olur. Bu nedenle, düşük barometrik basınç metan patlamasına neden olur ve böylece yeraltı oyukları ve çatlaklarında metan birikir.

2) Havanın düşük nem içeriğinden dolayı, madenler kışın daha kurudur. Kömür tozları daha kurudur ve kış aylarında daha kolay dağılır ve tutuşur (Boyer, 1964).

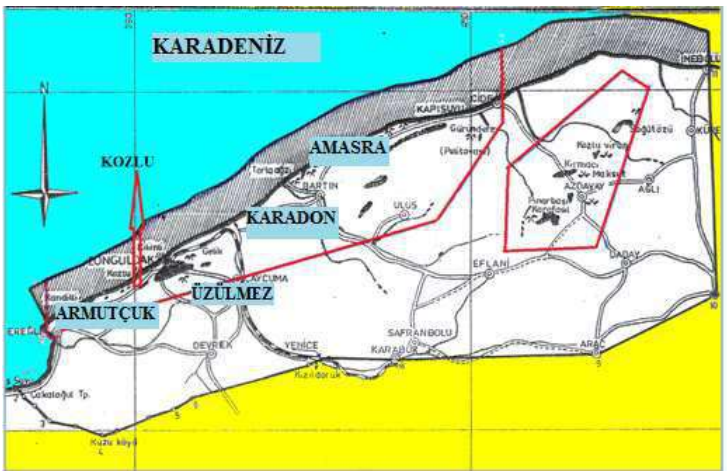
McIntosh (1957), soğuk hava kütlelerinin hem barometrik basıncı hem de hava nemini azalttığı zaman, çoğu maden kazalarına sebep olduğunu belirtmektedir. Kissel ve Zabetakis (1973), kışın göçük ve çalışma alanı dışında, patlamaların daha yüksek olduğunu belirtmiştir. 1941' den 1970'e kadar gaz ve toz kazalarının oluşma sıklığının mevsimlere göre eğiliminde; gaz patlamaları baharda maksimum, toz patlamaları kışın en fazla ve yazın en azdır. Antrasitten oluşan gazı da, ilkbaharda maksimumken sonbaharda minimum eğilime sahiptir.

İlgili literatür incelendiğinde, Agarwal vd (2009), Hindistan' da sulak alanlardan yayılan metan emisyon değerlerini ARIMA metodu ile 3 yıl boyunca muson yağmurlarını belirlemek için tahmin etmiştir. Ji vd. (2017), Yanma kömür madeninde (Çin) ön-sondaj hızı ve zamanı arasında bir değerlendirme yapmak için kömür metan emisyon değerlerini tahmin etmiştir. Salmachi ve Yarmohammadtooski (2015),bir kömür yatağı metan kuyusundan salınan gazın pik üretim zamanını, üretim data analizi ile tahmin etmiştir. Zhu vd. (2015), Nepal Himalaya'nın sulak alanlarından salınan metan emisyonlarını gün boyu muson mevsimi ve kuru mevsimde izlemiştir. Kormi vd. (2018), bir katı atık deposu yüzeyinden salınan hava metan ölçümlerini, standart Gauss dağılımı ile birleşen Genetik Algoritma metodu ile tahmin etmiştir. Dixon (1992), bir uzunayak kömür arınında metan konsantrasyon değerlerini zaman serisi analizi ile tahmin etmiştir.

Bu çalışmada, bir yeraltı kömür damarından açığa çıkan metan emisyonlarının mevsimsel dönemlere ait akışı analiz edilmiştir. İlgili yeraltı kömür ocağından belli bir periyotta (1 yıllık) kayıt altına alınan metan emisyonlarının giriş verisi olarak kullanıldığı çalışmada, zaman serisi analizi ile ileriye dönük metan emisyonlarının tahminine yönelik model geliştirilmiştir. Uygulama alanı hakkında detaylı bilgi aşağıda verilmiştir.

ARAŞTIRMA ALANI

Araştırma alanı, Zonguldak ili kömür havzasındadır. Bu kömür havzası, Karadeniz'in güneybatı sahilinde olup, İstanbul' a 350 km, Ankara' ya 265 km. uzaklıkta bulunan, dağlık ve ormanlık bir alandır. Havzaya ait yer bulduru haritası Şekil 1' de verilmiştir (TTK Faaliyetleri, 2009). Taşkömürü havza sınırları, 3.000 km^2 'si denizde ve 3.885 $km^{2,}$ si karada olmak üzere toplam 6.885 $km^{2,}$ dir. Zonguldak kömür havzasında Kozlu, Karadon, Armutçuk, Üzülmez ve Amasra olmak üzere 5 müessese kömür üretim faaliyetlerini yürütmektedir. Bu çalışmada kullanılan metan emisyon değerleri, Kozlu müessesinden elde edilmiştir.



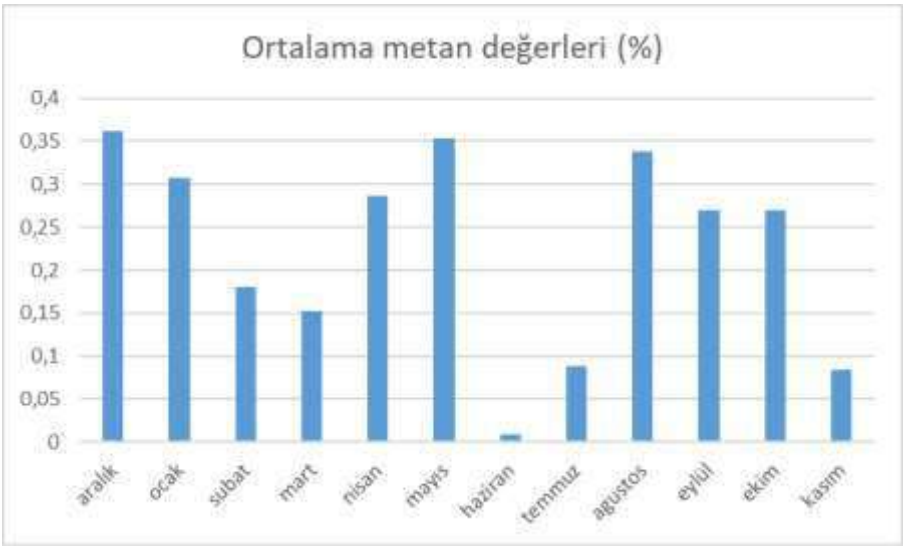
Şekil 1. Zonguldak kömür havzası yer bulduru haritası (Biçer, 2008)

Kozlu müessesesi, 0.80-10.00 m arasında kalınlıklarda değişen 23 kömür damarında üretim faaliyetleri sürdürülmektedir ve toplam kalınlığı 550-800 metredir. Bu formasyonların % 90' ı üretilebilir

olup üretim yöntemi geri dönümlü göçertmeli uzunayaktır (TTK Faaliyetleri, 2009). Çalışmada kullanılan kömür damarı Çay V kartiye 1 adı ile bilinmektedir. Damarının kalınlıkları 7.5-8.0 m. arasında olup. -390 /-400 m. derinliğinde, 215095 ton rezerve sahiptir (Şekil 2).

Şekil 2. Çay V Kartiye-1 kömür damarı planı

Kozlu müessesesindeki Çay V Kartiye-1 kömür damarından üretim faaliyetleri sonucu açığa çıkan metan emisyonları, sabit bir gaz ölçerle 1 yıl boyunca izlenerek kayıt edilmiştir. Elde edilen emisyonların yıllık değişimi Şekil 3' de sunulmuştur. Şekil 3'den de görüleceği üzere metan emisyonları ilkbahar mevsiminde daha fazla gerçekleşmiştir. Kış mevsiminden ilkbahar mevsimine geçişte metan emisyonu iki katına çıkarken, ilkbahardan yaz mevsimine geçişte metan emisyonu azalmıştır. Elde edilen bu metan emisyonları ARIMA yöntemi ile analiz edilerek emisyon tahminine yönelik modellemeler yapılmıştır.



Şekil 3. Aylara göre ortalama metan emisyonlarının (%) gösterimi

Arıma (Box-Jenkins) Modeli

Zaman serisi analizi, gözlemlerin zamana bağlı çıktılarının sıralamasıdır. Zaman serisi modelleri, veri üretim sürecince gelecek verileri tahmin eder. Bunlar iki sınıftır: klasik modeller hareketli ortalama, üstel düzeltme ve otoregresif bütünleşik hareketli ortalama (ARIMA), lineer olmayan modelleri içermektedir (Yusuf, 2014). ARIMA durağan olmayan zaman analizlerinden klasik bir metottur. Bu

otoregresifin(AR), integration (I) ve hareketli ortalama (MA) işlemlerinin birleşiminin bir kullanımıdır. Box-Jenkins denilen ARIMA modelinin adımları aşağıda belirtilmektedir:

1) Modelin belirlenmesi,
2) Model parametrelerinin tahmini,
3) Hata kontrol (Rahman, 2017).

AR modeli aşağıdaki formda yazılabilir:

$$x_t = \alpha_1 x_{t-1} + \cdots \alpha_p x_{t-p} + z_t \quad (1)$$

veya

$$x_t = \sum_{i=1}^{p} \alpha_i x_{i-1} + z_t \quad (2)$$

Burada; α p 1,2,…,p için otokorelasyon gecikmeler ve z_t atık hata terimi. MA modeli aşağıdaki formda yazılabilir:

$$x_t = \beta_0 x_t + \beta_1 x_{t-1} + \cdots \beta_q x_{t-q} \cdots. \quad (3)$$

veya

$$x_t = \sum_{i=0}^{q} \beta_i x_{t-i} \quad (4)$$

Burada; β_i zaman serilerinde üssel değerlere uygulanan ağırlıklardır. ARMA modeli AR ve MA terimlerinin kombinasyonu olarak eklenebilir:

$$x_t = \propto_1 x_{t-1} + \cdots \propto_p x_{t-p} + z_t + \beta_1 z_{t-1} + \cdots + \beta_q z_{t-q} \quad (5)$$

ARIMA modeli aşağıdaki formda yazılabilir:

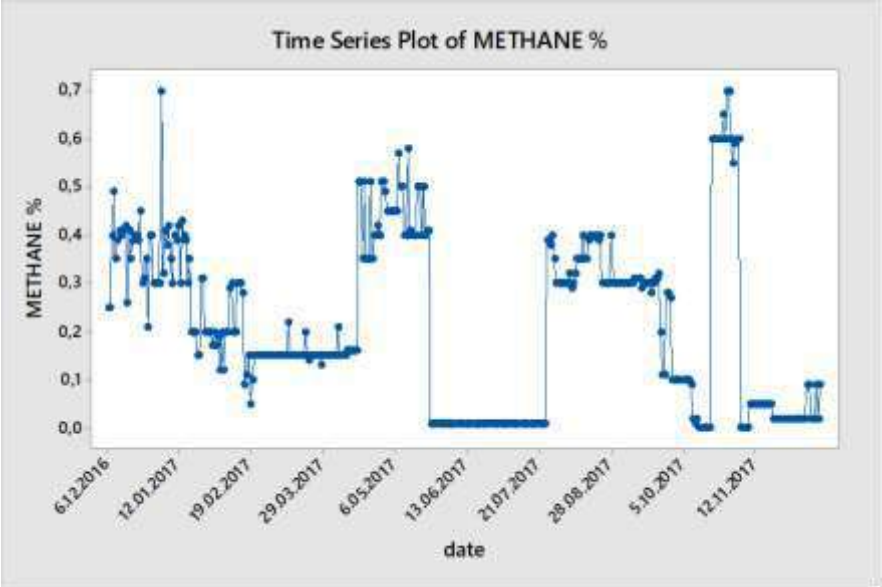
$$Y_t = (1-L)^d x^t \quad (6)$$

Tahmin, Y_t süreci için yapılabilir (Pradhan, 2016). Y_t, t zaman periyodunda gerçek değerdir (Yusuf, 2014).

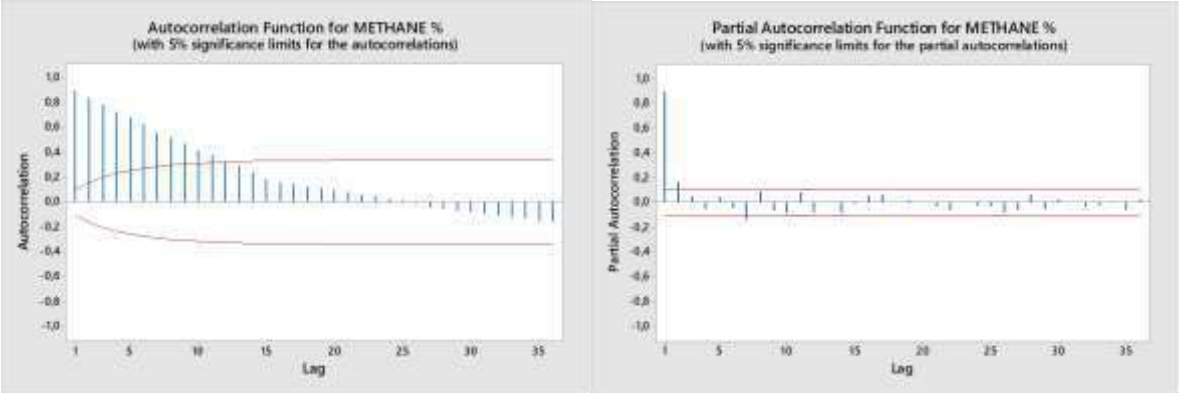
Yeraltı kömür madeninden alınan ortalama aylık metan emisyonları (%), Minitab-17 programı kullanılarak ARIMA modeli ile modellenmiştir.

Sonuçlar ve Tartışma

Çalışma kapsamında değerlendirmeye alınan metan emisyonlarının zaman serisi, Şekil 4' de, oto korelasyon (ACF) ve kısmı otokorelasyon (PACF) grafikleri de Şekil 5' de sunulmuştur. Buna göre, metan emisyon serilerinin sapmaksızın durağan olduğu söylenebilir. ARIMA modelinin (p,d,q) farklı parametrik kombinasyonları, çalışma periyodu (Aralık 2016-2017 süresinde) denenmiştir. En uygun modelin ARIMA (1,1,0) kabul edilmiş ve Çizelge 1' de sunulmuştur. Diğer modellerin tahmin sonuçları Çizelge 2' de gösterilmiştir.



Şekil 4. Çalışılan periyottaki metan emisyonlarının (%) zaman serisi grafiği



Şekil 5. Otokorelasyon ve kısmi otokorelasyon grafikleri

Çizelge 1. ARIMA (1,1,0) modelinin sonuçları

Model	Katsayı	Standart hata	t istatistiği	P (olasılık değeri)
AR 1	-0,2148	0,0506	-4,25	0,000

Çizelge 2. Diğer modellerin tahmin sonuçları

Model tipi	Model	Katsayı	Standart hata	t ist.	P (olasılık değeri)	MSE
ARIMA (1,1,1)	AR 1 MA 1	0,1297 0,3646	0,2082 0,1955	0,62 1,87	0,534 0,063	0,00605
ARIMA (2,1,0)	AR 1 AR 2	-0,2334 -0,0876	0,0516 0,0517	-4,52 -1,70	0,000 0,091	0,00605
ARIMA (2,1,1)	AR 1 AR 2 MA 1	-0,5711 -0,1587 -0,3409	0,4953 0,1037 0,5004	-1,15 -1,53 -0,68	0,250 0,127 0,496	0,00606

En uygun model ARIMA (1,1,0) modeli ile bir ay boyunca metan emisyonlarının tahmini yapılmıştır. Bu model, % 0,760020 maksimum emisyon değeri (UEL) ve % 0,077911 minimum emisyon değeri (LEL) doğrulanmıştır (Çizelge 3).

Çizelge 3. En uygun model ile metan emisyonlarının bir aylık tahmini (%)

Tarih	Tahmin	%95 Güven seviyesi tahminleri	
		Minimum	Maksimum
17.12.2017	0,0749661	-0,077911	0,227843
18.12.2017	0,0781949	-0,116181	0,272571
19.12.2017	0,0775014	-0,154738	0,309741
20.12.2017	0,0776504	-0,186368	0,341669
21.12.2017	0,0776184	-0,214885	0,370121
22.12.2017	0,0776253	-0,240797	0,396047
23.12.2017	0,0776238	-0,264767	0,420014
24.12.2017	0,0776241	-0,287162	0,442410
25.12.2017	0,0776240	-0,308260	0,463508
26.12.2017	0,0776240	-0,328263	0,483512
27.12.2017	0,0776240	-0,347326	0,502574
28.12.2017	0,0776240	-0,365569	0,520817
29.12.2017	0,0776240	-0,383091	0,538339
30.12.2017	0,0776240	-0,399970	0,555218
31.12.2017	0,0776240	-0,416273	0,571521
1.01.2018	0,0776240	-0,432054	0,587302
2.01.2018	0,0776240	-0,447361	0,602609
3.01.2018	0,0776240	-0,462235	0,617483
4.01.2018	0,0776240	-0,476709	0,631957
5.01.2018	0,0776240	-0,490815	0,646063
6.01.2018	0,0776240	-0,504580	0,659828
7.01.2018	0,0776240	-0,518026	0,673274
8.01.2018	0,0776240	-0,531175	0,686423
9.01.2018	0,0776240	-0,544047	0,699295
10.01.2018	0,0776240	-0,556657	0,711905
11.01.2018	0,0776240	-0,569021	0,724269
12.01.2018	0,0776240	-0,581154	0,736402
13.01.2018	0,0776240	-0,593067	0,748315
14.01.2018	0,0776240	-0,604772	0,760020

SONUÇLAR

Bu çalışmada; son yıllarda kullanımı yaygınlaşan, ekonomik ve basit bir metot olması nedeni ile de zaman tasarrufu sağlayan zaman serileri ile kömür kaynaklı metan emisyonları tahmin edilmeye çalışılmıştır. En uygun model olarak belirlenen ARIMA (1,1,0) modeli ile yapılan tahminlerde elde edilen değerlerin, kömür galerilerindeki metan emisyonlarının sınır değerleri arasında olduğu saptanmıştır. Çalışma sonuçları, zaman serileri yönteminin aylık tahmin modeli olarak kullanılacağını göstermiştir.

Kömür madenlerinden açığa çıkan metan emisyonları, kömür ocaklarında meydana gelen grizu patlamaları açısından önem arz etmektedir. Bu tür emisyonların miktarlarının belirlenmesi veya önceden tahmin edilmesi, patlama sırasında meydana gelecek iş ve can kayıplarını önlemede etkin olabilecektir. Son yıllarda geliştirilen farklı tahmin modelleri ile ilgili alanda yapılan her bir çalışma, pratik hayatta önemli katkılar sunacaktır.

KAYNAKLAR

Agarwal, R., Gupta, R., Garg, J. K., (2009). A hierarchical model for estimating methane emission from wetlands using MODIS data and ARIMA modeling. J. Indian Soc. Remote Sens., 37, September, 473-481.

Biçer, N. (2008). Modular coal processing plants applied to Zonguldak Hardcoal, Slayt, 31.

Boyer, R. F. (1964). Reports: coal mine disasters: frequency by month. *Science*, 144, 1447.

Dixon, D. W. (1992). A statistical analysis of monitored data for methane prediction. phd thesis, University of Nottingham, Department of Mining engineering, May, 259.

Ji, Z., Chen, Z., Pan, J., Niu, Q. (2017). A novel method for estimating methane emissions from underground coal mines: The Yanma coal mine: China. *Atmospheric Environment*, 170, 96-107.

Kissel, F. N.,Nagel, A. E., and Zabetakis, M. G. (1973). Reports: coal mine explosions: seasonal trends. *Science*, 179, 891-892.

Kormi, T., Mhadhebi, S., Ali, N. B. H., Abichou, T., Green, R. (2018). Estimation of fugitive landfill methane emissions using surface emission monitoring and Genetic Algorithms optimization. *Waste Management*, 72, 313-328.

McIntosh, C. B. (1957). Geogr. Rev., 47, 155.

Pradhan, P., Nayak, B., Dhal, S. K. (2016). Time series data prediction of natural gas consumption using ARIMA model. *Int. Jou. of Information Technology & Management Information system*, 7, 3, 1-7.

Rahman, A., Hasan, M. (2017). Modeling and forecasting of carbondioxide emisssions in Bangladesh using autoregressive integrated moving average (ARIMA) models. *Open journal of statistics*, 7, 560-566.

Salmachi, A., Yarmohammadtooski, Z. (2015). Production data analysis of coalbed methane wells to estimate the time required to reach to peak of gas production. *International Journal of Coal Geology*, 141-142, 33-41.

Yusuf, R.O., Noor, Z. Z., Abba, A. H., Hassan M. A. A. (2014). Predicting methane emissions from livestock in Malaysia using the ARIMA model. *Management of environmental quality an ınternational journal*, august, 585-599.

TTK. (2009). Türkiye Taşkömürü Kurumu Faaliyet Raporu, 2003-2009. 65- 75.

Zhu, D., Wu, N., Bhattarai, N., Oli, K. P., Tsering, K., Rawat, G. S., Chen, H., Yang, G., He, Y., Joshi, S., Rana, P., Ismail, M. (2015). A comparative study of daytime-based methane emission from two wetlands of Nepal Himalaya. *Atmospheric Environment*, 106, 196-203.

NUMERICAL SIMULATIONS OF GAS PRODUCTION FROM COALBED METHANE RESERVOIRS IN TURKEY

Ş. Merey

Department of Petroleum and Natural Gas Engineering, Batman University
(sukru.merey@batman.edu.tr)

ABSTRACT

Methane is commonly observed in coal reservoirs. Methane is mostly adsorbed on the surface of coals. In order to evaluate coalbed methane economically, it is essential to reduce pressure in porous media by producing water. With the decline of pressure, adsorbed methane will desorb and then it can be produced. In this study, in order to produce methane from coalbed methane reservoirs in the Zonguldak-Amasra region of Turkey, gas production simulations were held by using TOUGH+RealGasBrine simulator. Moreover, the effects of reservoir parameters (i.e. permeability, pressure, adsorption capacity, water saturation, etc.) on gas recovery were investigated in this study. The effect of CO_2 injection and horizontal well on gas recovery factor was analyzed by numerical simulations.

Keywords: coalbed methane, coal, methane, methane production, TOUGH+RealGasBrine

INTRODUCTION

Recently natural gas consumption in the world has increased enormously. Compared to other hydrocarbons, natural gas is much more environmentally friendly. With huge natural gas demands, the amount of conventional natural gas reserves has declined. For this reason, unconventional gas reservoirs (mainly shale gas, gas hydrates and coalbed methane reservoirs) are the main targets because these reserves are giant and commonly observed all around the world (Birol, 2018). Turkey is also one of the countries consuming huge amount of natural gas. Turkey's annual natural gas consumption has exceeded 54 billion cubic meter (m^3). However, less than 1 % of its natural gas consumption is produced in Turkey and the rest is imported. Moreover, it is expected that Turkey's annual natural gas consumption will increase up to 80 billion standard m^3 (Botas, 2018). According to Erdogan (2015), Turkey has 1.7 trillion cubic meter (tcm) of gas-in place in coalbed methane reservoirs. Mills et al. (2014) proposed that the gas potential in CBM is 3 tcm. It is considered that only 0.283 tcm of gas is technically recoverable from these reserves. Sinayuc and Gumrah (2009) estimated the amount of gas stored in 63 coal layers of Amasra region, Turkey by conducting Monte Carlo simulation using @Risk™ software. It was estimated that the amount of gas stored in these coal layers might be between 862.5 and 2066 million m^3. Differently, it was stated that Amasra coalbed methane reservoirs are dry (water saturation is approximately 1 %). Coalbed methane reservoirs (CBM) are defined as coals trapping natural gas within multiple scales of porosity (micropores in coal matrix and macropores in coal cleats). Natural gas trapped in CBM is composed of mainly methane (80-99 %) and other impurities such as carbon dioxide, nitrogen, hydrogen sulfide, etc. Natural gas production from coalbed methane reservoirs was initiated in 1970s especially in USA, Canada, India, Australia and China (Thakur, 2017). Different than conventional gas reservoirs, natural gas is stored as mostly adsorbed gas on the surface of coal matrix. Most of natural gas is stored in coal matrix. With the reduction in reservoir pressure, desorbed gas moves from coal matrix to cleat network. Coal cleat networks are the main paths for gas flow. Generally, Darcy's flow equations are valid for coal cleats (Thakur, 2017). Coal seams are generally fractured and they are in contact with aquifers. Hence, water encroachment is inevitable. Initially water is produced with

pumps and then produced amount of CH_4 increases with time due to the desorption (Jamshidi and Jessen, 2012).

Due to low permeability of coal matrix and coal cleats, hydraulic fracturing method and horizontal well can be implemented to increase gas recovery (Zhou et al., 2019). Gas recovery % in coalbed methane reservoirs are generally 50-75 % (Hamelinck et al., 2002). This gas recovery % can be increased with carbon dioxide (CO_2) injection. CO_2 adsorption capacity is higher than CH_4 adsorption capacity. Hence, adsorbed methane (CH_4) is replaced with CO_2 in porous media so gas recovery % can be increased up to 90 % with CO_2 injection to coals. This is called enhanced coalbed methane (ECBM) recovery (Kumar et al., 2014). Zhou et al. (2019) investigated the effect of reservoir temperature increase in coal seams with CO_2 injection. It was obtained that ECBM application together with increasing coal seam temperature is not economically viable because it did not bring important amount of additional adsorbed gas recovery in coal seams. Moreover, Zhou et al. (2019) proposed that CO_2 injection pressure should be twice of initial reservoir pressure of coalbed methane reservoirs. Mingjun et al. (2010) evaluated the coalbed methane reservoirs in the southern Qinshui Basin, China by numerical simulation with COMET3 reservoir modeling software. The most important parameters for higher gas production were gas content and reservoir pressure according to numerical simulations. Compared to these, coal thickness, permeability and porosity are less important. Sinayuc and Gumrah (2009) estimated the gas reserve potential of Amasra coalbed methane reservoirs and also simulated the efficiency of ECBM with CMG GEM software. It was found that it is possible to increase gas recovery up to 90 % with this method. Moreover, they investigated the effect of cleat porosity and cleat permeability on gas production from Amasra coalbed methane reservoirs. As these values increase, cumulative gas production also increases. Baris et al. (2016) also analyzed the coalbeds in Amasra and Zonguldak of HEMA Energy's first commercial gas production project in CBM by using GEM software. Different than the study of Sinayuc and Gumrah (2009) (water saturation: 1 %), water production was high (water saturation: 92 %) in the test wells of Hema Energy (Baris et al., 2016). In the first commercial gas production project in CBM was implemented by Hema Energy and 50 wells (with a total depth of 46000 m) were drilled between 2006 and 2011. The Zonguldak Basin is the only hard coal basin located in Turkey and it is known to contain very gassy coal seams (Baris et al., 2016). Coal layers in the Amasra-Zonguldak regions are generally alternating with clay sandstone or limestone (Sinayuc, 2007; Baris et al., 2016).

MATERIAL AND METHOD

TOUGH+RealGasBrine was used in this study for the numerical simulation of gas production from coalbed methane reservoirs. TOUGH+RealGasBrine v1.0 is a set of Fortran 95/2003 codes predicting the behavior of gas reservoirs, which was developed at the Lawrence Berkeley National Laboratory, USA (Moridis and Freeman, 2014). The input data for numerical simulations for each case is listed in Table 1. While preparing these cases for the coalbed methane reservoirs in Zonguldak region of Turkey, a detailed literature survey (Sinayuc, 2007; Sinayuc and Gumrah, 2009; Baris et al., 2013; Mills et al., 2014; ARI, 2015) was completed in this study. There are coal interlayers in Zonguldak-Amasra region of Turkey.

According to literature review in this study, the geological model in Figure was selected as a hypothetical coalbed methane reservoir representing the coalbed methane reservoirs in Zonguldak-Amasra region of Turkey. In Figure 1-a, the half of the hypothetical cylindrical coalbed methane reservoir representing the average reservoir parameters of coalbed methane reservoirs in Zonguldak Basin was illustrated. The radius of this cylindrical reservoir is 250 m. Figure 1-a shows one part of gridding structure of the model in Figure 1-b. Basically, the coarse gridding structure (Cartesian: 5 grids with 2 m along z axis for top and bottom layer; 5 grids with 0.8 m along z axis for interlayer) was chosen for top layer, interlayer and bottom layer in Figure 1-a. Moreover, 10 grids (Cartesian: 0.2 m-thick each) and 30 grids (Cartesian: 0.2 m-thick each) were applied along z axis for 2 m-thick coal layer (Coal Layer 1)

and 6 m-thick coal layer (Coal Layer 2) in Figure 1-b, respectively. Along x axis, 100 grids (Cartesian grids: Each 2.5 m) were chosen.

Table 1 lists the average reservoir properties of coalbed methane reservoirs in Zonguldak-Amasra region of Turkey. The data in Table 1 belongs to Case 1. In the other cases, some parameters were changed in order to see the effects of reservoir pressure, reservoir temperature, coal permeability, water saturation, Langmuir adsorption parameters, coal compressibility, coal layer thickness and well direction on gas production. These cases are summarized in Table 2. Enhanced coalbed methane (ECBM) recovery is commonly preferred due to environmental aspects so CO_2 injection was also analyzed in this study by numerical simulations. The cases of these simulations are given in Table 3.

Table 1. Average reservoir properties of coalbed methane reservoirs in Zonguldak-Amasra Region, Turkey (Sinayuc, 2007; Sinayuc and Gumrah, 2009; Baris et al., 2013; Mills et al., 2014; ARI, 2015)

Parameter	**Case 1**
Target Coal Layer	Coal Layer 1 (2 m-thick)
Impermeable Layers	Top Layer | Interlayer | Bottom Layer
Well Type	Single Vertical Well
Gas Composition	100 % CH_4
Production Pressure, MPa	0.35
Reservoir Pressure, MPa	5.5
Pressure Gradient, kPa/m	9.79
Reservoir Temperature, ^oC	32.5
Matrix Porosity, %	2
Cleat Porosity, %	2
Cleat Spacing, m	0.0018
Cleat Permeability, mD	2
Matrix Permeability, mD	2
Coal Compressibility, 1/Pa	$2.9x10^{-8}$
Coal Density, g/cm^3	1.5
Water Saturation, %	92
Langmuir CH_4 Adsorption Parameters	V_L:$8.573x10^{-3}$ kg/kg; P_L:5.149 MPa
Modified Stone's Relative Permeability Parameters fitting to the average experimental relative permeabilities of Gash (1991) and Law	S_{irA}: 0, S_{irG}: 0, n: 4, n_G: 2.3

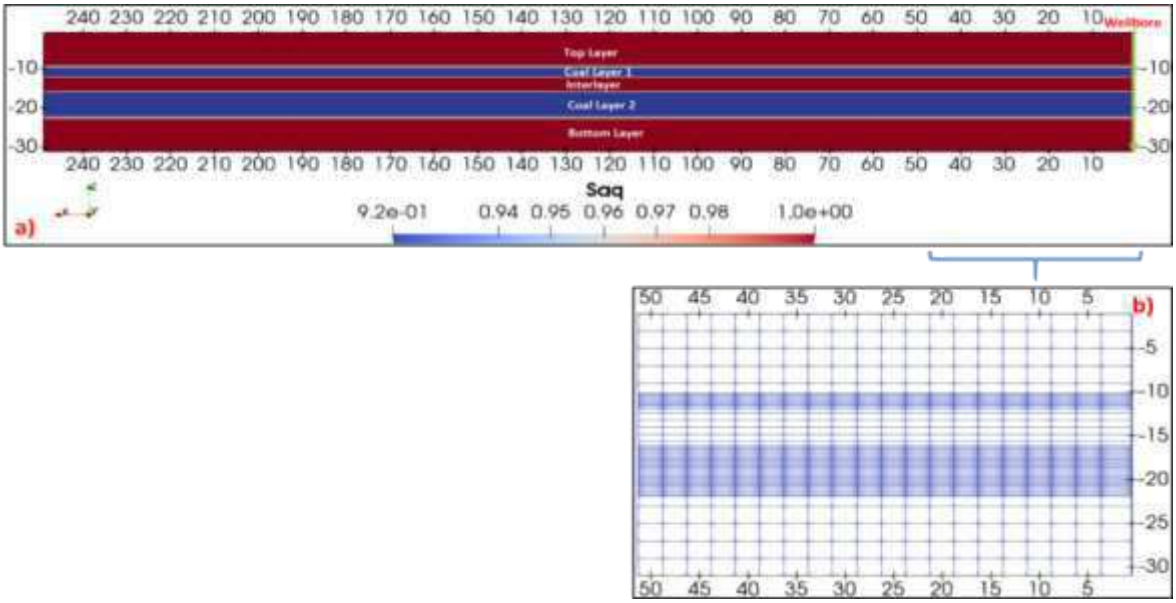


Figure 1. a) Half of the hypothetical cylindrical coalbed methane reservoir representing the average reservoir parameters of coalbed methane reservoirs in Zonguldak Basin b) Half of the gridding structure of first 50 m.

Table 2. Different cases representing the reservoir properties of coalbed methane reservoirs in Zonguldak Basin, Turkey (Sinayuc, 2007; Sinayuc and Gumrah, 2009; Baris et al., 2013; Mills et al., 2014; ARI, 2015)

Cases	**Different Parameter than Case 1**
Case 2	Reservoir Pressure: 4 MPa
Case 3	Reservoir Pressure: 8 MPa
Case 4	Reservoir Temperature: 30 ^{o}C
Case 5	Reservoir Temperature: 35 ^{o}C
Case 6	Coal Permeability: 0.1 mD
Case 7	Coal Permeability: 8 mD
Case 8	Coal Density: 1.2 g/cm^{3}
Case 9	Coal Density: 1.8 g/cm^{3}
Case 10	Water Saturation: 1 %
Case 11	Water Saturation: 50 %
Case 12	Langmuir CH_4 Adsorption Parameters: V_L:6.803x10^{-3} kg/kg; P_L:2.77 MPa
Case 13	Langmuir CH_4 Adsorption Parameters: V_L:1.01x10^{-2} kg/kg; P_L:9.904 MPa
Case 14	Coal Compressibility, 1/Pa: 2.76 x10^{-6}
Case 15	Coal Compressibility, 1/Pa: 1.45x10^{-10}
Case 16	Production from Coal Layer 2 (6 m-thickness)
Case 17	Horizontal well (500 m) along Coal Layer 1

Table 3. Different cases for CO_2 injection to the coalbed methane reservoir in Figure 1

Case	**Well**	**Layer**	**Permeability, mD**	**Injection Pressure, MPa**	**Langmuir CO_2**
18	Vertical	Coal Layer 1	2	5.5	V_L:5.264x10^{-2} kg/kg; P_L:3.337 MPa
19	Vertical	Coal Layer	8	5.5	V_L:5.264x10^{-2} kg/kg;

		1			P_L:3.337 MPa
20	Horizontal	Coal Layer 1	2	11	V_L:5.264x10^{-2} kg/kg; P_L:3.337 MPa

RESULTS AND DISCUSSIONS

Numerical simulations with TOUGH+RealGasBrine were conducted for the cases listed in Table 1, Table 2 and Table 3 for the hypothetical coalbed methane reservoir given in Figure 1. In order to understand the effects of different reservoir parameters on gas production, they were compared in Figure 2 to Figure 12. Figure 2 compares cumulative CH_4 production, cumulative water production, average reservoir pressure and ratio of adsorbed CH_4 volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 2 and Case 3. In these simulations, the effects of reservoir pressure on gas production was compared. The reservoir pressure of coal layer 1 is 8 MPa, 4 MPa and 5.5 MPa for Case 3, Case 2 and Case 1, respectively. The single vertical well was perforated along coal layer 1 (2 m) in Figure 1-a. As seen in Figure 2-a, CH_4 production was higher when reservoir pressure is higher as expected. On the other hand, gas recovery % of Case 3 (44.3 %) is the lowest among Case 1 (47.7 %), Case 2 (45.2 %) and Case 3 (44.3 %). The main reason of this is that the reduction of average reservoir pressure took a long time by producing at a constant wellbore pressure of 0.35 MPa owing to very low permeability of coal layer 1 in Figure 2-c. In Case 1, Case 2 and Case 3, water production was high because in these cases water saturation was 92 %. The importance of CH_4 adsorption on coalbed methane reservoirs can be seen in Figure 2-d because initial ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative gas volume is over 98.5 % for Case 1, Case 2 and Case 3. Within 50 years of gas production for Case 1, Case 2 and Case 3, the ratio of adsorbed CH_4 volume to initial cumulative gas volume in coal layer 1 could be reduced to only 50.9 %, 53.3 % and 54.2 %, equivalently.

According to literature survey in this study, it was observed that the reservoir temperature of coalbed methane reservoirs in Zonguldak-Amasra Region of Turkey varies from 30^{o}C to 35^{o}C. Thus, numerical simulations were held with TOUGH+RealGasBrine for Case 1 (32.5^{o}C)., Case 4 (30^{o}C). and Case 5 (35^{o}C) for coal layer 1. The results were compared in Figure 3. CH_4 recovery % for Case 1 (32.5^{o}C), Case 4 (30^{o}C) and Case 5 (35^{o}C). were obtained as 47.7 %, 47.5 % and 47.9 % in a given order. As the reservoir temperature of coal layer 1 increases, CH_4 recovery % increases in Figure 3-a. This is because the contribution of adsorbed gas to gas production is higher at higher reservoir temperature due to reverse relation between gas adsorption and temperature. The simulations of Case 1, Case 4 and Case 5 showed that the effect of reservoir temperature on gas production from coalbed methane reservoirs in the conditions of Zonguldak-Amasra Region is ignorable if reservoir temperature varies from 30^{o}C to 35^{o}C. Similarly, the effects of reservoir temperature on average reservoir temperature and the ratio of adsorbed CH_4 volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 4 and Case 5 are minimum. On the other hand, higher water production was obtained at higher temperatures in Figure 3-b because water viscosity decreases with increasing temperature. With lower viscosity, water moves faster in the porous media. The cleat and matrix permeability of Case 1 is 2 mD in Table 1.

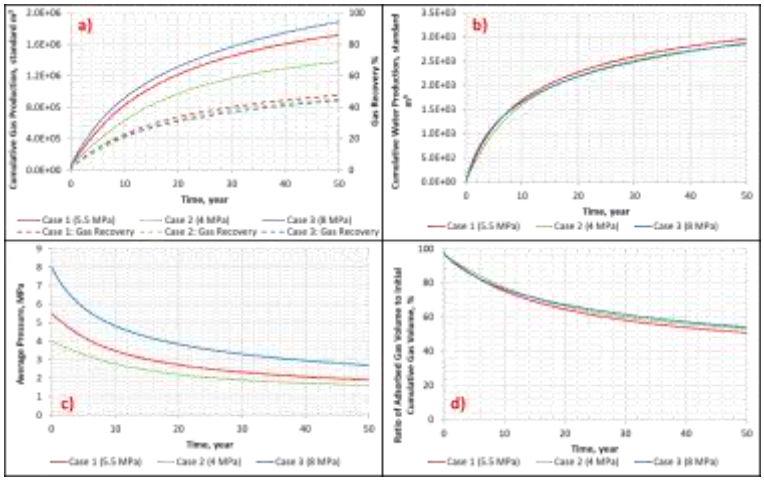


Figure 2. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 2 and Case 3

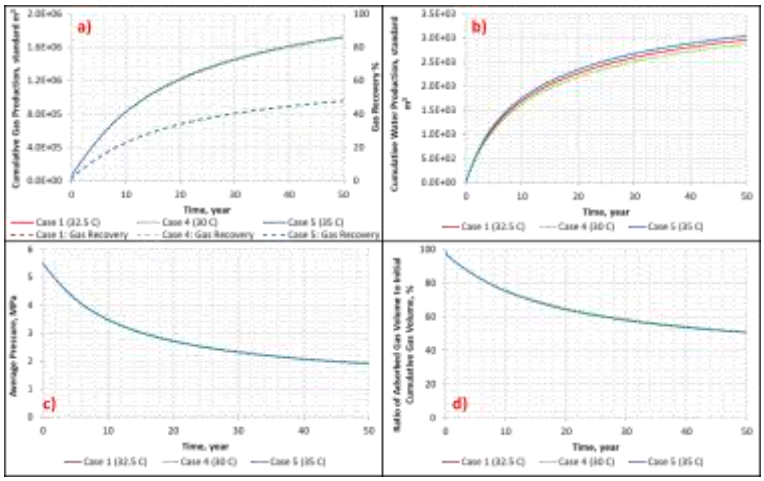


Figure 3. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 4 and Case 5

In order to investigate the effect of reservoir permeability on gas production from the coal layer 1 in Figure 1, numerical simulations were held for Case 6 (0.1 mD) and Case 7 (8 mD) in Table 2. As illustrated in Figure 4-a, the effect of coal permeability on gas production is significant. CH_4 recovery % are 47.7 % for Case 1 (2 mD), 8.3 % for Case 6 (0.1 mD), 58.5 % for Case 7 (8 mD). Water production is also higher as coal permeability is higher in Figure 4-b. The pressure profile of Case 1 (2 mD) and Case 7 (8 mD) are almost similar but this is quite different for Case 6 (0.1 mD). For Case 6 (0.1 mD), it is very difficult to make water and gas mobile in porous media. When coal permeability was 8 mD (Case 7), it was possible to reduce the ratio of adsorbed CH_4 to initial cumulative CH_4 volume from 98.8 % to 40.3 %. For Case 6 (0.1 mD), the reservoir pressure could be reduced to only 4.8 MPa from 5.5 MPa within 50 years of production. Numerical simulations with different coal permeability values indicated how crucial hydraulic fracturing is important to increase reservoir permeability.

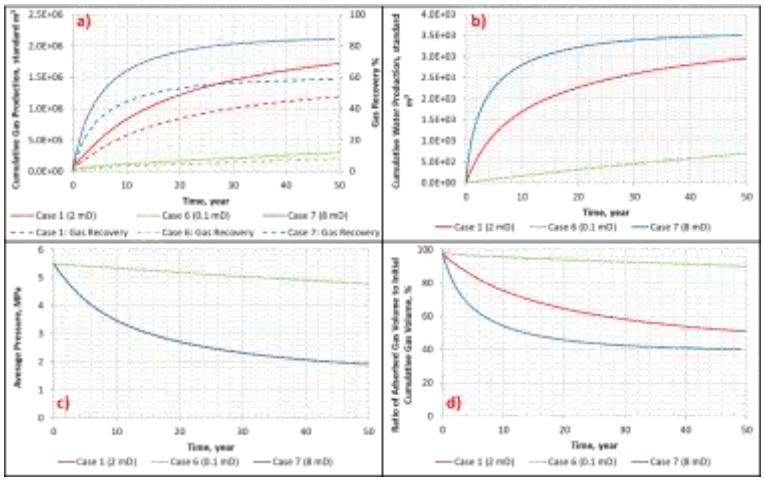


Figure 4. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 6 and Case 7

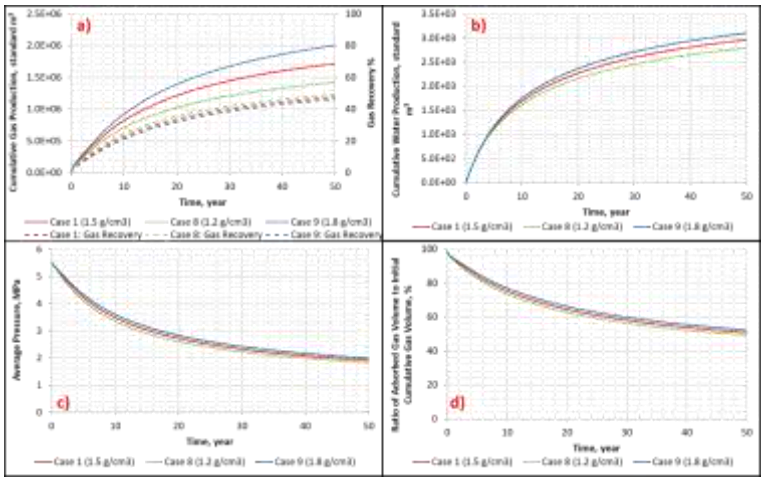


Figure 5. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 8 and Case 9

With additional numerical simulations for Case 8 (1.2 g/cm^3) and Case 9 (1.8 g/cm^3) in Table 2, the effect of coal density on gas production was analyzed in this study. The results of Case 1(1.5 g/cm^3), Case 8 (1.2 g/cm^3) and Case 9 (1.8 g/cm^3) were compared in Figure 5. When coal density increased, the volume of adsorbed CH_4 also raised in Figure 5-d. Although the highest gas production was obtained for Case 9, CH_4 recovery % is the lowest (46.4 %) for Case 9 in Figure 5-a. This is because it is difficult to desorb adsorbed gas as adsorbed gas volume increases. It is also possible to observe this in the pressure profiles given in Figure 5-c. Coal density affects the volume of adsorbed CH_4 significantly so it is crucial to predict coal density as accurate as possible.

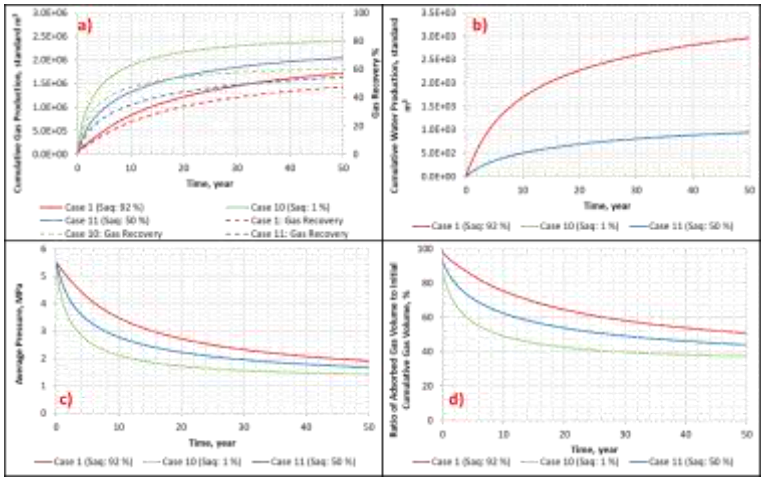


Figure 6. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 10 and Case 11

Although Sinayuc (2007) and Sinayuc and Gumrah (2009) proposed that the coalbed methane reservoirs in Amasra Basin are generally dry, coalbed methane reservoirs saturated with water were also detected both in the coalbed methane reservoirs in Amasra and Zonguldak basins (Baris et al., 2013, 2016). Therefore, numerical simulations with different water saturation was held in this study for Case 1 (S_{aq}: 92 %), Case 10 (S_{aq}: 1 %) and Case 11 (S_{aq}: 50 %) in Table 1 and Table 2. As illustrated in Figure 6-a, both CH_4 production and CH_4 gas recovery % (47.7 % for Case 1, 60.4 % for Case 10, and 54.3 % for Case 11) are higher when water saturation is lower. As expected, water production declined with decreasing water saturation in Figure 6-b. Moreover, it was difficult to desorb the adsorbed CH_4 on the surface of coals as water saturation increased in Figure 6-d. This is due to slower pressure reduction at higher water saturation. Briefly, water is a big problem for gas wells and this is same for coalbed methane reservoirs. Lower water saturation in porous media is an advantage for higher gas recovery in coalbed methane reservoirs.

As seen in Figure 2, Figure 3, Figure 4, Figure 5 and Figure 6, it is obviously seen that the ratio of adsorbed gas volume to cumulative gas volume is quite high in coalbed methane reservoirs. This shows the importance of CH_4 adsorption in coalbed methane reservoirs so it is crucial to predict CH_4 adsorption capacity accurately. According to literature survey in this study, the possible Langmuir CH_4 adsorption parameters were determined for the coalbed methane reservoirs in the region of Zonguldak-Amasra region of Turkey (Sinayuc, 2007; Sinayuc and Gumrah, 2009; Baris et al., 2013; Mills et al., 2014; ARI, 2015). Then, the effects of Langmuir CH_4 adsorption parameters on gas production from the coal layer 1 in Figure 1 were investigated with additional numerical simulations (Case 12 and Case 13 in Table 2) with TOUGH+RealGasBrine. The results were compared in Figure 7. The profiles of CH_4 adsorption curves on the surface of coals affect Langmuir adsorption parameters. Thus, this effect on gas production can also be seen in Figure 7-a and Figure 7-d because it directly affected CH_4 desorption profiles. Among Case 1, Case 12 and Case 13, the highest CH_4 recovery % (55.9 %) in Figure 7-a were obtained with the Langmuir CH_4 parameters of Case 13 in Table 2. Due to the highest CH_4 recovery of Case 13, the final ratio of adsorbed CH_4 to initial cumulative CH_4 volume is lowest (42.4 %) for Case 13 in Figure 7-d.

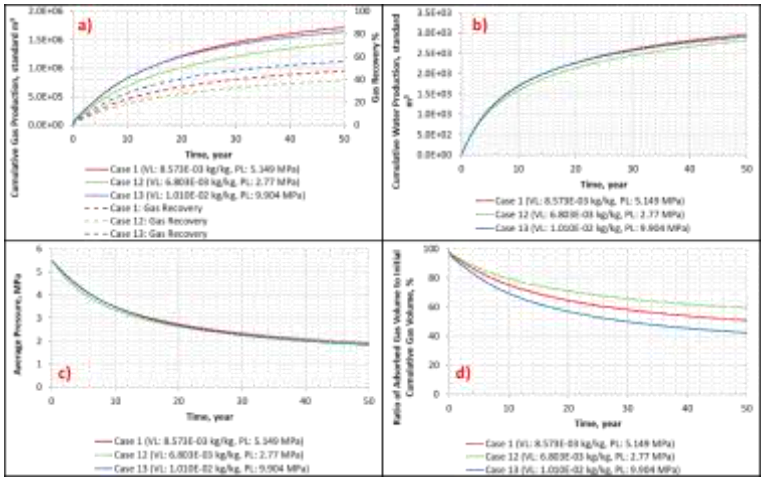


Figure 7. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 12 and Case 13

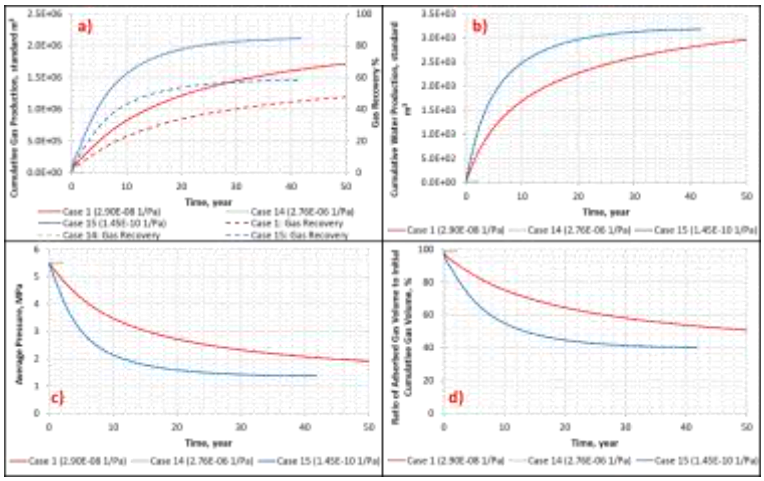


Figure 8. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1, Case 14 and Case 15

Coal compressibility is also an important reservoir parameter to be analyzed in numerical simulations. For this purpose, additional numerical simulations to Case 1 ($2.9x10^{-8}$ 1/Pa) in Table 1 were held for Case 14 ($2.76x10^{-6}$ 1/Pa) and Case 15 ($1.45x10^{-10}$ 1/Pa) in Table 2. The highest coal compressibility among these cases belongs to Case 14. Rock compressibility is a function of reservoir pressure and it also affects porosity and permeability of porous media. The results of the numerical simulations for Case 1, Case 14 and Case 15 were compared in Figure 8. Similar to previous cases, numerical simulations were conducted with TOUGH+RealGasBrine at a constant well pressure of 0.35 MPa from 2-m (vertical) perforations along coal layer 1 in Figure 1. As coal compressibility decreased, CH_4 production increased in Figure 8-a. For Case 14, the simulation stopped at early times because coal compressibility was high. If coal compressibility is lower, it is possible to reduce average reservoir pressure faster in Figure 8-c. This is because porosity and permeability of rocks decrease a lot with higher rock compressibility. CH_4 recovery % and final ratio of adsorbed CH_4 volume to initial cumulative volume are 47.7 % and 50.9 % for Case 1 ($2.9x10^{-8}$ 1/Pa) and 58.5 % and 40.1 % for Case 15 ($1.45x10^{-10}$ 1/Pa) in Figure 8-a and Figure 8-d. All of the results in Figure 8 indicate that the effect of coal compressibility on gas production is significant.

As discussed earlier, there are alternating coal layers at different thicknesses in Zonguldak-Amasra region of Turkey. In the hypothetical cylindrical model in Figure 1, two different coal layers are available. The thicknesses of coal layer 1 and coal layer 2 are 2 m and 6 m, respectively. Different from previous cases in Table 1 and Table 2, additional numerical simulations were conducted for Case 16. In Case 16, coal layer 2 were perforated (6 m-vertical interval) instead of coal layer 1. Then, the numerical simulation results of Case 1 and Case 16 were compared in Figure 9. As expected higher CH_4 production and water production were obtained for Case 16 in Figure 9-a and Figure 9-b. When CH_4 recovery % in Figure 9-a, average reservoir pressure in Figure 9-c and ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative gas volume of Case 1 (coal layer 1) and Case 16 (coal layer 2) in Figure 9-d were compared, it is obviously seen that these values are almost equal to each other. This shows that coal layer thickness did not affect CH_4 recovery % even though it increased cumulative CH_4 production. The diameter of the hypothetical cylindrical reservoir in Figure 1 is 500 m. From Case 1 to Case 16, gas production was supplied at a constant well pressure 0.35 MPa from the vertical well with 2-m perforation along coal layer 1 in Figure 1.

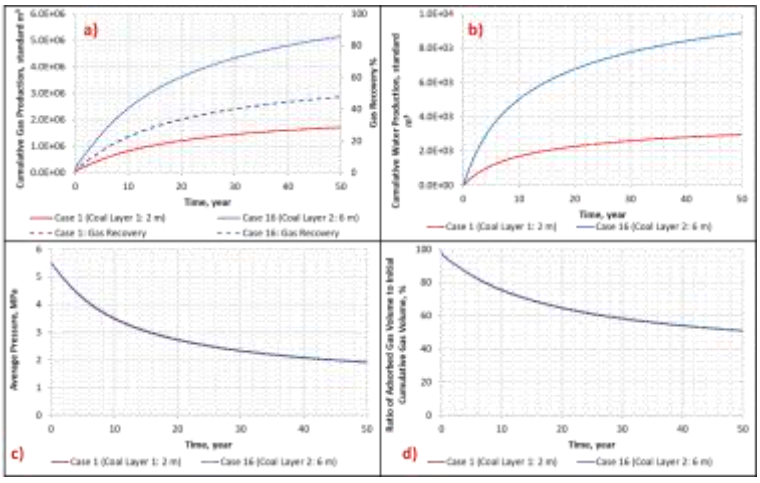


Figure 9. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1 and Case 16

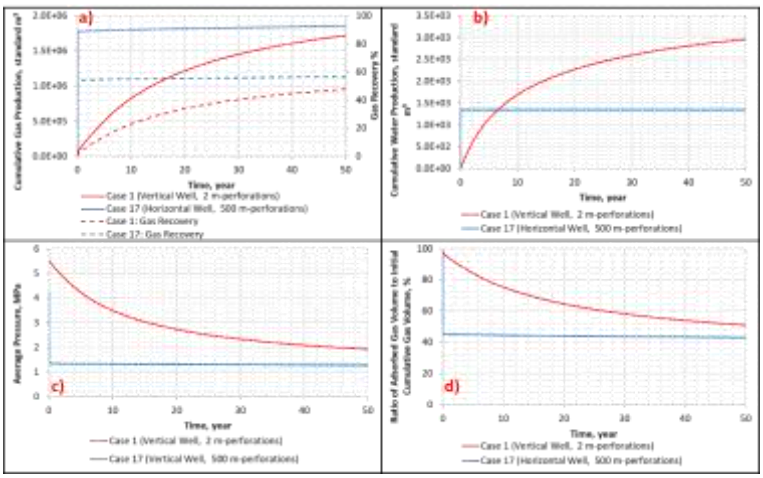


Figure 10. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Ratio of adsorbed gas volume to initial cumulative CH_4 volume for Case 1 and Case 17

In order to investigate the effect of well direction on gas production from coalbed methane reservoirs, additional numerical simulations were held for Case 17 in Table 2. The length of the horizontal well along coal layer 1 is 500 m. In Case 17, the contact area between reservoir and wellbore is huge compared to previous vertical well cases. Then, the results of base case (Case 1) and Case 17 were compared in Figure 10. As shown in Figure 10-a and Figure 10-d, CH_4 recovery % and ratio of adsorbed CH_4 volume to initial cumulative CH_4 volume were obtained as 53.7 % and 45.4 % within only 1.5 days of gas production at a constant pressure of 0.35 MPa. In vertical well case (Case 1), CH_4 recovery % and ratio of adsorbed CH_4 volume to initial cumulative CH_4 volume were obtained as 47.7 % and 50.9 % within 50 years. The simulation results showed that horizontal wells are essential for faster gas production but economic analysis should also be made for feasibility. On the other hand, even with horizontal well, it is difficult to desorb adsorbed CH_4 on the surfaces of coals. In order to increase CH_4 recovery % from approximately 60 % for Case 17 in Figure 10-a to higher values, hydraulic fracturing is needful to depressurize pressure and to desorb high amount of CH_4.

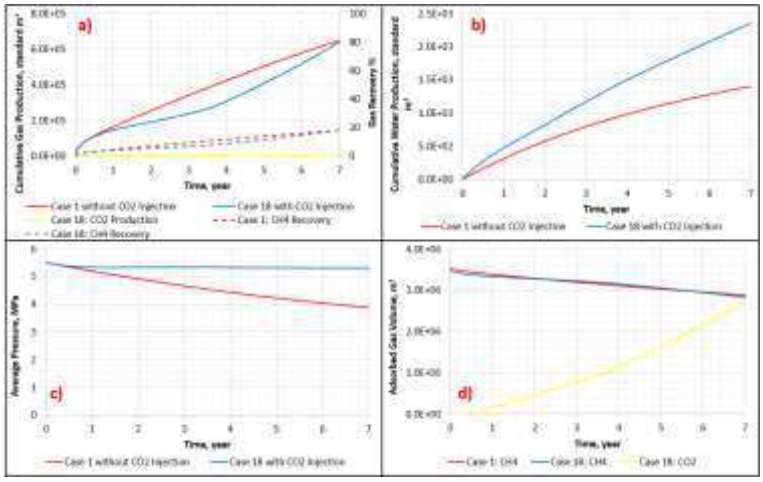


Figure 11. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Adsorbed CH_4 and CO_2 volume for Case 1 and Case 18

ECBM method is an alternative method to increase CH_4 production from coalbed methane reservoirs by replacing adsorbed CH_4 with injected CO_2 because CO_2 adsorption capacity is higher than CH_4 adsorption capacity on coals. All reservoir parameters of Case 18 in Table 3 are similar to those of Case 1 in Table 1. Only difference of Case 18 from Case 1 is the injection of CO_2 from two wells from the outer boundaries in Figure 1. The distance of these wells from vertical production well is 250 m. CO_2 injection was supplied at a constant injection pressure of 5.5 MPa so the injection started with the decline of reservoir pressure with gas production from the vertical production well at a constant pressure of 0.35 MPa. Then, the numerical results of Case 1 and Case 18 were compared in Figure 11. As shown in Figure 11-a, the cumulative CH_4 production and CH_4 recovery % reached to those values of Case 1 after 7 years. Moreover, CO_2 production from the vertical production well was not significant in Figure 11-a. CO_2 injection is advantageous for environmental aspects. Figure 11-d shows that 2.94 million standard m^3 of CO_2 was sequestered in coal layer 1 within 7 years. In Case 19, it was also aimed to inject CO_2 in a similar way in Case 18. Differently, the permeability of coal layer 1 was chosen as 8 mD in Case 19 in Table 3. The comparison of Case 7 (without CO_2 injection) in Table 2 and Case 19 (with CO_2 injection) in Figure 12 proved that CO_2 sequestration is faster when reservoir permeability is higher. Moreover, higher amount of CO2 in Case 19 (9.6 million standard m^3 in Figure 12-d) was sequestered inside coal layer as adsorbed phase compared to this amount of Case 18. CH_4 recovery % in Case 19 exceeded this value in Case 7 within 1.9 years as illustrated in Figure 12-a.

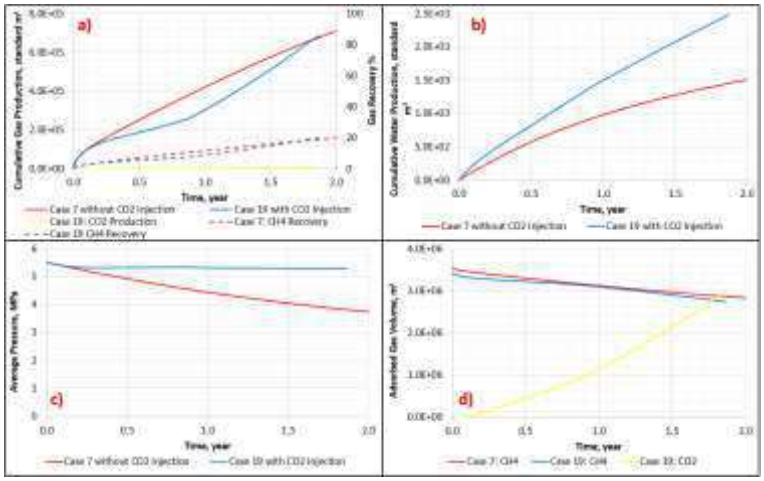


Figure 12. a) Cumulative CH_4 production and CH_4 recovery b) Cumulative water production c) Average reservoir pressure d) Adsorbed CH_4 and CO_2 volume for Case 7 and Case 19

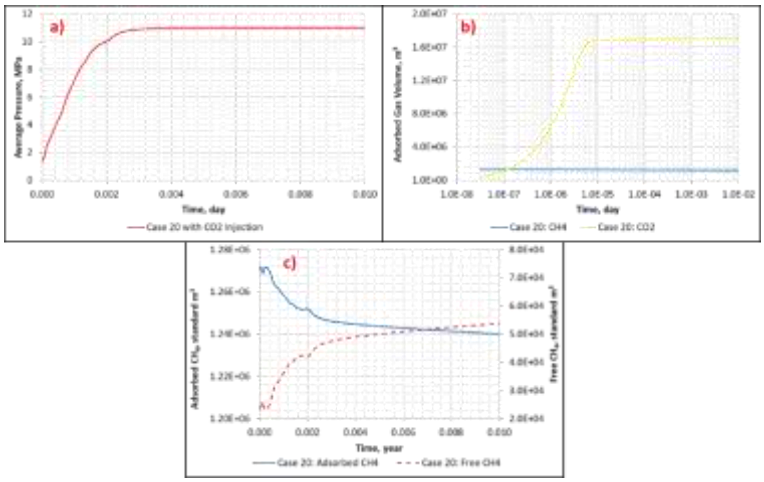


Figure 13. a) Average pressure b) Adsorbed CH_4 and CO_2 volume c) Adsorbed CH_4 and Free CH_4 volume for Case 20

From Case 1 to Case 12, high amount of CH_4 stayed in coal layers as adsorbed because it is difficult to desorb this gas due to low permeability of coals. Especially for Case 17 in Figure 10, the faster CH_4 production was provided with 500-m horizontal well in the middle of coal layer 1 in Figure 1. After decreasing reservoir pressure to 1.4 MPa. Then, CO_2 was injected from the horizontal well at an injection pressure of 11 MPa in Table 3 as Case 20. Reservoir pressure increased from 1.4 MPa to 11 MPa in a short time in Figure 13-a. The adsorbed volume of CO_2 in coal layer 1 raised to 16.9 million standard m^3 in Figure 13-b. With CO_2 injection in Case 20, it was possible to replace remaining adsorbed CH_4 in the end of Case 17 with CO_2. This replacement is obviously seen in Figure 13-c. In this figure, the amount of adsorbed CH_4 decreased and the amount of free CH_4 increased with CO_2 injection.

CONCLUSIONS AND SUGGESTIONS

In this study, numerical simulations at different cases (representing coalbed methane reservoirs in Zonguldak-Amasra region of Turkey) were conducted with TOUGH+RealGasBrine. According to these simulations, reservoir pressure, coal permeability, coal density, water saturation, Langmuir adsorption parameters, and coal compressibility are very important parameters. Hence, correct predictions of these parameters are essential for accurate gas production expectations from coalbed methane reservoirs.

Horizontal well and CO2 injection can increase gas production. On the other hand, quick gas production is possible with horizontal wells in coal layers. Economic analysis should be made to investigate its feasibility for coalbed methane reservoirs in Zonguldak-Amasra region.

ACKNOWLEDGMENT

This study was completed with the supports of Scientific and Technological Research Council of Turkey (TUBITAK) under International Scientific Publications Encouragement Program.

REFERENCES

Advanced Resources International (ARI) (2015). Application of Longhole Directional Drilling for Methane Drainage at the Amasra Hard Coal Mine Amasra, Turkey. February 2015.

Baris, K. , Keles, C., Ripepi, N., Luxbacher, K., Gurpınar, S., Karmis, M. (2016). The first commercial coal bed methane project in Turkey – reservoir simulation and prefeasibility study for the Amasra coalfield. Int. J. Oil, Gas and Coal Technology, Vol. 13, No. 2, 20.

Baris K, Keles C, Ripepi N, Luxbacher K, Karmis M, Gurpinar S (2013) Modeling of various degasification techniques: A case study from the Amasra coal field, Turkey. 23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey, Antalya, Turkey, 16-19 April 2013, 12 pp (2013).

Birol, F., 2018. Gas 2018: Analysis and forecasts to 2023. Retrieved from (Accessed on 12.02.2019): https://www.iea.org/gas2018/

Botas, 2018. Gas Storage Expansion Project ESIA Report. Doc. no: CNR-REP-ENM-ESIA-17/001.

Erdogan, H.H. (2015). Coal and Coalbed methane studies in Turkey. The United Nations Economic Commission for Europe (UNECE) Meeting October 22, 2015 Geneva.

Gash, B.W. (1991). Measurement of "Rock Properties" in Coal for Coalbed Methane Production. SPE Annual Technical Conference and Exhibition (SPE-22909-MS), 6-9 October, 1991, Dallas, Texas.

Hamelinck, C.N., Faaij, A.P.C., Turkenburg, W.C., van Bergen, F., Pagnier, H.J.M., Barzandji, O.H.M., Wolf, K.H.A., Ruij, G.J. (2002). CO2 enhanced coalbed methane production in the Netherlands. Energy 27 (2002) 647–674.

Jamshidi, M., Jessen, K. (2012). Water production in enhanced coalbed methane operations. Journal of Petroleum Science and Engineering 92–93 (2012) 56–64.

Kumar, H., Elsworth, D., Mathews, J.P., Liu, J., Pone, D. (2014). Effect of CO_2 injection on heterogeneously permeable coalbed reservoirs. Fuel 135 (2014) 509–521.

Law, D.H-S., van der Meer, L.G.H., Gunter, W.D. (2002) 'Numerical simulator comparison study for enhanced coalbed methane recovery processes, part I: pure carbon dioxide injection', SPE 75669, SPE Gas Technology Symposium, 30 April–2 May, Alberta, Canada.

Mingjun, Z., Chongtao, W., Haiyang, P., Santigie, S.K., Jia, C. (2010). Productivity of coalbed methane wells in southern of Qinshui Basin. Mining Science and Technology 20 (2010) 0765–0769.

Mills, S. (2014). Prospects for coal and clean coal technologies in Turkey. IEA Clean Coal Centre, ISBN: 978–92–9029–560–0, July 2014.

Moridis, G.J., Freeman, C.M. (2014). User's Manual for The RealGasBrine v1.0 Option of TOUGH+ v1.5: A Code for The Simulation of System Behavior in Gas-Bearing Geologic Media. Earth Sciences Division, Lawrence Berkeley National Laboratory, Berkeley, CA 94720 August 2014.

Sinayuc, C. (2007). Modelıng of Enhanced Coalbed Methane Recovery from Amasra Coalbed In Zonguldak Coal Basin. PhD Thesis, Middle East Technical University, Ankara-Turkey.

Sinayuc, C., Gumrah, F. (2009). Modeling of ECBM recovery from Amasra coalbed in Zonguldak Basin, Turkey. International Journal of Coal Geology 77 (2009) 162–174.

Thakur, P. (2017). Advanced Reservoir and Production Engineering for Coal Bed Methane. Gulf Professional Publishing. ISBN: 978-0-12-803095-0.

Zhou, Y., Li, Z., Zhang, R., Wang, G., Yu, H., Sun, G., Chen, L. (2019). CO_2 injection in coal: Advantages and influences of temperature and pressure. Fuel 236 (2019) 493–500.

PARK TERMİK A.Ş ÇAYIRHAN LİNYİT İŞLETMESİ'NDE YAŞANAN İŞ KAZALARINA SAHA JEOLOJİSİNİN ETKİLERİ

THE EFFECTS OF GEOLOGICAL CONDITIONS ON WORK ACCIDENTS IN PARK TERMIK INC. ÇAYIRHAN MINES

F. Ustabaş, Ç. Temel *

Ciner Group Park Termik A.Ş., Ankara
(Sorumlu yazar: c.temel@cinergroup.com.tr)

ÖZET

Madencilik sektörü; doğası gereği tamamı birbiri ile alakalı ve zincirleme olarak birbirini tetikleyebilecek riskleri içeren bir iş koludur. Ülkemizde madencilik sektörü, son yıllarda sadece iş kazaları ile anılır hale gelmiştir. Gerçekleşen iş kazalarının genel nedenleri incelenecek olursa ülkemizdeki jeolojik şartların yaşanan iş kazalarına etkileri göz ardı edilmemelidir. Bu çalışmada, Park Termik A.Ş Çayırhan Linyit İşletmesi' n de yürütülen madencilik faaliyetlerinde yaşanan iş kazalarına saha jeolojilerinin etkileri araştırılmıştır.

ABSTRACT

The mining sector is a business branch that, by its nature, is all interconnected and involves risks that can trigger each others as a chain. Mining sector in our country has become known in recent years with only work accidents. If the general reasons for the actual work accidents are examined, the effects of geological conditions on the work accidents experienced in our country should not be ignored. İn this study, the effects of geological conditions on mining accidents in Park Termik Inc. Çayırhan Mines were investigated.

GİRİŞ

Madencilikte çalışma ortamı güvenliğinin sağlanması, üretim ve verimin artırılması için pek çok yöntem geliştirilmiştir. Dünyada, yeraltı kömür madenciliği içerdiği riskler ve zorluklar nedeniyle mekanize olma yönünde hızlı bir değişim süreci geçirmiştir. Mekanize kazının dünyadaki kullanımı 1818 yılından başlamış ve günümüze kadar devam etmiştir. (Çomaklı, 2010) 1950'ler de tam mekanize sisteme geçiş ile birlikte kömür üretimi ve verimliliği artmıştır. (Peng, 2006)

Ülkemizde mekanik kesme yapan kazı makinelerinin kullanımı 1970'li yıllarda GAP çerçevesinde sulama tünellerinin yapımıdır. (Hekimoğlu vd., 2000) Daha sonra 1987 yılında Türkiye Kömür İşletmeleri' ne bağlı Orta Anadolu Linyitleri İşletmesinde (OAL) mekanize kazıya geçilmiştir. Aynı dönemde yine TKİ bünyesinde Tunçbilek ve Soma havzalarında kullanılmıştır. 1990 sonrası kömür ocakları ve termik santrallerin özelleştirilmeleri ile birlikte özel sektör tarafından çalıştırılan kömür ocaklarında mekanize kazı yöntemi ile çalışan uzun ayaklar kurulmuştur. (Erarslan vd., 2016)

Mekanizasyon kullanımı ile kömür üretiminde klasik madencilik çalışmalarına göre üretim miktarının fazla oluşu, verimli çalışma sağlanması ve iş sağlığı ve güvenliği açısından daha uygun çalışma ortamının sağlandığı bir gerçektir. Bu çalışmada tam mekanize uzun ayak yöntemi ile üretim faaliyetlerini gerçekleştiren Çayırhan Linyit İşletmesi'nde yaşanan iş kazalarına saha jeolojilerinin etkileri anlatılacak, G sahasında üretim faaliyetleri tamamlanan G-06 panosu ile J sahasında üretim faaliyetlerini tamamlayan J

Doğu 01 panosu jeolojik şartları ve bu şartların yaşanan iş kazalarına etkileri karşılaştırma yapılarak değerlendirilecektir.

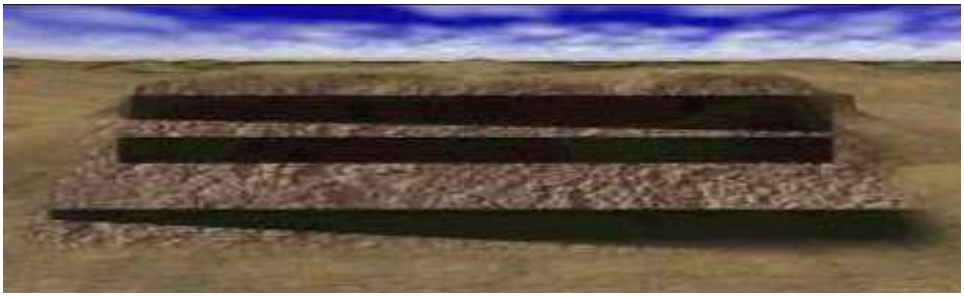
PARK TERMİK ÇAYIRHAN YERALTI LİNYİT İŞLETMESİ

Çayırhan Linyit İşletmesi Ankara'nın Nallıhan ilçesine bağlı Çayırhan Mahallesi'nde bulunmaktadır. Ankara' ya olan uzaklığı 122 kilometredir ve Ankara-Nallıhan karayolu üzerinde yer almaktadır.

Şekil 1. Yer buldurur haritası

1996 yılında B ve C sahalarının üretim projesini, yatırımlarını ve işletmeciliğini alan Park Grubu daha sonra 2000 yılında A ve F sahalarının rehabilite edilerek işletilmesini, 2004 yılında da G sahasının proje ve yatırım safhalarını takiben üretim çalışmalarını üstlenmiştir. (Çavuşoğlu vd., 2011) 2011 yılından itibaren E, H ve D sahalarının, 2017 yılından itibaren ise J sahasının proje ve yatırım safhalarına başlanılmıştır. 2019 yılı itibariyle üretim çalışmaları H ve J sahalarında yapılmaktadır.

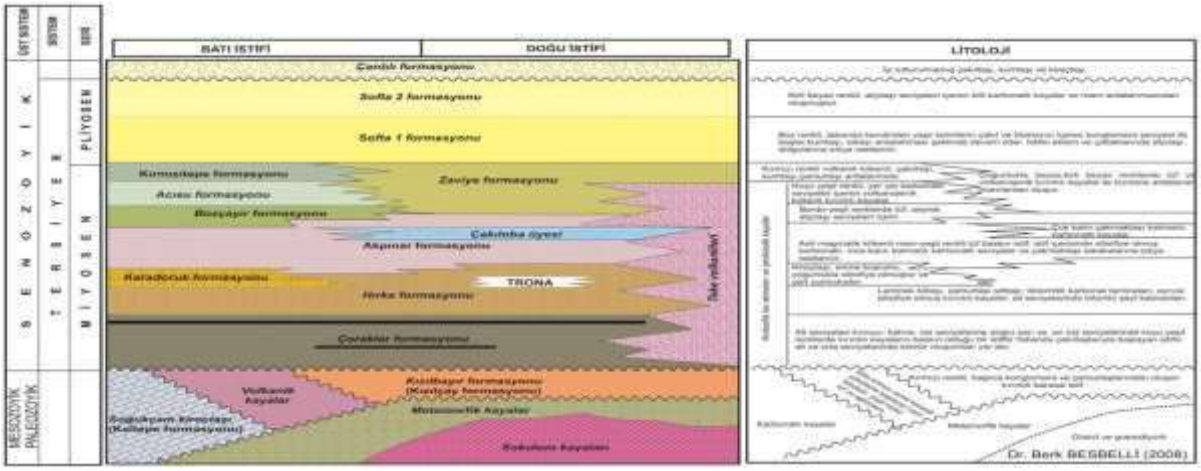
Yaklaşık 400 milyon ton kömür bulunan Çayırhan havzasında kömür, bir ara kesme ile ayrılarak iki damar halinde konumlanmıştır. Bu iki damarın 150 m altında henüz işletmeye alınmamış ve kalınlığı 2-11 m arasında değişen üçüncü bir kömür damarı daha mevcuttur. Üst kömür için sahasın batısında iki damar arasındaki ara kesme kalınlığı 1,2-1,8 m kalınlığında iken sahasın doğu kesiminde ara kesmenin kalınlığı 05-1 m arasında değişmektedir. (Aydın ve Kaygusuz, 2000) Bu nedenle sahasının batısında kalan B ve E sahalarında üretim faaliyetleri iki damar ayrı çalışacak şekilde yapılmış, H sahasında ise yine aynı çalışma şekli ile üretim faaliyetleri devam etmektedir. Sahanın doğusunda kalan C,G ve D sahalarında üretim faaliyetleri tek ayak çalışacak şekilde yapılmış, J sahasında ise yine tek ayak çalışma şekli ile üretim faaliyetleri devam etmektedir.



Şekil 2. Kömür tabakalarının genel görünümü

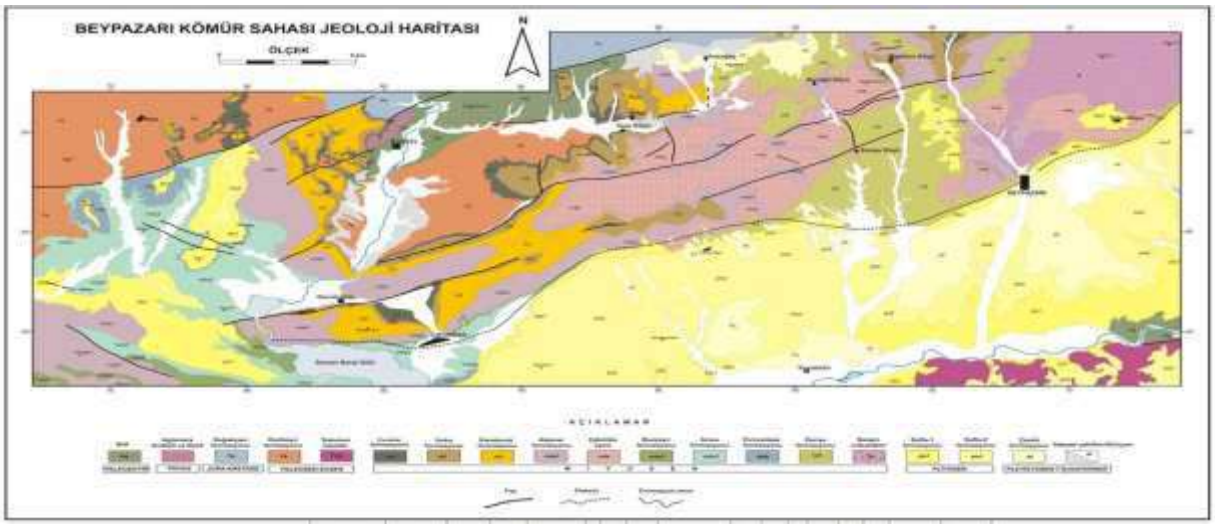
SAHALARIN GENEL JEOLOJİSİ

Beypazarı havzası, Neojen döneminde, içerisinde kırıntılı ve karbonatlı kaya türlerinin; ancak baskın olarak volkanik kayaçlardan türemiş kırıntılı istiflerin çökeldiği, yaklaşık doğu-batı uzanımlı gölsel bir depolama alanı olarak biçimlenmiştir. Miyosen döneminde bu havzada kömür, bitümlü şeyl gibi fosil yakıtlar ve trona (NaHCO3.Na2CO3.2H2O) gibi ekonomik karbonat mineralleri de çökelmiştir. Miyosen havzasında çökelim kesintisiz olarak olası Pliyosen dönemine kadar devam etmiş ancak depolama alanı bir karbonat gölünden sülfat gölüne evrilmiştir. Bu süreçte yağışlı ve kurak dönemsellikleri yansıtan kırıntılı çökel istifler ve kurak dönemi işaretleyen alçıtaşları ile tanardit ve galuberit gibi sülfat mineralleri çökelmiştir (Besbelli vd., 2014).



Şekil 3. Beypazarı havzası formasyonları (Besbelli vd., 2014).

Havzada gözlenen yapısal unsurlar kuzeybatı-güneydoğu yönlerde bir sıkışmanın varlığına işaret etmekte; yaklaşık kuzeydoğu-güneybatı uzanımlı kıvrımların ama daha çok fayların varlığı ve boyutları ise çalışma alanının kuvvetli bir deformasyon geçirdiğini belgelemektedir. İnceleme alanı ve yakın çevresinde sürdürülen jeolojik etütler ve proje kapsamında yapılan rezerv sondajlarının verileri değerlendirildiğinde; bu fayların genellikle ters fay karakteri taşıdıkları ve ‘’Beypazarı Fleksürü’’ olarak adlandırılan güney kanadı eğimli kıvrımlı yapıya koşut olarak yönlendikleri görülmüştür. (Besbelli vd., 2014).



Şekil 4. Beypazarı havzası jeoloji haritası (Besbelli vd., 2014).

Çayırhan bölgesinde kömür oluşumu Boyalı formasyonu içinde, iki damar arasındaki ara kesme şeklinde oluşmuştur. (Ünver vd., 2013)

G Sahası Jeolojisi ve G 06 Panosu

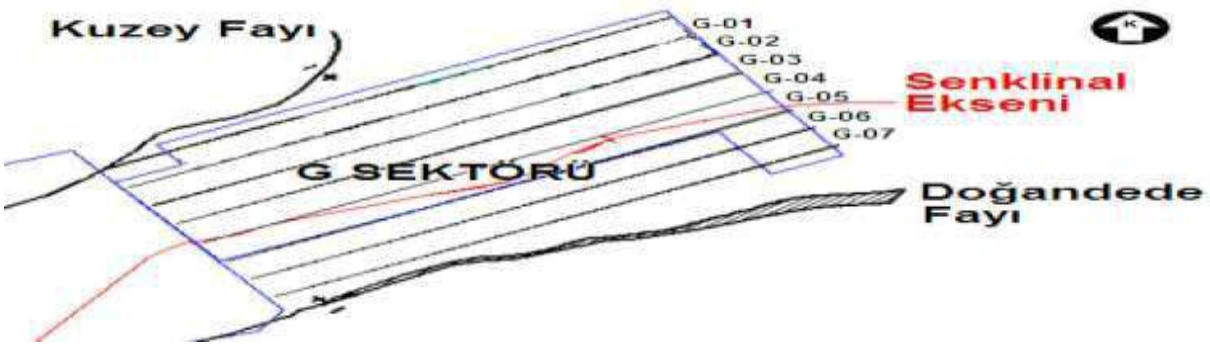
G Sahası Jeolojisi

G sahasında kömür rezervi belirleme çalışmaları kapsamında MTA tarafından saha genelinde toplam 5834 metre 20 adet sondaj yapılmıştır. Belirlenen üretim panoları için yapılan hazırlık galerilerinde bir çok irili ufaklı faylar belirlenmiştir. Gerek bu fayların devamlılıkları ve atımlarının net ortaya konulması gerekse de üretim panolarının nihai durumunun ortaya konulması amacı ile Park Grubu tarafından toplamda 9982 metre 30 adet sondaj çalışması yapılmıştır.

Yapılan sondaj çalışmaları neticesinde litolijik olarak gençten yaşlıya doğru sırasıyla Zaviye Formasyonu (~70 m.), Çakıloba Formasyonu (~10 m.), Sarıağıl Formasyonu (~70 m.), Karadoruk Formasyonu (~50 m.), Hırka Formasyonu (~130 m.) ve en altta kömüründe içinde bulunduğu Boyalı Formasyonu yer almaktadır.

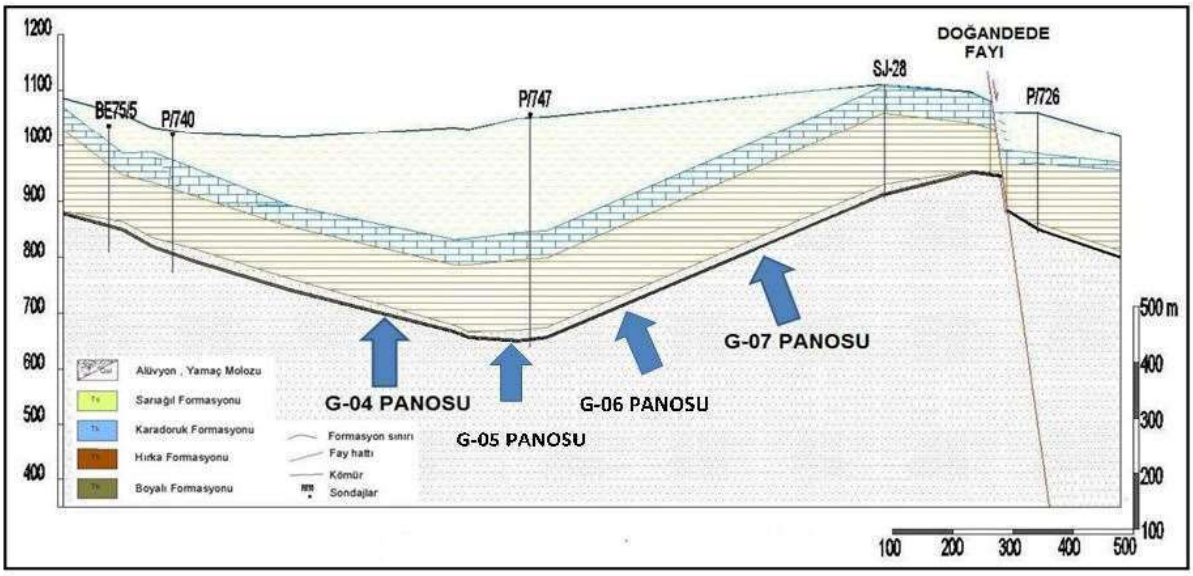
Sahasının doğusunda kalan G sektöründe üst damarın (tavan) kalınlığı ortalama 1,7 m, ara kesmenin kalınlığı 0,6 m ve alt damarın (taban) kalınlığı 1,8 m civarındadır. Ara kesme kalınlığının az olması sebebi bu iki damar tek damar olarak dikkate alınmıştır ve tek damar şeklinde yüksek arınlı ayak olarak işletilmiştir.

G sektörü kömürü sınırlayan faylara yakın olması nedeniyle önemli ölçüde tektonizmaya uğramıştır. Bu bölgede kömür damarı eğimi değişkenlik göstermekte olup kıvrımlar ve bu kıvrımlanmalara bağlı olarak faylanma meydana gelmiştir. Bu yapı nedeniyle G sektöründe sık sık duraysızlık sorunları ile karşılaşılmıştır. (Ünver vd., 2013)



Şekil 5. G sektörünü sınırlayan faylar (Ünver vd., 2013)

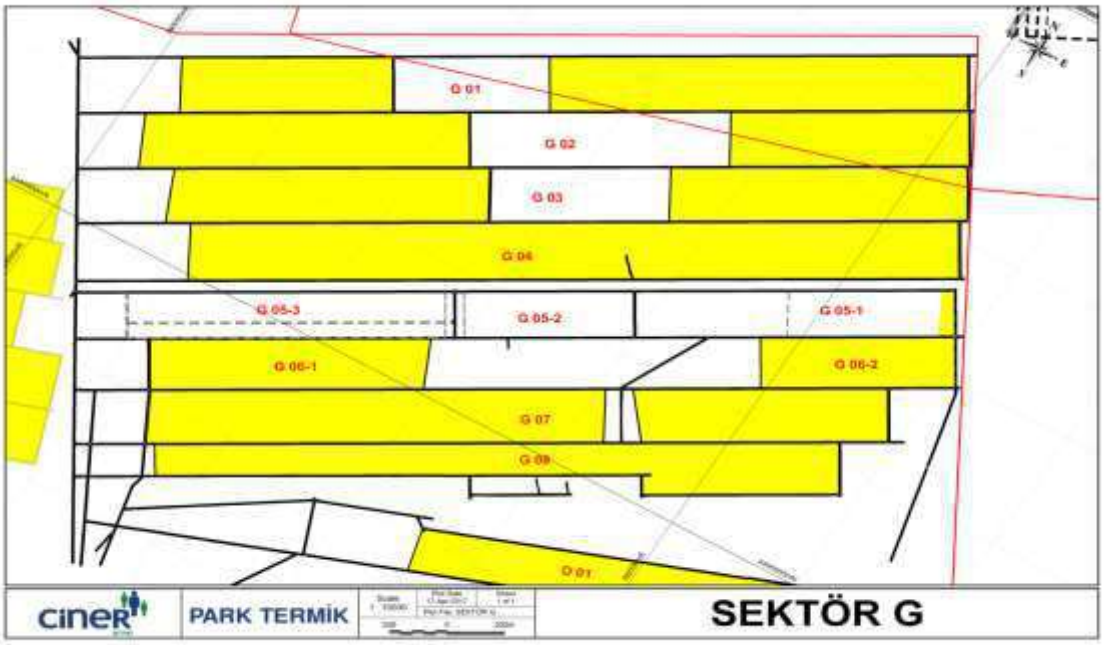
G sektörü Kuzey ile Doğandede fayları arasında yer almakta ve üretim panoları da bu fay uzantılarına (GüneyBatı-KuzeyDoğu) paralel olacak şekilde planlanmıştır. Ancak bu iki fay arasında, fay hatlarına paralel uzanımlı bir senklinal oluşumu da gözlemlenmektedir. Bu nedenle G sektörünün bulunduğu kısım diğer sektörlere kıyasla tektonik açıdan daha sorunlu bir bölgedir.



Şekil 6. Senklinal ekseni boyunca G sektörü kesit görüntüsü (Ünver vd., 2013)

G 06 Panosu

G 06 panosu planlaması sırasında pano boyu toplamda 3080 m, ayak boyu 200-220 olacak şekilde planlanmış ve taban yolları açılmıştır. Yapılan sondajlardan elde edilen veriler ışığında G 06 panosunda en yüksek ayak eğimi 38° ve pano eğimi başyukarı 7° olarak planlanmıştır. Proje kapsamında montajı tamamlanan G06 panosu 24.02.2015 tarihinde üretim faaliyetlerine başlamıştır. Ancak üretim faaliyetleri sırasında ayak içinde eğimin 48° olduğu yerler tespit edilmiştir. Eğimin aşırı artışı, bu eğim artışına bağlı olarak göçükler yaşanması, kullanılan makine ve ekipmanın bu eğimde çalışamayacak olması ve iş sağlığı ve iş güvenliği açısından uygun çalışma şartlarının sağlanamaması sebebi ile panoda 964,5 m ilerleme yapılabilmiş ve 30.06.2016 tarihinde G06-1 panosu üretim faaliyetleri sonlandırılmış ve ayak atlaması yapılarak üretim faaliyetlerinin G06-2 panosu devam etmesi sağlanmaya çalışılmıştır. 16.08.2016 tarihinde G06-2 panosu üretim faaliyetleri başlamış ancak benzer sorunların yaşanması ve ayak içinden geçen faydan kaynaklı olarak G06-2 panosunda 738 m ilerleme yapılabilmiş ve 01.03.2017 tarihinde G06-2 panosu üretim faaliyetleri de sonlandırılmıştır. Bu çalışmada G06-1 panosu verileri dikkate alınarak karşılaştırma yapılacaktır.



Şekil 7. G sahası genel imalat planı

J Sahası Jeolojisi ve J 01 Panosu

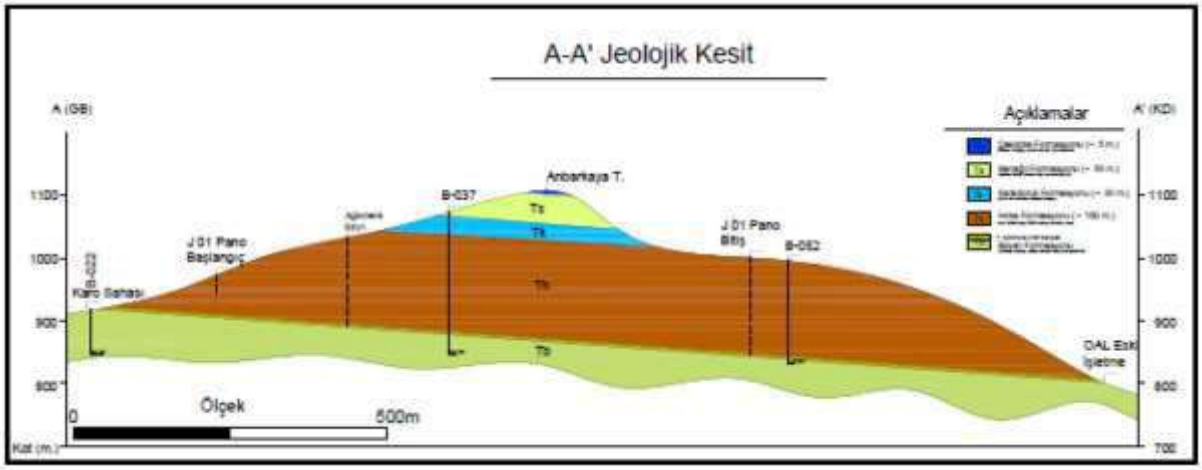
J Sahası Jeolojisi

J sahasında kömür rezervi belirleme çalışmaları kapsamında MTA tarafından saha genelinde toplam 41779 metre 163 adet sondaj yapılmıştır. Üretim panolarının nihai durumunun ortaya konulması amacı ile Park Grubu tarafından toplamda 3768,55 metre 23 adet sondaj çalışması yapılmıştır.

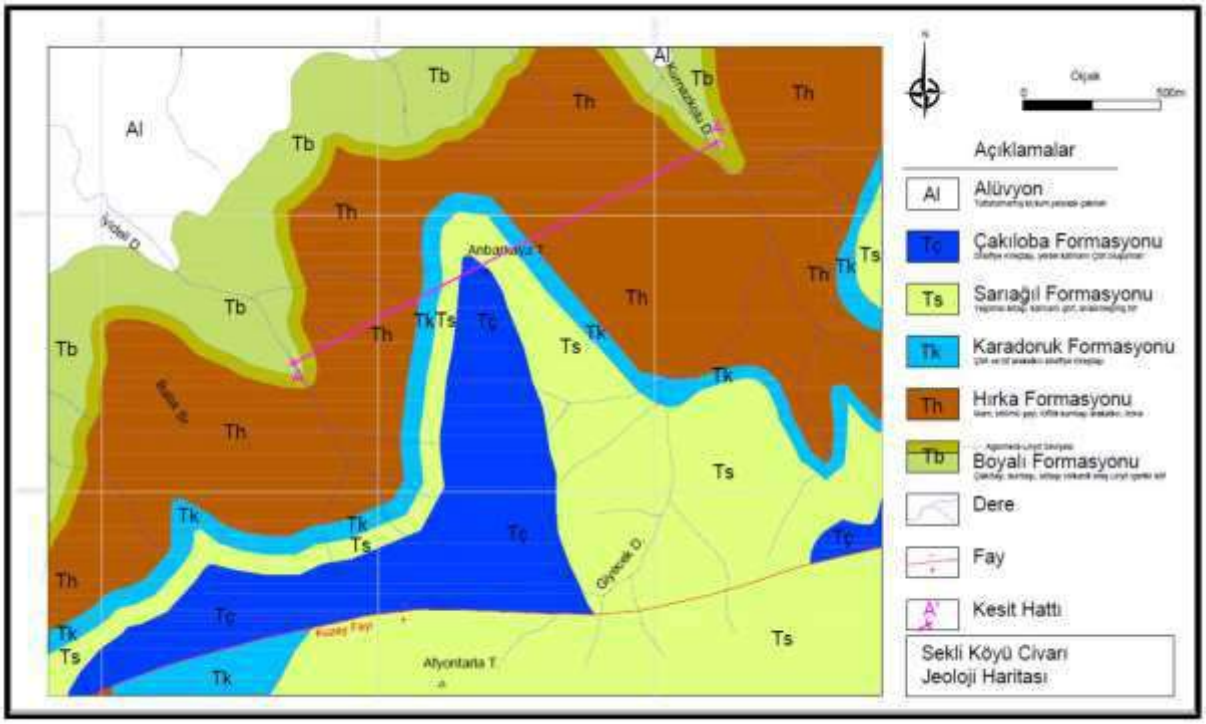
Yapılan sondaj çalışmaları neticesinde litolijik olarak gençten yaşlıya doğru sırasıyla Sarıağıl Formasyonu (~20 m.), Karadoruk Formasyonu (~50 m.), Hırka Formasyonu (~150 m.) ve en altta kömüründe içinde bulunduğu Boyalı Formasyonu yer almaktadır.

Sahasının doğusunda kalan J sektöründe üst damarın (tavan) kalınlığı ortalama 1,7 m, ara kesmenin kalınlığı 0,7 m ve alt damarın (taban) kalınlığı 1,8 m civarındadır. Ara kesme kalınlığının az olması sebebi bu iki damar tek damar olarak dikkate alınmıştır ve tek damar şeklinde yüksek arınlı ayak olarak işletilmiştir.

J sektörü ile G sektörü Kuzey Fayı ile birbirinden ayrılmaktadır. J sektörü, G sektörüne oranla daha az tektonizmaya maruz kalmıştır. Saha içerisinde küçük çaplı faylanmalar bulunmakla beraber üretimi etkileyecek herhangi olumsuz bir durumla karşılaşılmamıştır.



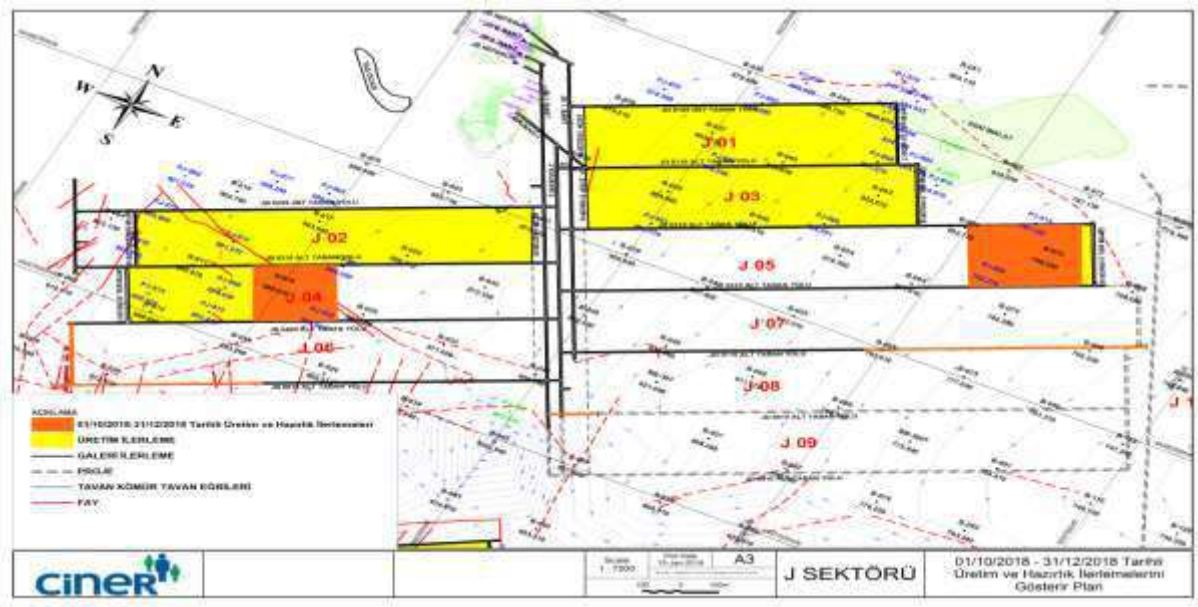
Şekil 8. J01 panosu jeolojik kesit



Şekil 9. J sahası jeoloji haritası

J 01 Panosu

J 01 panosu planlaması sırasında pano boyu sondaj çalışmaları sırasında tespit edilen eski imalat çalışma alanı sebebi ile 808,5 m, ayak boyu ise 200-220 olacak şekilde planlanmış ve taban yolları açılmıştır. Yapılan sondajlardan ve hazırlık galerileri sürülmesi sırasında elde edilen veriler ışığında J 01 panosunda en yüksek ayak eğimi 3° ve pano eğimi başyukarı 5° olarak planlanmıştır. Pano eğimi 2°-5° arasında ayak eğimi ise 1°-3° arasında değişim göstermiştir. Proje kapsamında montajı tamamlanan J01 panosu, 23.10.2017 tarihinde üretim faaliyetlerine başlamıştır. Üretim faaliyetleri herhangi bir aksilik yaşanmadan planlandığı gibi 808,5 m ilerleme yapılarak, 10.02.2018 tarihinde tamamlanmıştır.



Şekil 10. J sahası genel imalat planı

G06 VE J01 PANOSU KARŞILAŞTIRMASI

Çalışma dönemleri göz önüne alınarak bir karşılaştırma yapılacak olduğunda, G sektörü ve J sektörü aynı havza içerisinde birbirinden oldukça farklı iki üretim sahasıdır. Bu farklılıklar üretim verimlerini, çalışma sürelerini ve yaşanan iş kazalarını ciddi şekilde etkilemektedir.

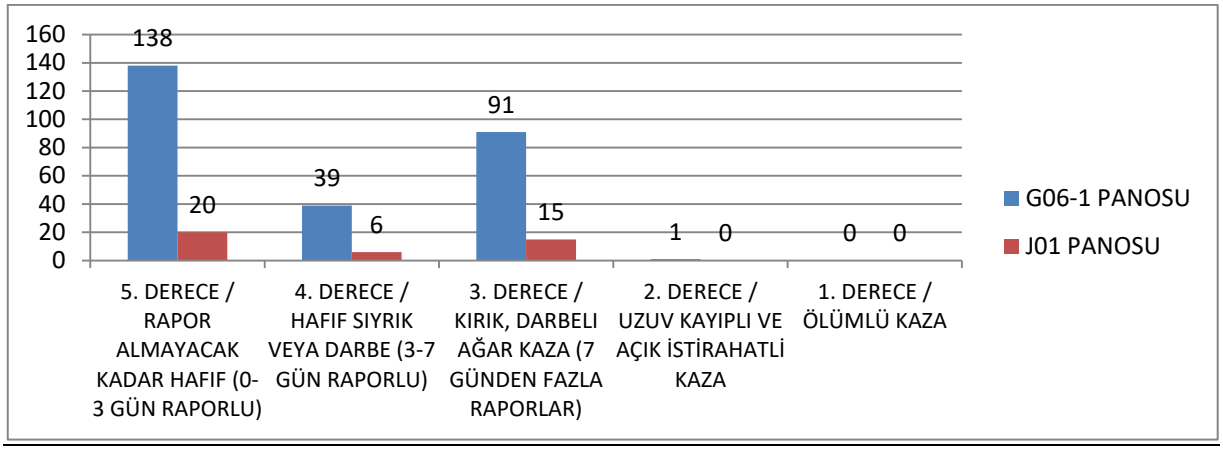
Çizelge 1. G06-J01 Pano Karşılaştırmaları

	G 06 Panosu		J 01 Panosu	
	Planlanan	Gerçekleşen	Planlanan	Gerçekleşen
Pano Boyu (m)	3080	964,5	808,5	808,5
Ayak Boyu (m)	200-220	205	200-220	220
Ayak Eğimi (Der.)	38	48	3	3
Pano Eğimi (Der.)	7	7	5	5

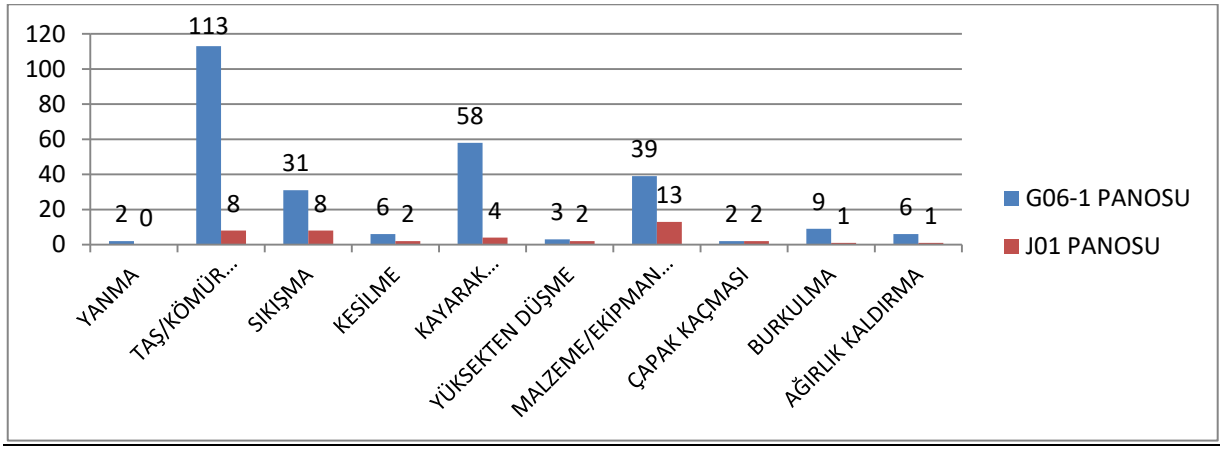
İki panonun da çalışmış olduğu süreler göz önünde bulundurulmuş ve bu çalışma süreleri içinde sadece üretim faaliyetleri sırasında gerçekleşen iş kazaları değerlendirmeye alınmıştır. Bu değerlendirme sonucunda 24.02.2015-30.06.2016 tarihleri arasında üretim faaliyetleri gerçekleştirilen G06-1 panosunda 269 iş kazası gerçekleşmiştir. 23.10.2017-10.02.2018 tarihleri arasında üretim faaliyetleri gerçekleştirilen J01 panosunda ise 48 iş kazası gerçekleşmiştir. Gerçekleşen iş kazalarına ait karşılaştırmalı grafikler ve sayısal veriler aşağıdaki gibidir.

Çizelge 2. Çalışma sürelerinde gerçekleşen iş kazaları

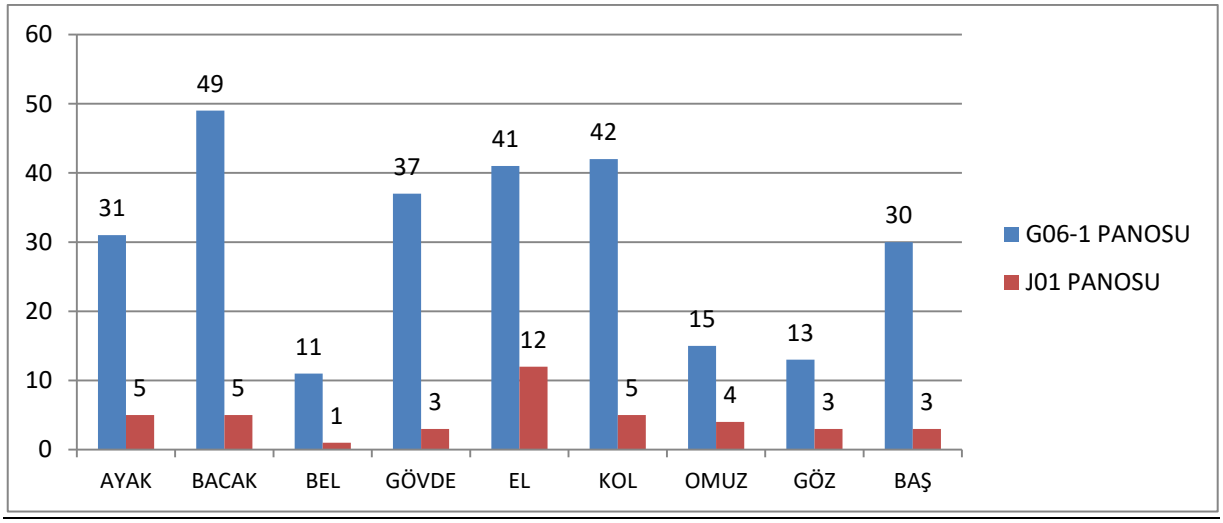
	G 06 Panosu	J 01 Panosu
Çalışılan Mesafe (m)	964,5	808,5
Çalışma Süresi (Ay)	16	3,5
Yaşanan İş Kazası	269	48



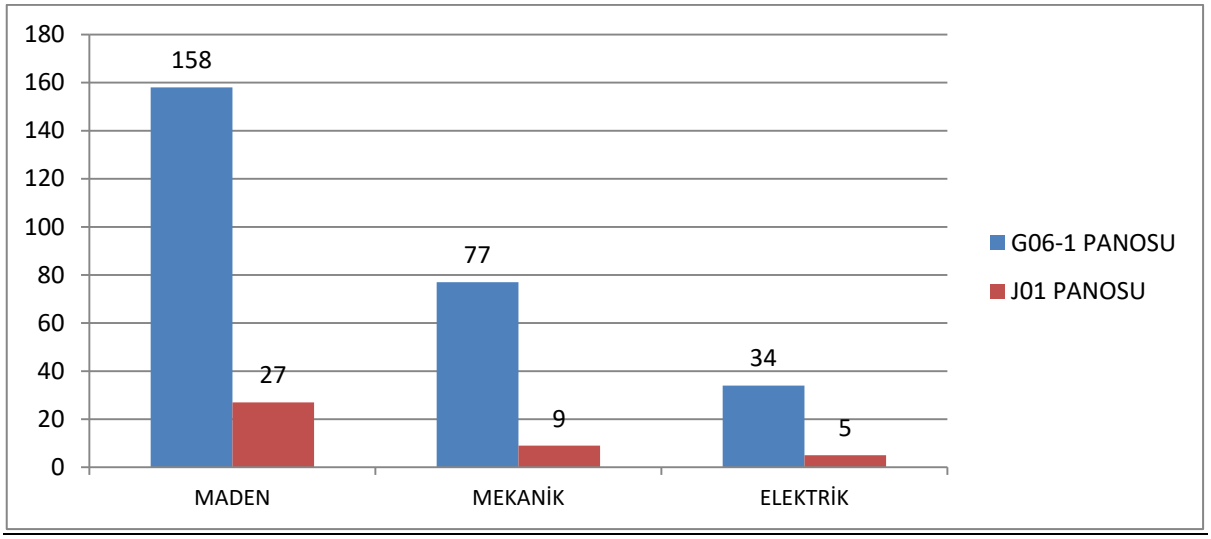
Şekil 11. Derecelerine göre kaza sayıları karşılaştırması



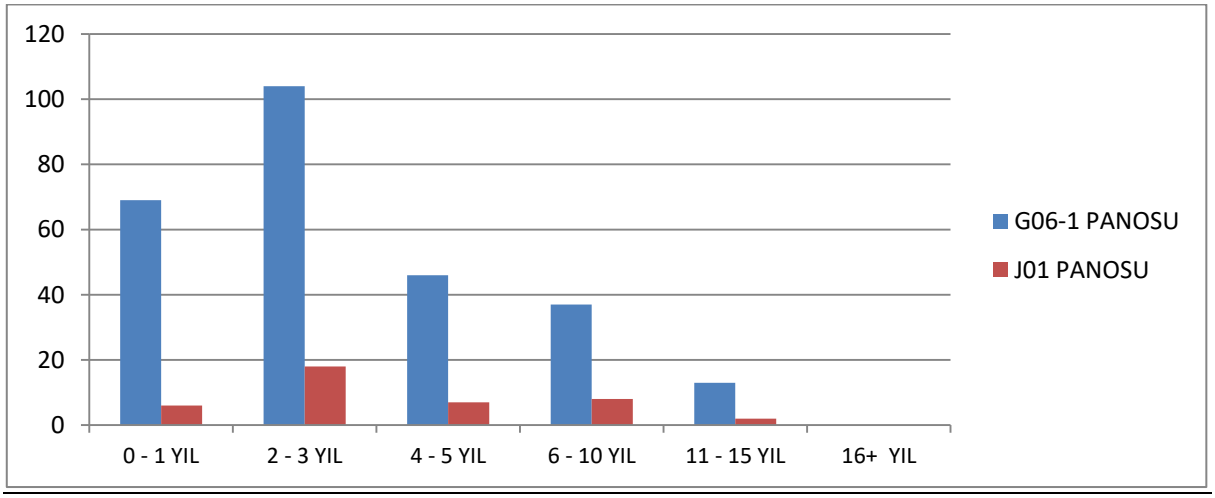
Şekil 12. Nedenlerine göre kaza sayıları karşılaştırması



Şekil 13. Zarar gören organa göre kaza sayıları karşılaştırması



Şekil 14. Mesleklerine göre kaza sayıları karşılaştırması



Şekil 15. Çalışanların tecrübelerine göre kaza sayılarının karşılaştırılması

SONUÇ

Doğası gereği çalışma şartları oldukça zor olan madencilik sektöründe, ülkemizdeki jeolojik yapılanmayı göz önünde bulundurduğumuzda bölgesel olarak çalışma şartlarının daha da zorlaştığını söylemek mümkündür. Ülke genelinde havzalara göre farklılıklar olduğu gibi aynı havza içindeki kömür damarı yapılanmalarında da farklılıklar görülmektedir. Çalışma içinde incelemiş olduğumuz damar kalınlıkları, ayak boyları, çalışılan mesafeleri, kullanılan makine ve ekipmanın benzer olduğu iki farklı üretim panosunda, kömür damarlarında ki eğimler arasındaki farkın yaşanan iş kazalarına ne kadar etkili olduğu görülmektedir.

Jeolojik yapı değişkenliklerinin işletmecilikte üretim ve verimli çalışma üzerindeki etkisi kadar, çalışanların güvenliği ve yaşanan iş kazalarına da etkisi olduğu gözlenmektedir.

KAYNAKLAR

Aydın, Y., Kaygusuz, Y. (2000). Modern teknoloji ile donatılan Park Teknik Çayırhan Kömür İşletmesi'nin tanıtılması, Türkiye 12. Kömür kongresi bildiriler kitabı, Zonguldak.

Besbelli, B., Gülhan, M., Güner, N. (2014) Beypazarı kömür havzası''2. Saha'' jeoloji, rezerv ve hidrojeoloji raporu, Maden Teknik Arama Genel Müdürlüğü, Ankara.

Çavuşoğlu, İ., Şenfilo, L. Tarhan, Ş. Turan, H. H. (2009) Çayırhan yeraltı işletmelerinde yüksek arınlı mekanize uzun ayakların üretim hızının incelenmesi, Türkiye 2. Maden makineleri sempozyumu, Zonguldak.

Çomaklı, R. (2010) Niğde ve Kayseri yöresindeki cevherlerin makine ile kazılabilirliklerinin değerlendirilmesi, yüksek lisans tezi, Niğde Üniversitesi, Niğde.

Erarslan, O., Sığırcı, C., Destanoviç, K., Dügencili, B. (2016) Yüksek arınlı ve eğimli mekanize uzunayaklarda çalışma metodu ve iş güvenliği uygulaması, Türkiye 20. Kömür kongresi bildiriler kitabı, Zonguldak.

Hekimoğlu, O. Z., Ayhan, M., Tiryaki, B. (2000) Türkiye' de kayaç ve kömür kesmede kullanılan mekanik kazı makinelerinin performanslarının değerlendirilmesi, Türkiye 5. Ulusal kaya mekaniği sempozyumu bildiriler kitabı, Isparta.

Peng, S. S. (2006). Longwall mining, department of mining engineering college of engineering and mineral resources Wet Virginia University (2.nd ed.).

Ünver, B., Tercan, E.A., Hindistan, M.A. (2013). Çayırhan G03 veG04 panolarında karadoruk formasyonunun göçmesi ile ilgili sorunların incelenmesi raporu, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara.

RELATIONSHIP BETWEEN TWO CONSECUTIVE SLOPE FAILURES AT ELBISTAN OPEN CAST MINE AND A NEW PRODUCTION METHOD PROPOSAL

B. Ünver [1], M.A. Hindistan [1,*]

Department of Mining Engineering, Hacettepe University, Ankara, Turkey
([*]Corresponding author: hmali@hacettepe.edu.tr)

ABSTRACT

Two consecutive slope failures took place at Elbistan Çöllolar open cast mine in February 2011, within 5 days. Undoubtedly, Elbistan slope failures are one of the most technically interesting and socialy devastating accidents ever happened in the World. As the mechanism is explained in this paper, formation of two slope failures in opposite directions in a relatively short period of time deserves attention. Displacements on the slope could not be controlled leading to slope failure on February 6th 2011. Stress release on the bottom of the pit totally changed the stress regime. The difference between major and minor principal stresses was increased. The material at the pit bottom was sandwiched by stresses exerted by both counter facing slopes. There was a stress relief at the toe of SW slope which changed the stress state at the pit bottom. However, after failure at SW slope the counter stress was almost lost. Consequently, there must have been significant horizontal movement at NE slope toe region in the form of a creep movement. As a result of the horizontal movement at the pit bottom, NE slope lost its integrity and a sudden slope failure much bigger than the first one took place on February 10th 2010. The second failure resulted with 10 fatalities. This paper mainly focuses on explanation of relationship between the failures. Furthermore, a new production method suitable for Elbistan coal field for minimizing slope failure related hazard in the future is also suggested.

Keywords: Slope failure, slope stability, gyttja, Elbistan, Çöllolar

INTRODUCTION

Maintaining slope stability is certainly a prerequisite for safe and efficient open pit mining. Without having a stable slope, any kind of work cannot commence in and around a surface mine. Therefore, a detailed mine plan having safe slopes must be prepared.

Despite of having low calorific value and high moisture content, Elbistan brown coal basin is the most import energy resource in Turkey. The coal has an in situ lower calorific value of around 1200 kcal/kg and the moisture content is around 50%. The total amount of brown coal resource in the basin is approximately 4.3 billion tonnes.

Elbistan coal basin is located in Kahramanmaraş province (Fig. 1). The coal basin has been divided into sectors (Fig. 2). As it can be seen clearly Çöllolar Sector (Sector C) is located in the middle of the basin. The Hurman river runs through the basin. Sector C is located on the eastern bank of the Hurman River.

BRIEF GEOLOGY OF THE BASIN

The Elbistan basin takes its name from the nearest Afşin and Elbistan towns. The Elbistan basin covers an area of 900 km^2 with a mean altitude of 1200 m. Afşin Elbistan Lignite Basin was formed

during the rise of Taurus Mountains after Alpine Orogenic Phase. The base rock of the region is a Permo-Carboniferous old limestone (Yörükoğlu, 1991).

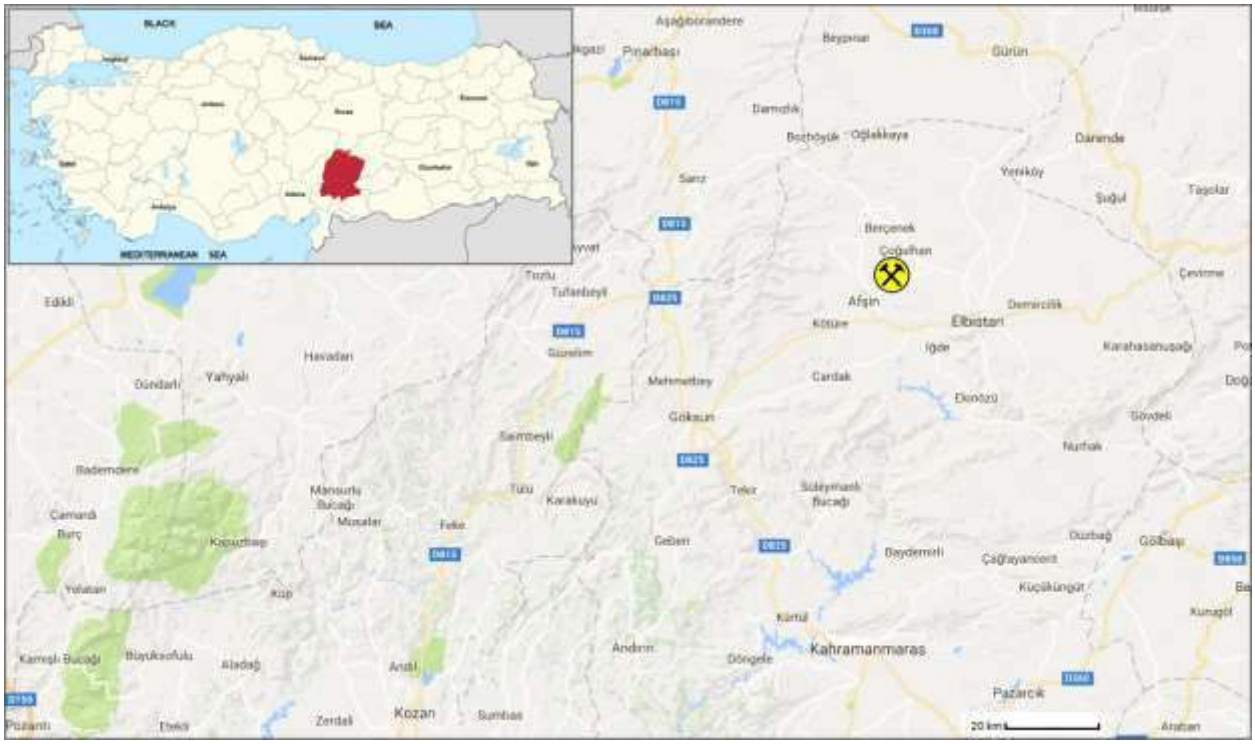


Figure 1. Location of the Elbistan coal field.

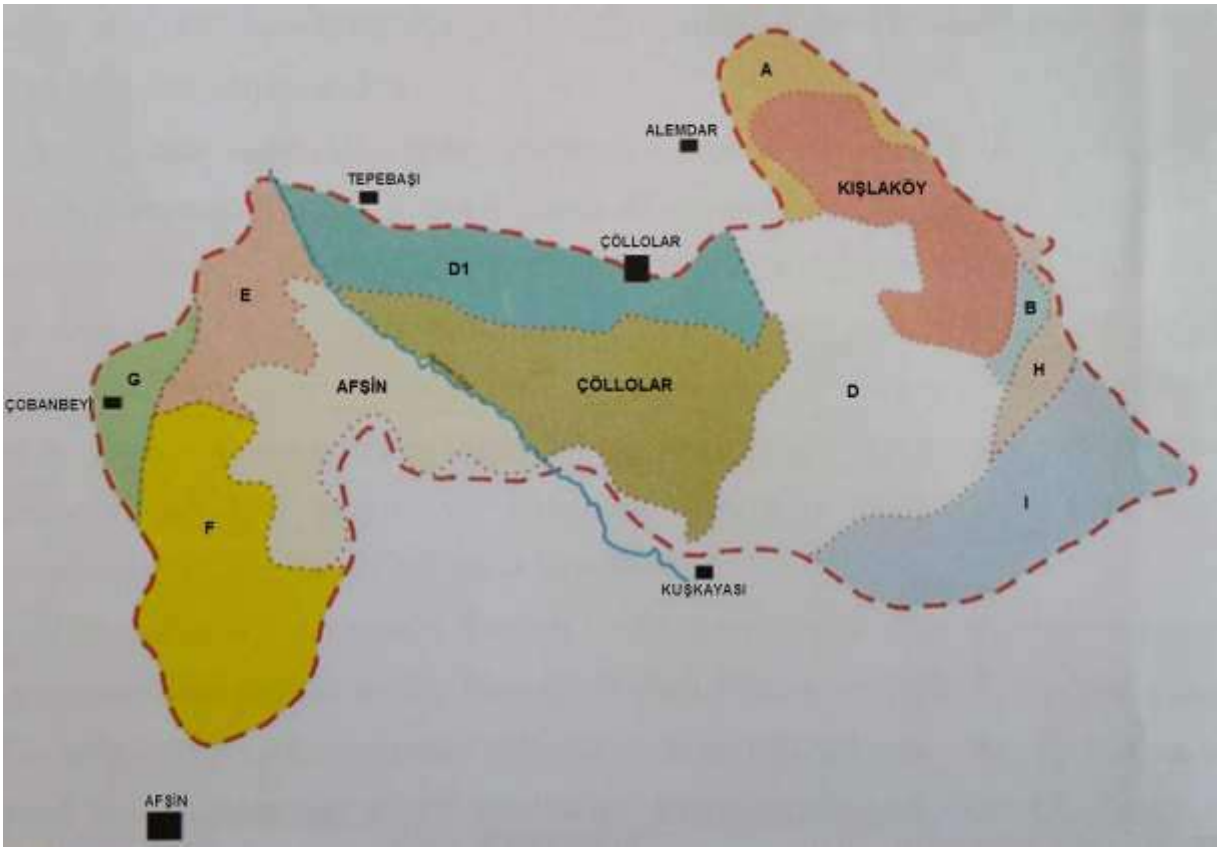


Figure 2. Sectors at the Elbistan brown coal basin.

Coal bearing stratigraphy formed at Neogene observed at the site from bottom to top is given as follows:

- Limestone Formation (possible confined aquifer)
- Bottom Clay: Greenish, bluish-plastic clay and seam floor marl strata
- Lignite zone with transitive layers of coal and gyttja
- Gyttja
- Greenish, blue, plastic clay, loam and seam top marl strata

The stratigraphic sequence of the area is shown in Figure 3 and the formation thicknesses are given in Table 1.

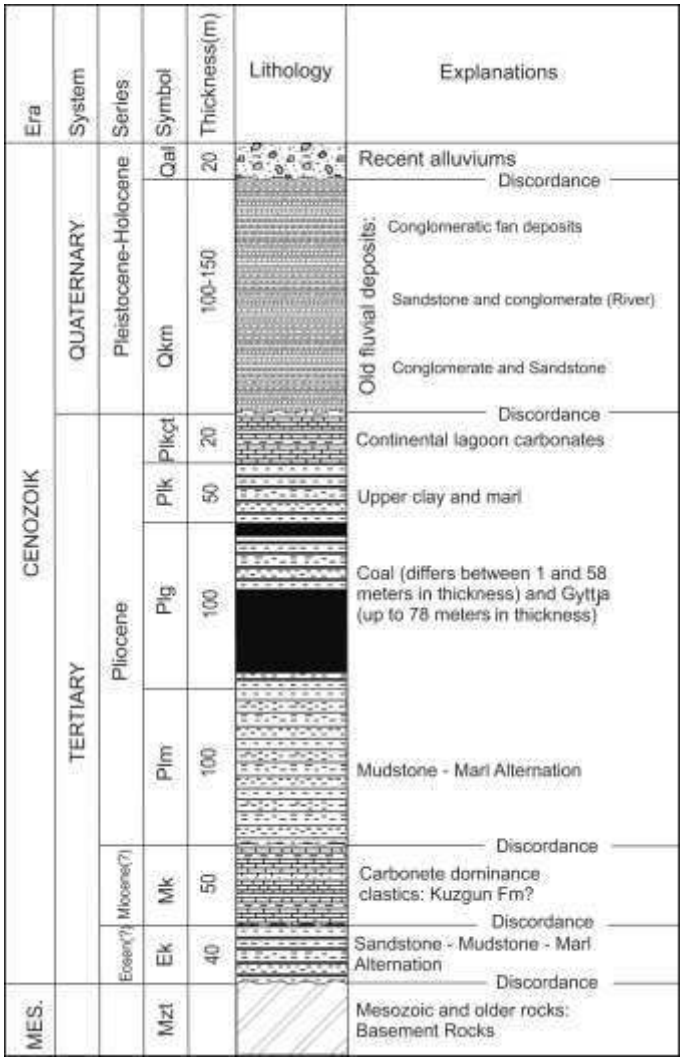


Figure 3. Generalized stratigraphic column of the Afşin-Elbistan basin (Çiftçi and Toker, 2007).

Table 1. Sequence and thicknesses of geological units starting from the surface.

Formation	Thickness (m)
Loam	8-20
Blue clay	8-30
Gyttja	25-45
Lignite	25-70
Footwall clay	100-125

Gyttja is the most important geological formation which is composed of gastropod fossils, plant residues and humus content. Gyttja seam dips 5-10º towards SE with an average thickness of about is 40-50m (Fig. 4). It is interbedded in the main coal seam as a very thin layer. Above the main coal seam, gyttja starts with Gyttja with coal, Gyttja with humus, Gyttja Clayey and Calcareous Gyttja. Gyttja formations disappear towards the north and north east.

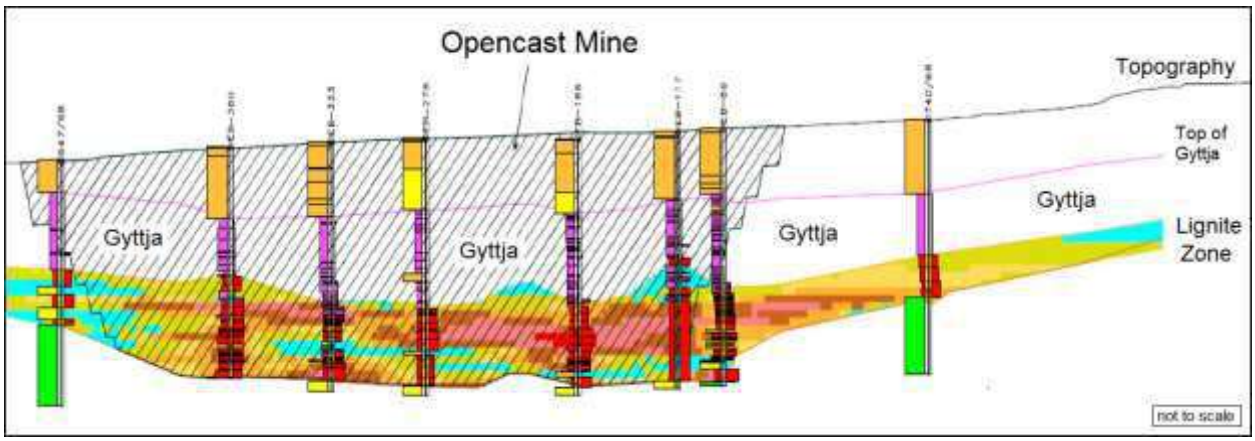


Figure 4. Cross section of the coal seam and overburden (RWE Power International, 2006).

Hydrogeology of the Elbistan basin is very complex. To re-evaluate and verify the hydrogeological parameters, special pumping tests were realized in 57 different wells (main well and groundwater monitoring wells). According to the test results, there are 8 main aquifers, from top to bottom as follows (MBEG, 2012):

- Gravel
- Clay
- Gyttja
- Gyttja with Coal
- Calcareous Gyttja with Coal
- Coal
- Green Clay
- Limestone

Gyttja, Gyttja with Coal and Calcareous Gyttja with Coal are very crucial aquifers for the basin. Water content of the gyttja series are very high, On the contrary, permeability of Gyttja series is very low and water trapped locally in the pockets of gyttja behaves as a pressurized aquifer. The limestone acts as a confined aquifer and contains pressurized water.

GEOTECHNICAL CONDITION

Geotechnical model of the mine area was revised after the two catastrophic mass movements occurred in February 2011. In 2007 five geotechnical boreholes were drilled and 57 undisturbed samples using Shelby tubes were taken. Undisturbed samples were sent to soil mechanics laboratory of the METU (Öge, 2008). In 2011, 362 undisturbed samples using Shelby tubes were taken at 7 different locations and they were tested by METU Soil Mechanic Lab. The geotechnical parameters derived from this test campaign are listed in Table 2 (Farina et al., 2013).

Gyttja is almost impermeable and water drainage could not be efficiently performed. Gyttja's mechanical behavior can be considered as in plastic manner. It also shows plastic flow behavior in the

form of creep. Therefore, this fact must always be kept in mind during stability analyses carried out in and around gyttja formation.

Mechanical properties presented in Table 2 should be treated with caution as especially internal friction angle values seem to be much higher than real values. Therefore, there is a great need for determining realistic and reliable mechanical properties of all geological units in the area.

Table 2. Principal geotechnical parameters (Farina et al., 2013).

Material	Unit weight (kN/m^3)	Cohesion c (kPa)	Internal friction angle Φ (deg)
Loam	17.6	31	21
Blue clay	18.1	33	23
Black clay*	19.2	6	26
Gyttja	15.4	23	32
Gyttja coal	13.1	27	34
Calcareous Gyttja coal	15.0	24	32
Lignite	12.4	36	28
Clay (interburden)*	15.9	9	12
Bottom clay	18.2	39	29
Landslide material**	14.0	5	20

*The layers black clay and clay (interburden) are the possible sliding surface in the geological model. For these layers, the residual shear strength has been used.

**Up to now, no soil-physical lab examinations have been carried out for the landslide material. Therefore, these values are estimated.

PIT DESIGN AND COAL PRODUCTION

Production was started in June 2009 and continued for 21 months until the slope failure has taken place in February 2011. The amount of coal production and overburden removals are presented in Table 3. Plan of the open pit as planned and realized at the time of slope failure are given in Figure 5. The amount of coal produced and the corresponding volume of overburden removal were realized as projected. Furthermore, the slopes had lower degrees than the values stated in initial mine design. Maximum pit slope angle was stated as 20.3 degree in the initial design whereas this value was revised to 18 degrees later. Before the slope movements, the overall slope angles were as 9, 15.7 and 11.6 degrees at west, east and south slopes respectively. The advancing slope was 11.6 degree. Figure 6 presents pictures of the massive slope movement.

Table 3 - Projected and realized annual coal production and overburden removal values.

Year	Amount of overburden removal ($x10^6$ m^3)			Amount of Coal Produced ($x10^6$ tonnes)		
	Planned	Realized	% of real.	Planned	Realized	% of real.
2008	45.95	49.54	108			
2009	50.95	52.93	104	7.67	7.87	103
2010	35.17	33.41	95	17.17	16.71	97
2011 (2 months)	5.00	2.60	52	15.85 (wh. year)	1.72	
Total	137.07	138.49	101		26.30	

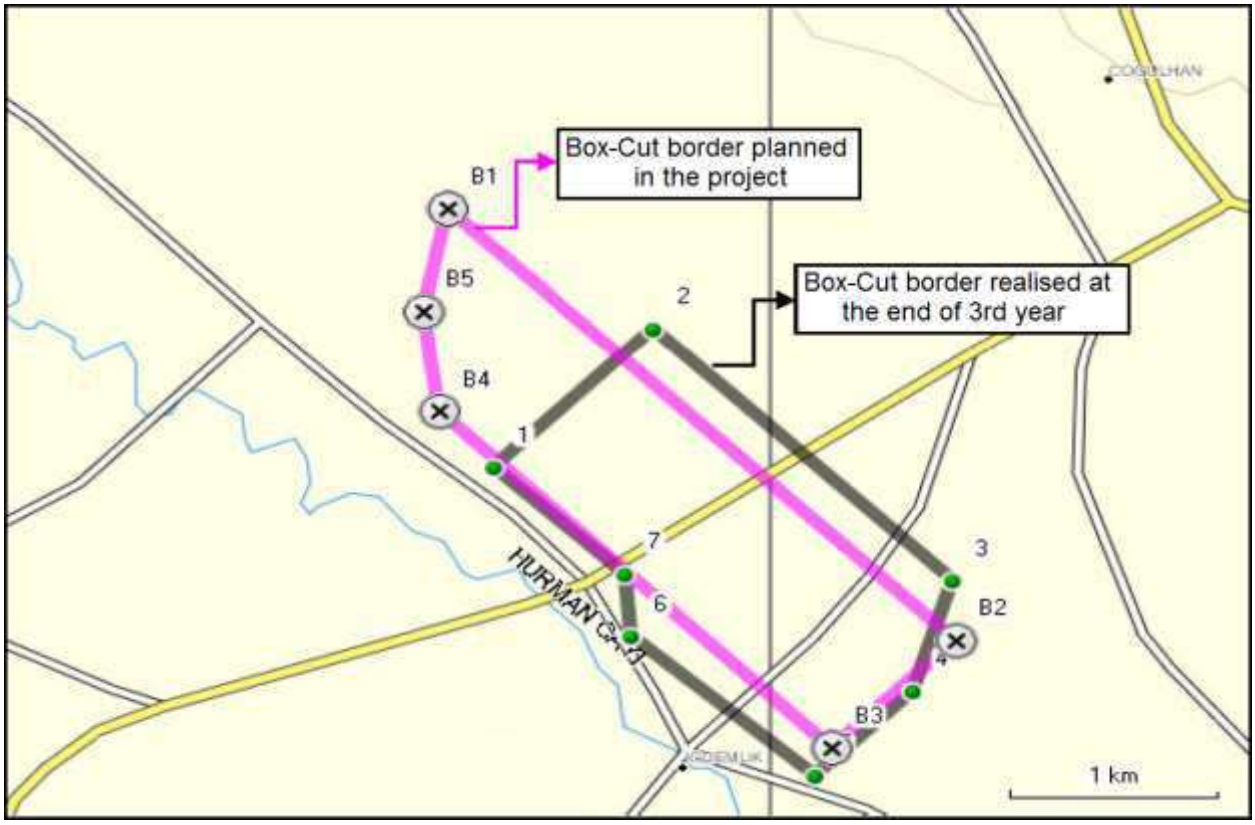


Figure 5. Borders of the box cut after 3rd year of operation (Anon, 2012).

DEVELOPMENT AND PROGRESS OF SLOPE FAILURES

Approximately one year before the first failure, floor heaves have started and the material in this region was exposed to lateral stresses created due to sandwiching effect of both slopes. These lateral stresses must have continuously increased by time as a result of slope displacements. Hence, it is clear that the direction of major principal stress (σ_1) in this zone is almost horizontal and the minor principal stress (σ_3) is in vertical direction due to dead weight of the material. The material has drain-consolidated under this loading condition. Some amount of air and water trapped in the voids of material have extruded to the surface as a result of closure of voids under stress. This is the reason of air and water extrusions observed in the field. This phenomenon was erroneously attributed to water coming from the aquifer located below of the seam.

Upon experiencing displacements at the SW slope, analysis has been done to stop movements and hence maintaining stability (Tutluoglu et al., 2011). Stability condition has been analyzed by using numerical modelling. Modelling was performed by considering only the permanent SW slope region. Whereas there is loading in counter direction due to opposing slopes. In other words pit floor is pushed in opposing directions and therefore it is under stress (Fig. 7). This is a very favourable condition for the stability. This confining effect has been destroyed since the movement at the floor of the permanent slope completed after the failure. In other words stress relaxation was occurred at the floor of the permanent slope since squeezing condition has vanished. Only approximately 5 days later, the second and larger failure has taken place. The most probable reason of the second failure is disappearance of stress environment at the pit-floor acting in the direction opposite to the North-East slopes. As rule of a thumb, the mass at the toe part of a slope resists to stop movement while the mass at the top part of this slope tends to initiate failure. A decrement in resisting forces against movement resulted in more deformation at the pit floor. According to fundamental rule of rock/soil mechanics, strength of a material is directly related with triaxial stress condition. For example, a significant increment in the

strength of a material can be observed when even a small level of confining pressure is applied. In other words, a little increase in confining pressure may result a meaningful increase in strength of material. Supporting in underground operations or stabilization at surface by using anchors are totally related with this basic principle. For instance, application of an anchor does not aim to carry all loads, but increases strength of material by creating a triaxial loading condition. Thus it provides self-supporting condition for rock/soil material.

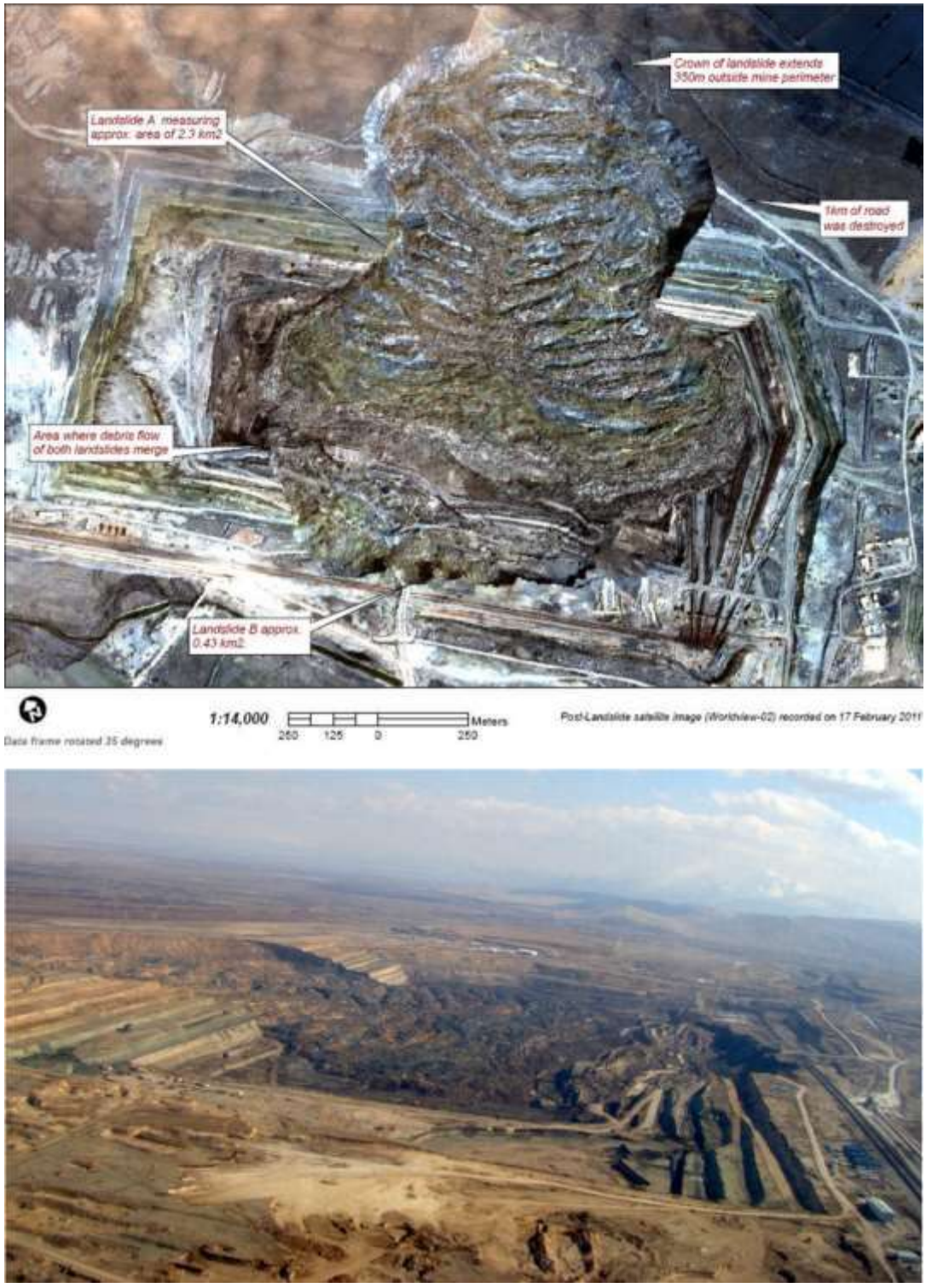


Figure 6. Picture of the slope movement (http://blogs.agu.org/landslideblog/2011/03/09/the-astonishing-collolar-coalfield-landslide-in-turkey/).

As it is shown schematically in Figure 7, stress equilibrium condition at the floor has been affected by the first failure which destroyed the supporting force against the secondarily failed slope. Floor movement in front of the NE slope has increased rapidly as a result of disappearance of confining condition at the pit-floor and then the catastrophic second failure took place when the balance condition has been destroyed. In other saying, the second failure has developed totally related to the first failure. The second failure can be prevented categorically if the first failure has not developed. But we can say this after the event. As far as it is concerned, a similar failure mechanism is not reported in the literature. Hence the first failure has developed as a normally observed open pit failure. But the second failure has developed in a mechanism which was not experienced before and therefore it is a frame-breaking characteristic for slope stability literature.

Slope stability and failures observed at Çöllolar mine have been studied by Ozbay and Cabalar (2015) by numerical analyses. Slope analyses were carried out by considering slopes individually without taking the confinement condition of pit bottom area. In other words the change of stress distribution on the pit base between two consecutive slope failures were not taken into account. Therefore they were not able to analyze the real conditions and basically the mechanism as proposed in this paper.

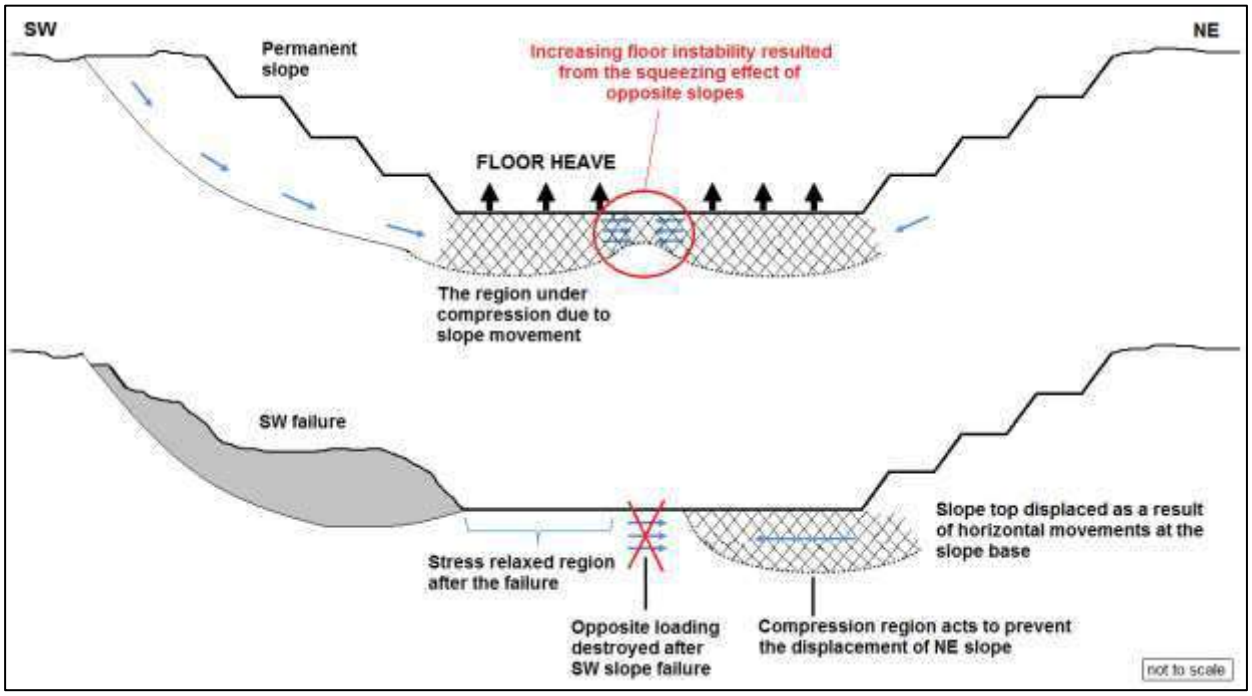


Figure 7. Schematic representation of influence between the first and the second slope failures.

SUGGESTION OF A NEW PRODUCTION METHOD FOR ELBISTAN COAL FIELD

An insight analysis of factors related to both structural and pit design clearly reveal that an erroneous design had been made in the past leading to catastrophic conseqeunces. Therefore, it is suggested that design appoach utilized at Elbistan coal field must be revized. Lessons must be learned and all of the technical details must be investigated thgorugh a miticulous redesign study. In this paper, a new method that is thought to be a viable alternative to maintain a trouble free production operation in the future has been put forward. Figue 8 presents the suggested production method schematically and highlights are listed as follows:

i) The slope in advancing direction must be excavated in stages such that the overburden above gyttja is first removed totally and thus only the gyttja formation should be left above the coal

seam before production (Fig 8). As a result of this operation pore water pressure in gyttja will decrease due to removal of the weight of overburden and thus the condition will be safer. Owing to very low permeablity of gyttja, it is a rather difficult task to succeed a proper drainage. Hence, a new outlook considering inadeqaute drainage of gyttja should be considered. Horizontal drainage holes should be opened with a slight upward angle to maintain water flow. Additionally, ditches and trenches can be excavateded in gyttja to remove excess water in from the environment. The main disadvantage of this application is that the stripping must start some years before coal production. However, this is worth for slope safety and flexibility in production.

ii) Intersection of slopes should not be in the form of sharp cornes, instead the corners must be rounded to prevent stress concentrations around these regions that may lead to failure of rock. Besides the slope stability would certainly be improved if the advancing slope is designed in concave shape instead of having a straight slope.

iii) Another application to increase the slope stability is to dump the excavated overburden material in pit as shown in Figure 8. Vertical load of this in-fill material on the basement will increase stability.

iv) Distance between the in-fill slope and the production face at the pit base must be kept in minimum as allowed operationally. Thus the support pressure provided at the base will increase.

CONCLUSION

By any means, these two slope failures can be considered as one of the most catastrophic slides in terms of their size and consequences. There has not been any similar case reported in the literature according to our knowledge in the world. Therefore, understanding the mechanism of consecutive slope failures is of utmost importance to prevent possible slope failures at similar conditions in the future.

First slope failure has shown signs of instability more than approximately a year before. Although, some preventive measures such as strengthening the toe region by means of rock filling and removal of rock weight at the crest of the slope were taken for maintaining the stability of SW slope, it was proved to be inadequate. Approximately 600 m wide pit bottom was sandwiched between two slopes. Considering the vertical stresses created due to weight of the material, pit bottom area was in a form of triaxial stress condition. Strength of a rock/soil material is far higher in case of loading condition in 3D. Therefore, the sandwiched pit bottom had enough strength to support slopes. Deformation at the pit bottom could only take place in mainly vertical direction against the weight of the material. However, stress regime at the pit bottom completely changed after the first slope failure. Counter loading condition was completely lost at the pit bottom area. Strength of material was significantly reduced due to changing stress distribution. Upon having mainly horizontal deformation at the pit bottom in the form of creep due to diminishing of counter stress supplied by SW slope, NE slope failed in a catastrophic manner.

In spite of having numerous expert and technical reports written after the disaster, the mechanism and relationship of two failures are clearly explained in this paper. Understanding the mechanism of two consecutive slope failures can be of crucial importance in designing of counter slopes in the future. In conclusion it is suggested to understand the behaviour of gyttja formation in details under excess load of overburden and pore water pressure.

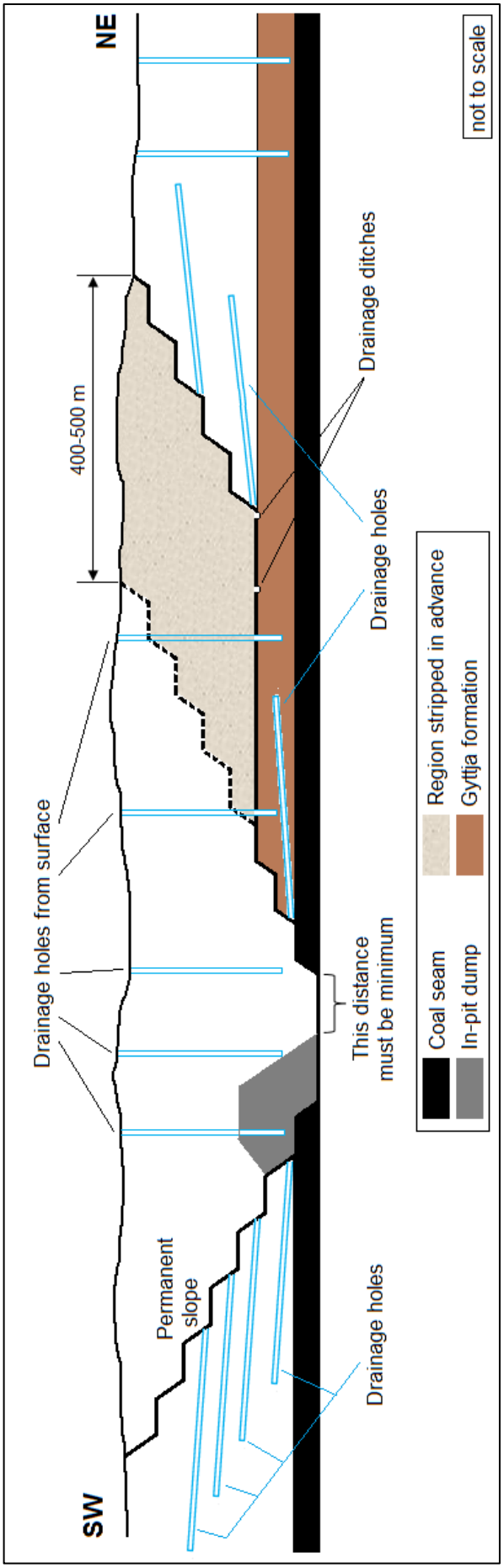


Figure 8. Schematic view of proposed method for coal production in future.

REFERENCES

Anon, (2012). Çöllolar kömür sahası heyelan olaylarını ve nedenlerini inceleyen teknik rapor, Çukurova Üniversitesi Mühendislik-Mimarlik Fakültesi, Adana (2012) (in Turkish).

Çiftçi, Y., & Toker, C.E. (2007). A key study for seismic reflection application: Geological interpretation of the coaliferous Neogene sequence in Afşin-Elbistan, *Mineral Res. Expl. Bul.*, 135, 45-62.

Farina, P., Coli, N., Yön, R., Eken G. & Ketizmen, H. (2013). Efficient real time stability monitoring of mine walls: The Çöllolar mine case study, Proc. of the 23rd Int. Mining Congress & Exhibition of Turkey, (111-117), Antalya.

Öge, İ.F. (2008). Slope stability analysis and design in Elbistan Çöllolar open cast mıne. Dissertation, Middle East Technical University.

Özbay, A. & Cabalar, A.F. (2015). FEM and LEM stability analyses of the fatal landslides at Çöllolar open-cast lignite mine in Elbistan, Turkey, *Landslides*, 12, 155-163.

RWE Power International, (2006). Afşin-Elbistan Coal Operations Çöllolar Coal Field General Technical Specifications, Unpublished Project Report.

MBEG, (2012). Çöllolar Open Cast Mine Afşin-Elbistan Coal Basin, Mine Plan for Restart of Coal Mining, Unpublished Project Report.

Tutluoglu, L., Öge, İ.F. & Karpuz, C. (2011). Two and three dimensional analysis of a slope failure in a lignite mine, *Computers & Geosciences,* 37(2), 232–240.

Yörükoğlu, M. (1991). Afşin-Elbistan mining project and mining activities at AEL establishment of TKİ, *Madencilik Dergisi*, 3, 13-29 (in Turkish).

REVEALING CONCEALED HYDROTHERMAL ORE DEPOSITS THROUGH TRACE ELEMENT AND ISOTOPE GEOCHEMISTRY AND CLAY MINERALOGY

I. T. Uysal

The Commonwealth Scientific and Industrial Research Organisation (CSIRO), Perth – Australia (tonguc.uysal@csiro.au)

ABSTRACT

Developing new geochemical techniques in understanding of concealed mineral resources is an increasingly important requirement for exploration new metal deposits. In addition to conventional methods of mineral exploration, it is essential to improve identification and characterisation of the subtle effects of mineralising systems such as micro-scale documentation of geochemical and isotopic properties of both unaltered and altered host rocks as well as overlying sedimentary cover. Base and precious metals typically contain alteration and geochemical anomalies that exceed their ore boundaries, both in depth and spatial. These anomalies are the product of different physico-chemical conditions and they can be traced even in areas close to the surface by mineralogical, trace element and isotope geochemistry, and geochronological methods. A study from the epithermal Au field in the Drummond Basin, Australia show that the unique trace element composition of surface silica samples is associated with Au mineralisation. It is demonstrated that trace element investigations, particularly the alkali element mobility, have significant potential for tracing hydrothermal fluid flow events, and for finding new prospect areas and evaluating the potential of existing prospect areas for hydrothermal deposits. In addition, illite crystallinity studies can be used to locate high grade deposits or areas of high heat and fluid flow.

Keywords: Hydrothermal, exploration, trace element, clay minerals.

INTRODUCTION

The interpretation of hydrothermal alteration process using mineralogical, geochemical and isotopic studies is far from straightforward. Rocks affected by hydrothermal fluids preserve their primary geochemical and isotopic composition because differently altered and unaltered mineralogical phases may be found juxtaposed at a sub-millimetric scale (e.g., Golding et al., 2006). Therefore, isotopic analyses of whole-rocks may be insufficient to derive satisfactory explanations of hydrothermal mineralisation events. Alternatively, hydrothermal or diagenetic minerals such as clays, carbonate, and quartz are excellent indicators of water-rock interaction, and their isotopic and geochemical signatures can provide information about the age, source and pathways of hydrothermal fluids, and specific physico-chemical conditions in hydrothermal systems (Uysal et al., 2003, 2011a-b; Golding et al., 2006). When reconstructing hydrothermal or fluid flow history, it is also essential to understand the regional tectonics, and particularly the role of major fault systems. Brittle faulting in the upper crust involves episodic changes in the stress level that can expel large volumes of fluids, leading to the generation of hydrothermal/geothermal systems. Highly permeable tensional fracture systems are created in association with faulting, allowing surface effusion of fluids heated at depth (Henley and Ellis, 1983; Nicholson, 1989; Clark and Williamsjones, 1990). Siliceous and calcareous sinter deposited from the heated spring waters at surface and illitic clay minerals precipitated in near-surface or eroded from depth may indicate the presence of epithermal or concealed mesothermal metal deposits (White et al., 1992; Kruse et al., 2010).

In this paper, examples are presented on the application of trace element geochemistry, mineralogy and geochronology of illitic clay minerals, and silica minerals precipitated from tectonically or magmatically mobilised fluids in association with hydrothermal metal resources.

SIGNIFICANCE OF TRACE ELEMENT GEOCHEMISTRY OF SURFACE AND NEAR-SURFACE DEPOSITS – A TECHNIQUE FOR RECONNAISSANCE EXPLORATION OF HYDROTHERMAL RESOURCES

The majority of gold discoveries worldwide was made during 1996-2000, with a declining rate in more recent years and increasing costs of explorations (Robert et al., 2007). Therefore, there is a high demand for new discoveries, with development of new exploration techniques being essential to reduce costly drilling activities. Regional geochemical exploration has traditionally involved the use of stream sediments and rock chips to target potentially mineralised catchments. Exploration geologists commonly use elements like arsenic, mercury and antimony as a pathfinder for buried metallic ore bodies (e.g., Tingley and Castor, 1999). However, in many cases the lack of these elements does not imply the absence of the mineralization at depth. Likewise, the origin of an anomaly for these elements is not necessarily metallogenic and can be due to human contamination or discharge of old or new mines. Therefore, more sophisticated geochemical techniques, particularly those utilising trace element analysis by ICP-MS in combination clay mineralogy and geochronology can serve as a more reliable exploration guide for hydrothermal systems. Hydrothermal deposits are usually concealed by weathering, partial erosion burial, or structural offset. For many hydrothermal systems, the most distal expressions of mineralisation is the low-temperature hydrothermal alteration assemblages that form as a result of the interaction between a cooling hydrothermal fluid and the host rock (Fig. 1). However, many far field features that seem to be associated with ore deposits occur beyond the limits of mineral alteration zones. Far field features may also be identified as primary (in relation to mineralisation or alteration processes) or secondary (through interaction of ore deposits with the groundwater) depending on whether they formed during or after the ore formation (Fig. 1A-B) (Kelley et al., 2006) . Primary far field features include mineral and rock chemistry, isotopic or element halos, fluid pathways and thermal anomalies in host-rock sequences. Below, an example is presented dealing with the application of trace element geochemistry in combination with clay mineralogy and geochronology for surface and near-surface silica, clay, and soil deposits to characterise a Paleozoic epithermal Au system in Australia, of which understanding may provide an analogue for explorations of similar hydrothermal ore deposits.

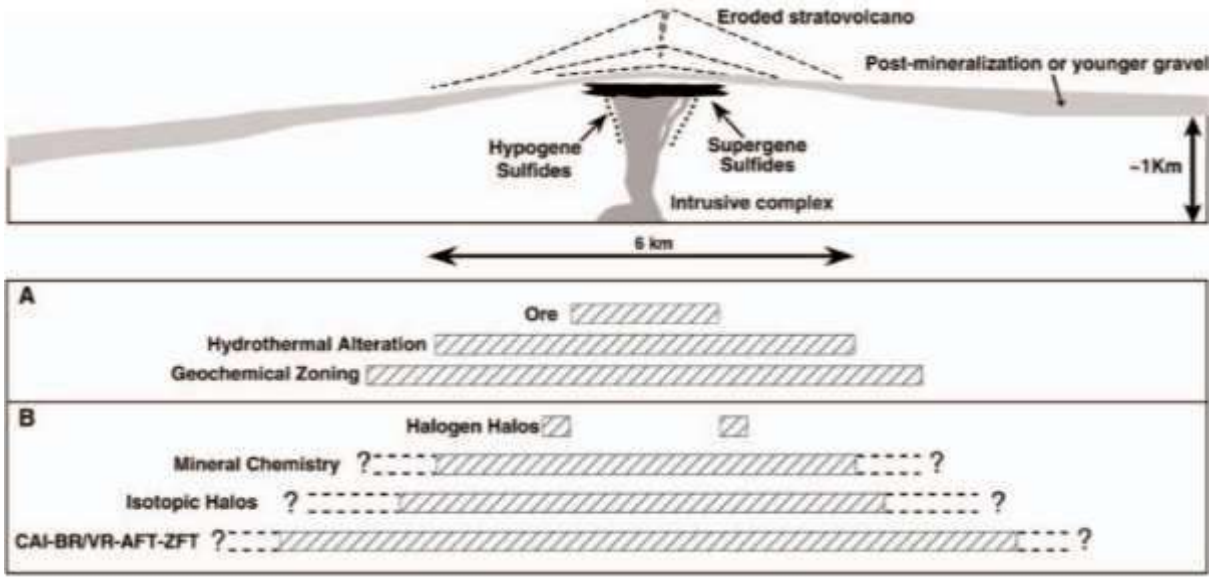


Figure 1. Distal expressions that can be used for detection of hydrothermal ore deposits (A) the obvious limits of mineral deposits and (B) far field features. From Kelley et al. (2006).

Epithermal Au mineralisation in the Drummond Basin, Queensland (Australia)

The Drummond Basin located within east-central Queensland is a large (~25,000 km2) intra-cratonic back-arc basin of Late Devonian to Early Carboniferous age (c.f., Uysal et al., 2011a and references therein). Epithermal Au mineralisation is spatially associated with early Carboniferous volcanogenic sedimentary and rhyolitic volcanic rocks. The Drummond Basin succession is unconformably overlain by late Carboniferous volcano-sedimentary rocks, rhyolitic ignimbrite and lava, known as the Bulgonnuna Volcanics (Uysal et al., 2011a and references therein). Eruption of the Bulgonnuna Volcanics and the associated granite and granodiorite intrusions are related to the crustal extension in eastern Australia between 330 and 208 Ma, which was probably responsible for the Au in the Drummond Basin.

Trace element concentrations

Extensive Paleozoic sinter deposits occur at the surface associated with sub-surface quartz veining and epithermal Au mineralisation in the Drummond Basin. Uysal et al. (2011a) investigated the trace element composition of the sinter deposits and quartz veins as well as the host rocks (volcanics and silicified hydrothermal breccias), phyllosilicate alteration minerals, and some soil samples in an attempt to develop a new geochemical exploration guide for such geological resources. It was demonstrated clearly that trace element systematics of silica deposits, particularly in relation to the alkali element mobility, show significant differences between the mineralised and barren samples. In comparison to the Upper Continental Crust (UCC, McLennan, 2001), sinter deposits and some of the quartz veins from the mineralised area have a unique trace element composition characterised by elevated Cs (up to 11.2xUCC), Li (up to 7.8xUCC), and Be (up to 3.4xUCC) concentrations (Fig. 2) (Uysal et al., 2011a). Such trace element values are anomalously high when compared with reported data for pegmatitic and hydrothermal quartz deposits elsewhere in the world (Götze et al., 2004; Monecke et al., 2002). Furthermore, the soil samples from the mineralised the Twin Hills area (309 and Lone Sister) have higher REE content than the soil from an unmineralised area. Au mineralisation in the Drummond Basin occurs always in association with strong silicification and formation of adularia and illite (Uysal et al., 2011a). Mixing of meteoric waters with magmatic hydrothermal fluids and interaction of such waters with alkaline igneous and epiclastic rocks resulted in the release of silica and breakdown of K-Feldspar providing alkali elements, which were subsequently mobilised in these fluids. This process led to the generation of an evolved, fertile hydrothermal fluid system that carried precious metals (Au, Ag) as was the case in the Drummond Basin, and as reported for the Round Mountain (Nevada) and West Australian Archean Goldfields (Sander and Einaudi, 1990; Heath and Campbell, 2004). Such ore-bearing hydrothermal fluids have also been reported for modern epithermal-geothermal systems (Clark and Williamsjones, 1990).

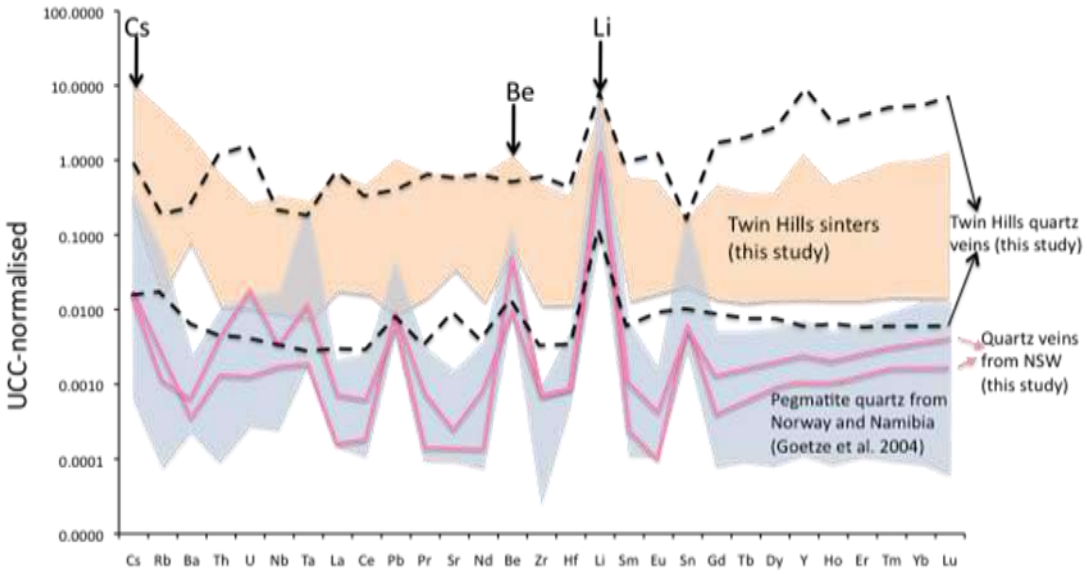


Figure 2. Ranges of upper continental crust normalised trace element concentrations of sinter and quartz vein deposits from the Drummond Basin show their high trace element content in comparison to quartz veins reported in the literature.

Alkali elements (Li, Rb, Cs, and Be) and alkali element mobility

The association between alkali-rich potassic rocks and gold deposition has long been known (e.g., Muller and Groves, 1993). Experimental studies have shown that Au solubility occurs preferentially in fluids with high total alkali concentrations, and that high activity of alkali chlorides optimises the Au transfer into volatile-rich magmatic fluids (Zajacz et al., 2010). It has long been recognised that the alkali and alkaline earth elements such as Cs, Li, Rb, and Be can be very mobile during water/rock interaction (Nesbitt and Markovics, 1997; Nesbitt and Young, 1989). Mobile alkaline elements can be enriched significantly in hydrothermal fluids commonly associated with Au mineralization (Heath and Campbell, 2004). This hypothesis has been tested in the study by Uysal et al. (2011). Among the highly incompatible alkali elements in sinter and quartz veins from the Twin Hills epithermal site in the Drummond Basin, some strong positive correlations are evident, such as Cs-Rb (R^2 = 0.81), Cs-W (R2 = 0.66), Rb-W (R^2 = 0.73), and Rb-Li (R^2 = 0.66). In this study, alkali mobile element concentrations were divided by the concentration of similarly incompatible but immobile elements such as Lu to compare alkali element mobility. The majority of sinter and quartz samples within or near 309 (mineralised area) are significantly more enriched in Cs, Li, Rb, and Be than the sinters and silica deposits from areas distal to the mineralised zone and associated volcanic rocks (Fig. 3). A significant correlation exists between Cs/Lu and Be/Lu among the silica deposits in Fig. 3A (black filled symbols, R^2 =0.79). Sinter and quartz samples from the mineralised zone also have high Rb/Lu and Li/Lu ratios (Fig. 3B). A well-developed correlation (R^2 =0.77) between Rb/Lu and Li/Lu is evident among silica samples from the entire Twin Hills area (Fig. 3B).

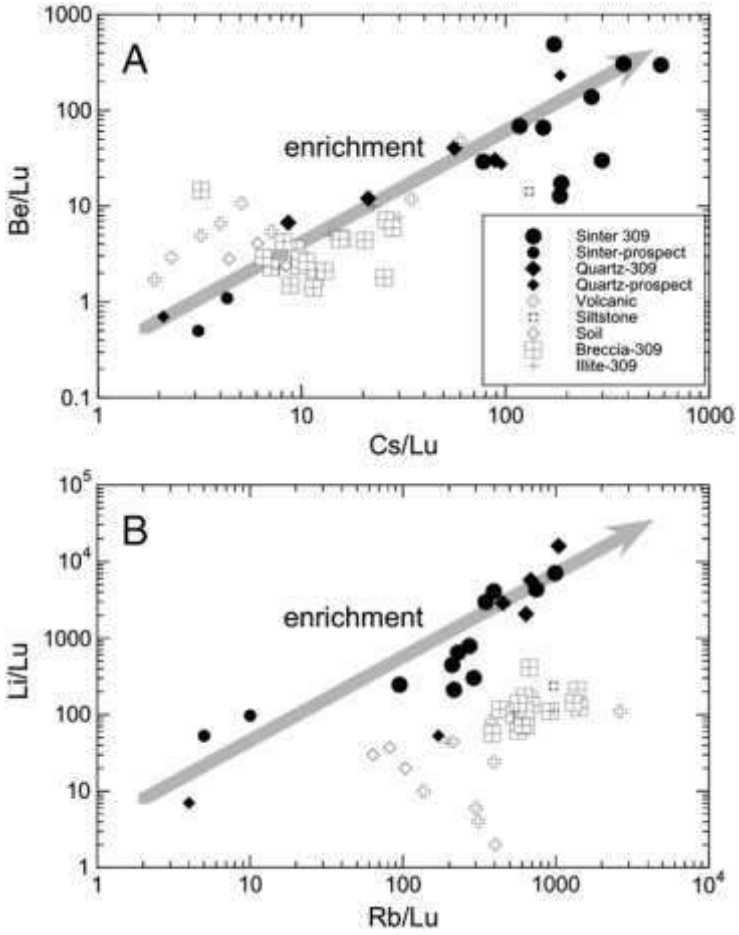


Figure 3. Correlations between (A) Be/Lu and Cs/Lu and (B) Li/Lu and Rb/Lu for the investigated samples from the Drummond Basin

Clay mineralogy and illite crystallinity

Clay mineralogy and particularly illite crystallinity studies assist additionally in highlighting hydrothermal fluid flow activity, especially in conjunction with trace element geochemistry as demonstrated in the study by Uysal et al. (2011a). Alteration mineralogy can be useful to determine the spatial distribution of the mineralised hydrothermal zones (Duba and Williamsjones, 1983; Kelley et al., 2006). Illite crsytallinity is a useful indicator of the temperature gradient in active geothermal systems and for locating fossil hydrothermal systems associated with ore deposition (Ji and Browne, 2000). Illite crystallinity is controlled by crystallisation temperature, water/rock ratio, and time available for crystallization (Arkai, 2002; Ji and Browne, 2000; Merrriman and Frey, 1999). Better-developed crystalline illites show narrower 001 basal illite peaks and have lower IC values (Fig. 4). Such illites were formed at higher temperatures or during prolonged heating events. Higher IC values (wider peaks), on the other hand, indicate lower crystallisation temperatures and/or rapid precipitation during hydrothermal processes.

For example, in a study dealing with porphyry Cu Deposit in Argentina IC values of outcrop samples has been used to distinguish background diagenetic areas and hydrothermal ore zones (Fig. 4) (Franchini et al., 2007). Within the deposit, illite crystallinity increases (IC values decrease) from the outer limit of the phyllic zone toward the centre of the deposit, above the potassic core, and with depth, from the leached cap to the hypogene sulfide copper zones (Fig. 4).

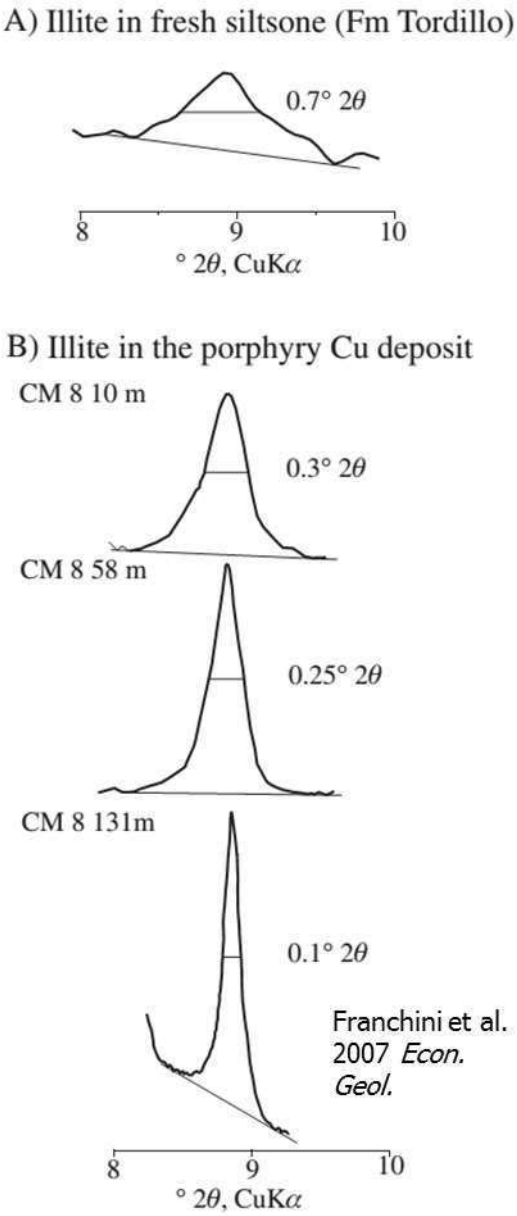


Figure 4. IC values for (A) non-hydrothermal and (B) hydrothermal zones in the region of porphyry Cu Deposits in Argentina (from Franchini et al., 2007).

In the Twin Hills area (Drummond Basin), strongly silicified mineralised samples contain typically illite – kaolinite mineral association with lower illite crystallinity values (<0.45° 2θ), whereas the unmineralised carbonate cemented rocks have no kaolinite but instead contain chlorite with illite having higher (>0.55° Δ2θ) illite crystallinity values. In summary, increasing illite crystallinity with lower IC values (<0.5 Δ2θ) indicate zones of high grade systems, which can be used as a reliable indicator tool to locate high grade deposits or areas of high heat and fluid flow.

Rb–Sr geochronology

A genetic relationship between hydrothermal products (sinter, quartz vein, and illite) and source rocks can also be established by Rb–Sr isochron dating. Uysal et al. (2011a) conducted Rb–Sr isotope analysis for vein quartz, sinter, illite separated from various size fractions of the intensively altered (silica, illite, and kaolinite) breccia in the 309 mine area, and volcanic rocks from the entire Twin Hills area in the Drummond Basin. When all samples are combined, Rb–Sr data plot consistently on a straight

line in the Rb–Sr isochron diagram (Fig.5) indicating that Rb–Sr isotopic equilibrium was achieved between the sinter, quartz vein, hydrothermal illite samples, and igneous rocks. The slope of the linear relationship between $^{87}Sr/^{86}Sr$ and $^{87}Rb/^{86}Sr$ ratios for the whole data set corresponds to an age of 313.6±6.9 Ma (2σ) (Fig. 5). This date coincides with available age constraints on the emplacement of the late Carboniferous Bulgonnuna Volcanics in the Drummond Basin (Perkins et al., 1995; Webb and McDougall, 1968). Rb–Sr age data thus indicate that the igneous activity and the associated geothermal/hydrothermal process, sinter deposition, and Au mineralisation are all related to the crustal extension that occurred between 330 and 280 Ma in eastern Australia. Similarly, chalcedony-quartz veins and the associated Au mineralisation at Mt Coolon in the Drummond Basin occurred as a result of resetting of the Drummond Basin sequences by the Bulgonnuna volcanism in the late Carboniferous (Perkins et al., 1995).

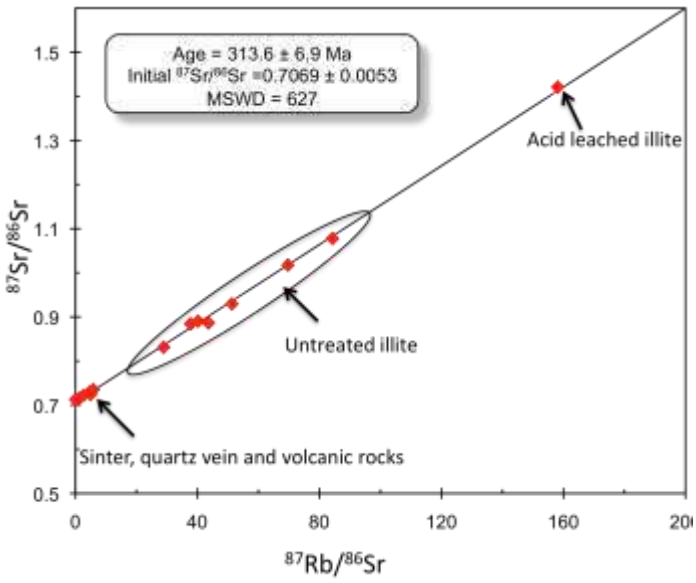


Figure 5. Rb–Sr isochron diagrams for the acid-leachated (residue), untreated illitic clay fractions and sinter, quartz veins and one volcanic rock from the Drummond Basin

CONCLUSIONS

In areas with surface or near-surface expression of hydrothermal deposits (e.g., sinter deposits, quartz veins, clays) and in deeply weathered terrains, trace element geochemistry, clay mineralogy, and geochronology can be a useful exploration technique, as the surface materials or lateritic residuum may carry geochemical signature of the bedrock mineralization. The size of the geochemical anomaly is commonly larger than the mineralization due to element transport through surface hydrological and biological processes.

A study from the Paleozoic epithermal Au field in the Drummond Basin, Australia show that the unique trace element composition of surface silica samples is associated with Au mineralisation. This study demonstrated that trace element investigations, particularly the alkali element mobility, have significant potential for tracing hydrothermal fluid flow events, and for finding new prospect areas and evaluating the potential of existing prospect areas for epithermal metal deposits. Results of this study indicate the suitability of this exploration method for a relatively small part of the Drummond Basin. However, similar studies through investigating similar surface or near-surface samples from epithermal or eroded porphyry settings with different ages, trace element compositions of silica deposits, carbonate and clay can provide geochemical criteria that can be used to effectively discriminate mineralised from unmineralised systems on a routine basis.

REFERENCES

Arkai, P. (2002). Phyllosilicates in very low-grade metamorphism: Transformation to micas. Micas: Crystal Chemistry and Metamorphic Petrology, 46: 463-478.

Clark, J.R. & Williamsjones, A.E. (1990). Analogs of epithermal gold-silver deposition in geothermal well scales. Nature, 346(6285): 644-645.

Franchini, M.; Impiccini, A.; Meinert, L.; Grathoff, G. & Schalamuk, I.B.A. (2007). Clay mineralogy and zonation in the Campana Mahuida porphyry Cu deposit, Neuquén, Argentina: Implications for porphyry Cu exploration. *Econ. Geol*., 102, 27–54.

Golding, S.D., Uysal I.T., Glikson, M., Baublys, K, & Southgate P.N. (2006). Timing and chemistry of fluid flow events in the Lawn Hill Platform, Northern Australia. *Economic Geology*, 101 (6), 1231-1250.

Götze, J., Plotze, M., Graupner, T., Hallbauer, D.K. and Bray, C.J. (2004). Trace element incorporation into quartz: A combined study by ICP-MS, electron spin resonance, cathodoluminescence, capillary ion analysis, and gas chromatography. *Geochimica Et Cosmochimica Acta*, 68(18): 3741-3759.

Heath, C.J. & Campbell, I.H. (2004). A new geochemical technique for gold exploration: Alkali element mobility associated with gold mineralization in the west Australian goldfields. *Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologists*, 99(2): 313-324.

Henley, R.W. & Ellis, A.J. (1983). Geothermal systems ancient and modern - A geochemical review. *Earth-Science Reviews*, 19(1): 1-50.

Ji, J. & Browne, P.R.L. (2000). Relationship between illite crystallinity and temperature in active geothermal systems of New Zealand. *Clays and Clay Minerals*, 48: 139–144.

Kelley, D. L., Kelley, K. D., Coker, W. B., Caughlin, B., & Doherty, M. E. (2006). Beyond the obvious limits of ore deposits: the use of mineralogical, geochemical, and biological features for the remote detection of mineralization. *Economic Geology*, 101, 729–752.

Kruse F.A., Weatherbee O., Peppin W., Bidell R., Calvin W. & Taranik J.V. Use of an imaging spectrometer (hyperspectral system) to map alteration minerals at prospect, outcrop, and drill core scales. (2010). In Proceedings of the Short Course in Remote Sensing and Spectral Geology, Geological Society of Nevada 2010 Symposium, Great Basin Evolution and Metallogeny, John Asuaga's Nugget Hotel, 20–21 May 2010, Sparks, NV.

McLennan, S.M. (2001). Relationships between the trace element composition of sedimentary rocks and upper continental crust. *Geochemistry Geophysics Geosystems 2*. Art. no.-2000GC000109.

Merrriman, R.J. & Frey, M. (1999). Patterns of very low-grade metamorphism in metapelitic rocks. In: M. Frey and D. Robinson (Editors), Low Grade Metamorphism. Blackwell Science, Cambridge, pp. 61-107.

Monecke, T., Kempe, U. & Gotze, J. (2002). Genetic significance of the trace element content in metamorphic and hydrothermal quartz: a reconnaissance study. *Earth and Planetary Science Letters*, 202(3-4): 709-724.

Müller, D. & Groves, D.I. (1993). Direct and indirect associations between potassic igneous rocks, shoshonites and gold-copper deposits. *Ore Geology Reviews*, 8, 383-406.

Nesbitt, H.W. & Markovics, G. (1997). Weathering of granodioritic crust, long-term storage of elements in weathering profiles, and petrogenesis of siliciclastic sediments. *Geochimica Et Cosmochimica Acta*, 61(8): 1653-1670.

Nesbitt, H.W. & Young, G.M. (1989). Formation and diagenesis of weathering profiles. *Journal of Geology*, 97(2): 129-147.

Nicholson, K. (1989). Early Devonian geothermal systems in northeast Scotland - Exploration targets for epithermal gold. *Geology*, 17(6): 568-571.

Perkins, C., Walshe, J.L. & Morrison, G. (1995). Metallogenic episodes of the Tasman fold belt system, eastern Australia. *Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologists*, 90(6): 1443-1466.

Robert, F., Brommecker, R., Bourne, B.T., Dobak, P.J., McEwan, C.J., Rowe, R. R. & Zhou, X. (2007). Models and Exploration Methods for Major Gold Deposit Types. In Proceedings of Exploration 07:

Fifth Decennial International Conference on Mineral Exploration edited by B. Milkereit, 2007, p. 691-711.

Sander, M.V. & Einaudi, M.T. (1990). Epithermal deposition of gold during transition from propylitic to potassic alteration at Round Mountain, Nevada. *Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologists*, 85(2): 285-311.

Tingley, J. V. & Castor, S. B. (1999). Stream sediment exploration for gold and silver in Nevada—application of an old prospecting method using modern analytical techniques. *J. Geochem. Expl*., 66(1–2), 1–16.

Uysal, I.T. & Golding, S.D. (2003). Rare earth element fractionation in authigenic illite-smectite from Late Permian clastic rocks, Bowen Basin, Australia: implications for physico-chemical environments of fluids during illitization. *Chemical Geology*, 193, 167-179.

Uysal, I.T., Gasparon, M., Bolhar, R., Zhao, J.-X., Feng, Y, & Jones, G. (2011a). Trace element composition of near-surface silica deposits – a powerful tool for detecting hydrothermal mineral and energy resources. *Chemical Geology*, 280, 154-169.

Uysal, I.T., Golding, S.D, Bolhar, R., Zhao, J-X., Feng, Y., Greig, A., & Baublys, K. (2011b). CO_2 degassing and trapping during hydrothermal cycles related to Gondwana rifting in eastern Australia. *Geochimica Et Cosmochimica Acta*, 75, 5444–5466.

Webb, A.W. & McDougall, I. (1968). The geochronology of the igneous rocks of Eastern Queensland. *Australian Journal of Earth Sciences*, 15: 313-346.

White, D.E., Heropoulos, C., & Fournier, R.O. (1992). Gold and other minor elements associated with the hot springs and geysers of Yellowstone National Park, Wyoming, supplemented with data from Steamboat Springs, Nevada. *U.S. Geol. Surv. Bull. 2001: 19 p.*

Zajacz, Z. Seo, J.H., Candela, P.A., Piccoli, P.M., Heinrich, C.A. & Guillong, M. (2010). Alkali metals control the release of gold from volatile-rich magmas, *Earth and Planetary Science Letters*, 297, 50-56.

SOMA KÖMÜR HAVZASINDA BİR YERALTI İŞLETMESİNDE ALT TABAN YOLU DESTEK SİSTEMİNİN İYİLEŞTİRİLMESİ

THE IMPROVEMENT OF THE SUPPORT SYSTEMS USED IN MAINGATE ENTRIES OF A MINE LOCATED IN SOMA COAL BASIN

T.S. Saral[2], İ.F. Öge [1,]*, Ş. Tarhan [2], A. Hür [2], H.H. Çiçek [2]

[1]Muğla Sıtkı Koçman Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
*(*Sorumlu yazar: feridoge@mu.edu.tr)*
[2]Demir Export-Fernas, Eynez Doğu Yeraltı İşletmesi

ÖZET

Tavan ve taban yolları, uzun ayak ile üretim yapan yeraltı kömür işletmelerinde büyük öneme sahip olup aşırı deformasyona maruz kaldıklarında birçok aksaklığa yol açarlar. Kömür içerisinde açılan trapez kesitli alt taban yolunun daha az deforme olması için iyileştirilmiş bir tasarım uygulanmıştır. Düz tavanlı trapez benzeri kesitin kullanılması işletmedeki makine donanım anlamında zorunluluk olduğu için kavisli bir tavan oluşturulması seçeneği değerlendirilemeden çözüm arayışına girilmiştir. Nihayetinde, mekanik açıdan daha üstün bir çelik tahkimat geliştirilmiştir. İyileştirilen tahkimat ile halat ve kaya saplama uygulaması entegre edildiğinde ortaya çıkan destek sistemi incelenerek açıklanmıştır.

Anahtar Sözcükler: Taban yolu, çelik tahkimat, halat saplama, tahkimat

ABSTRACT

Maingate and tailgate entries bearing paramount importance for the underground coal mines where the longwall method is employed, cause many down-times when they are exposed to excessive deformation. In order to reduce the deformations at the maingate having a trapezoidal cross-section, an improved design was applied. Due to the necessity to use a trapezoidal like cross-section with a flat roof, an arched roof option is disregarded without any evaluation. The necessity arise from the machinery equipment compatibility and the solution is sought by taking a flat roof into account. Eventually, a mechanically superior steel support system than the old one was developed. The support system consisting of the integrated improved steel support and cable bolt application, is presented together with the analyses.

Keywords: Maingate, steel support, cable bolt, rock support

GİRİŞ

Uzunayak üretim yöntemi kullanılarak kömür üretimi yapılan yeraltı işletmelerinde tavan veya taban yollarının duraylılığı oldukça önemlidir (Farmer, 1985). Kömür nakliyesinin yapıldığı bantın, basınçlı hava hattının, temiz ve kirli su boru hatlarının, monoray veya diğer raylı sistemlerin yer aldığı taban yolları deformasyona maruz kaldığında insan geçişi de dâhil olmak üzere birçok aksaklığa neden olur. Kesitin deformasyon nedeni ile daralması havalandırma direncinin ve paralel olarak basınç farkının artmasına yol açar. Özellikle kendiliğinden yanma eğilimi yüksek kömürlerde basınç farkının düşük tutulması için gayret gösterilmek durumunda kalınır. Bu bilgilere dayanarak tavan veya taban yolları duraylılığının istihsal faaliyetlerinin devamlılığında kritik rol oynadığı belirtilebilir. Taban yolları, bulundukları üretim panolarının ömürleri ile sınırlı olup, ayak arkasında kaldıklarında göçertilmeye bırakılırlar. İki pano üretimi boyunca önce alt sonra üst taban yolu olarak kullanılan açıklıklar

bulunduğunda ayakta tutulmaları gereken süre biraz daha uzamış olur ancak galeri ömürleri yine sınırlıdır. Galerilerin, sadece kullanıldıkları süre içerisinde duraylı tutulması ve abartı tasarım yapılmaması ekonomik bir perspektif ile bakıldığında gerekli görülmektedir.

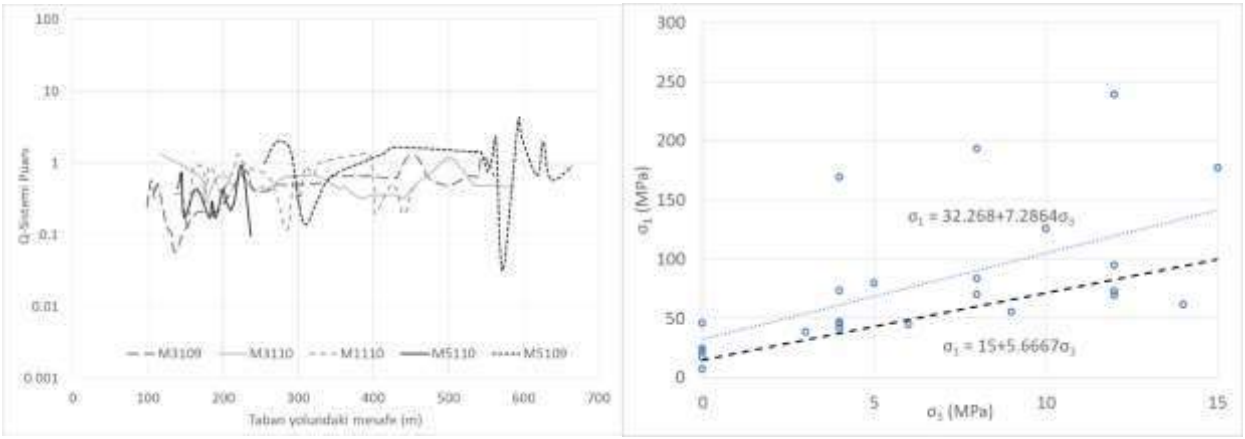
Uzunayak, taban yollarındaki herhangi bir noktaya yaklaşmaya başladığında, üretim kaynaklı gerilmelerden daha fazla etkilenmeye başladığı gibi üretimi bitirilmiş panoların yarattığı gerilme değişikliklerinden de etkilenebilir. Kömür kalınlığı, faylar ve dayanım gibi jeolojik koşullar kadar, üretim sıralaması, ayak uzunluğu, katlı üretim yapılması, topuklar gibi birçok parametre taban yolları duraylılığını etkiler (Farmer, 1985). Koşullara göre deformasyona uyum sağlayacak destek sistemlerinin geliştirilmesi ve kullanılması gerekebilir.

Bu çalışmada, kalın kömür damarında tavan kömürü göçertmeli uzun ayak yöntemi ile üretim yapmakta olan yeraltı işletmesinde aşırı deforme olan alt taban yolu destek sisteminin iyileştirilmesi için gerçekleştirilen faaliyetler konu edilmiştir.

ÇALIŞMA ALANI VE KAYA KÜTLESİ ÖZELLİKLERİ

Eynez Doğu Yeraltı Linyit İşletmesinde 23.03.2015 tarihi itibariyle tam mekanize yöntem kullanılarak kömür üretimi başlamıştır. Şubat 2016 tarihinden itibaren ikinci ayak devreye alınarak tam kapasite üretime geçilmiştir. İşletme, Soma kömür havzasında, Eynez köyünün batısında yer almaktadır. İşletme sahasında kömür kalınlığı en fazla 30m'yi bulmakta olup katlar halinde tavan kömürü göçertmeli uzun ayak yöntemi uygulanmaktadır. Üretim derinliği yüzeyden 400m civarına kadar ulaşmaktadır. Soma havzasında popüler olarak tercih edilen tavan ayak uygulamasına gerek olmadan üst kat üretimi doğrudan tavan kömürü göçertmeli olarak uygulanabilmektedir. İşletmede alt katlarda da üretim yapılmaya başlanmıştır.

Havzada ana faylara ilaveten, beklenmedik şekilde karşılaşılan daha ufak atımlı ancak kaya kütlesini olumsuz şekilde etkilemiş faylar bulunmaktadır. M2 marn biriminde faysız bölgelerde Q-Sistemine göre (Barton vd. 1974) puanı 4 değerini aşabiliyorken KM2 biriminde genel puan 0.1-1 aralığına denk gelmektedir. Faylı bölgelerde ise bu değerler daha aşağı çekilmektedir. Taban yolları kömür içerisinde açıldığı ve tavanda kömür bulunduğu göz önüne alınarak bazı taban yollarındaki kömür biriminde elde edilen Q değerinin değişimi ve üç eksenli deney sonuçlarına ait grafik Şekil 1'de verilmiştir.



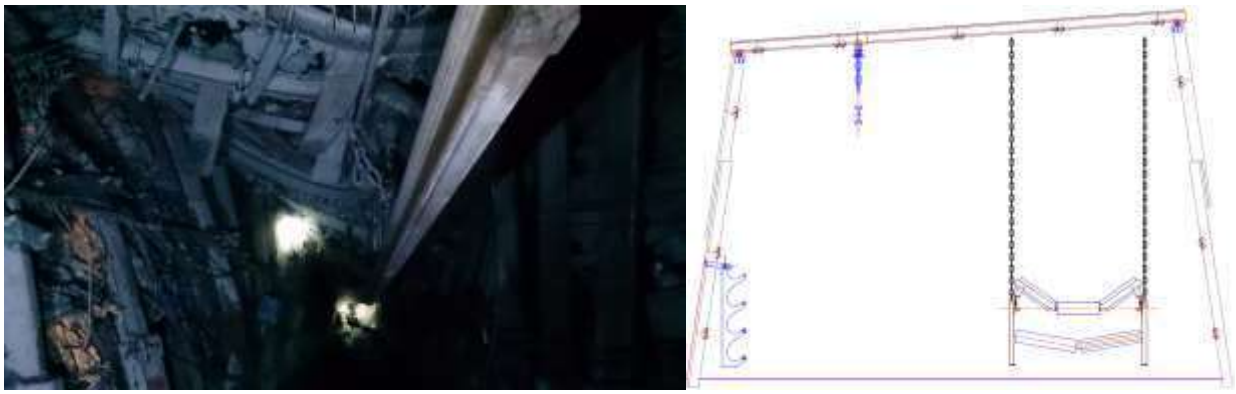
Şekil 1. İşletmedeki bazı taban yollarından toplanmış Q-Sistemi puanları ve KM2 kömürüne ait üç eksenli deney sonuçları

İşletmenin kömür, tavan ve taban taşlarından yaptırdığı birçok deneye göre M2 olarak adlandırılan marn biriminde tek eksenli basınç dayanımı (σ_{ci}) 5-113 MPa gibi geniş bir aralıkta yer

almaktadır. Marn'ın hakim dayanım değer aralığı 40-60 MPa civarındadır. KM2 olarak adlandırılan kömür örneklerinde 1 MPa'dan düşük dayanım değerleri ile 48 MPa üst sınırı arasında değişmektedir. Genellikle marn arakesme bantları yüksek dayanım verirken kömür birimleri genellikle σ_{ci} ~20MPa civarında, kil oranı arttıkça 5 MPa değerlerinin altında değerlere rastlanmaktadır. M1 olarak adlandırılan taban biriminde σ_{ci}=50 MPa değerlerine rastlansa da genellikle 5-15MPa değeri baskın değer olarak görülmekte ayrıca suya maruziyet karşısında ciddi dayanım kaybı gözlemlenebilmektedir.

TABAN YOLLARINDA KARŞILAŞILAN PROBLEMLER VE YENİ DESTEK SİSTEMİNİN TASARLANMASI

Kaya kütle sınıflama verileri ve sağlam kaya malzemesinde yapılan deney sonuçları değerlendirilirken, madencilik etkisi ile gerilmelerin değiştiği göz önüne alınmalıdır. Ayrıca, havzada kömürün içsel fisür veya süreksizlik barındıran yapısı galeri sürüldükten sonra gevşeyip ayrışmaya müsait yapısı nedeni ile kaya sınıflama sistemleri ile öngörülen davranışlardan farklılık gözlemlenebilmektedir. Kömür biriminin ocak havasına maruz kalması durumunda neme karşı hassasiyet gösterebildiği de belirtilmek durumundadır. Tavanda klasik GI120No profil ve yan direk olarak TH34 kullanılan trapez çelik tahkimat sistemi ayak belirli bir noktaya yaklaşmadan %50 değerlerine rahatlıkla ulaşan konverjansa maruz kalabilmektedir, (Şekil 2). Eski destek sisteminin, iç genişlik 5.5m yüksek 4.1m olacak şekilde kullanılmakta olduğu görülmüştür.

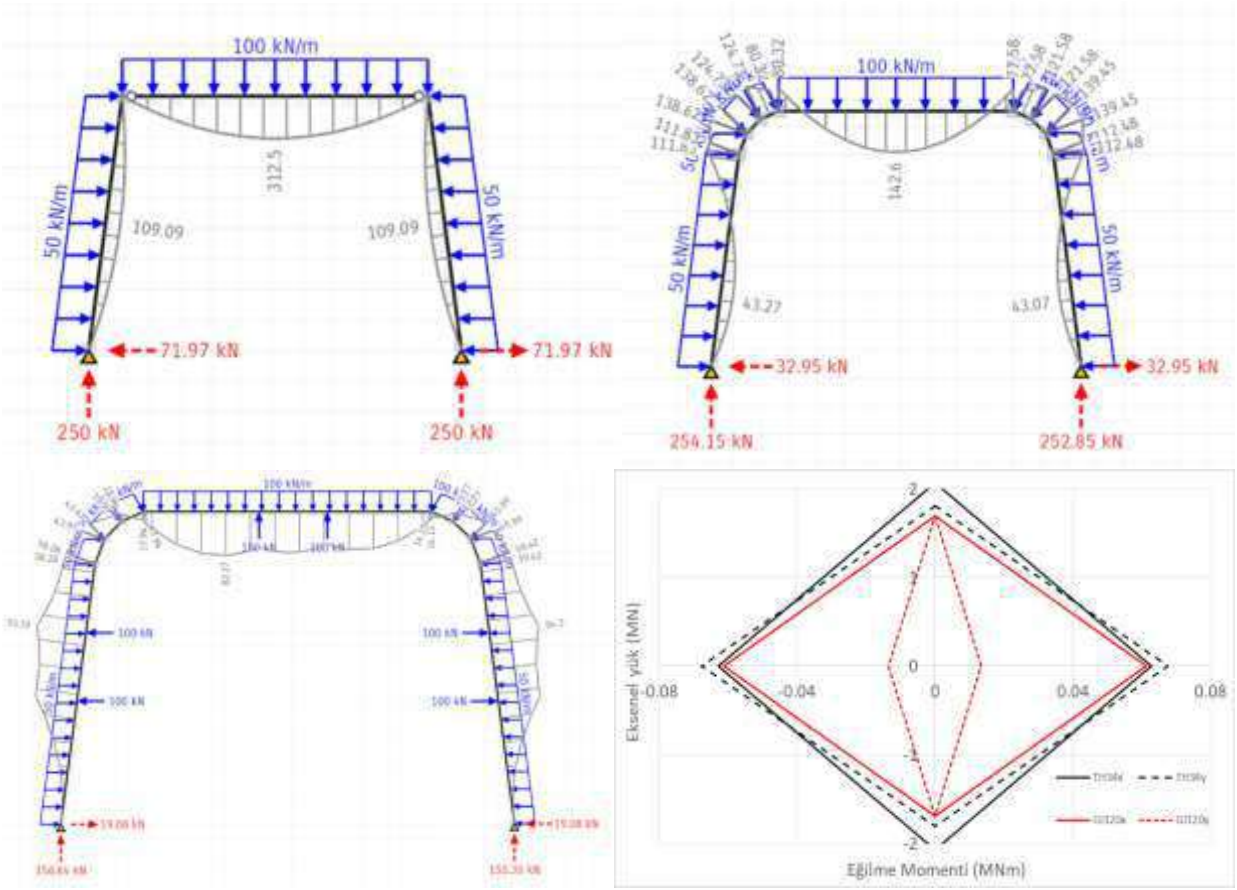


Şekil 2. İşletmede alt taban yolunda deforme olmuş kısım ve eski tahkimat düzeni

Oluşan aşırı deformasyon, galerilerin sıklıkla tamirata alınmasına yol açmaktadır. Yan direkler büyük ölçüde içeri doğru büküldüğünde tavan profilini de taşıyamayacak hale gelmekte ve ikinci sıra yan direklerin yerleştirilmesine veya orta çatal dikme direklerin yerleştirilmesine gerek duyulmaktadır. Eski uygulanan destek sistemi ülkemizde zemin koşullarının daha olumlu olduğu bölgelerde başarılı bir şekilde kullanmışken, çalışmaya konu olan ocak koşullarında başarı sağlamadığı görülmüştür. Çelik tahkimata ilaveten 1x1m paternde 2.25m uzunlukta ve 25mm çapta thread bar veya fiberglass kaya saplamaları da yer yer düzenli, yer yer düzensiz şekilde geçmişte uygulanmıştır. Bu destek sistemi tavan taşı kontaklı ilk pano üretiminde daha az sorun çıkarmış olup, tavanda kömür kalınlığı arttıkça başarısız olmaya başladığı gözlemlenmiştir.

Geçmişte kullanılan çelik tahkimatın en büyük dezavantajları mafsallı bağlantı ve GI120 profilin yetersiz kalması olarak belirtilebilir. Bu durum Şekil 3'te örnek bir yükleme koşulu verilerek açıklanmıştır. Çelik tahkimat aralığı 1 m alınarak tavanda 0.1 MPa'ya, yan direklere 0.05 MPa kaya yükü denk gelecek şekilde düzenli yük uygulanmıştır. Gerçekte sınır ve yükleme koşulları değişkenlik göstereceği ve bu analizin sadece karşılaştırma amacı taşıdığı göz önünde bulundurulmalıdır, (Şekil 3). Hesaplamada, bindirmeler yok sayılmış, TH profilin kaymasından kaynaklı eksenel yük azalımı dikkate alınmamış, eğilme momentlerine odak yapılmıştır. GI profilin daha güçlü bir versiyonu da kullanılacak olsa farklı eksenlerde yükleme durumunda ciddi dezavantaj doğuracağı Şekil 3'te (sağ altta) eksenel yük-eğilme momenti etkileşim diyagramında gözlemlenebilir. Çelik profil, farklı eksenlerde eğilme momentine maruz

bırakıldığında, TH profil hemen hemen aynı eğilme moment kapasitesine sahiptir. GI120 profil ise öngörülmedik şekilde y-ekseninde yüklendiğinde eğilme moment kapasitesi 1/4'üne düşmektedir. Mafsallı bağlantı, bir zayıflık noktası oluşturarak GI profillerin bükülerek yan yatmasına neden olup zayıf eksenden yük almasına neden olmakta ve tavanda ani bir dayanım kaybının yaşanmasına yol açmaktadır. Bununla beraber mafsallı bağlantı tavan iki uç noktasında eğilme momentlerini sıfırlayarak, en büyük momentin orta noktada konsantre olmasına yol açmaktadır, (Şekil 3, üst solda). GI120No, TH34 ve mafsallı bağlantılardan oluşan eski destek sistemi yerine sadece TH34 çelik tahkimat kullanılarak yeni tasarlanmış tahkimat mukayese edildiğinde oluşan eğilme momentlerinde yarı yarıya düşüş görülmektedir, (Şekil 3 üst sağda). Temsili bir halat saplaması uygulaması ile yeni sistemin desteklenmesi durumunda eğilme momentleri eski destek sistemindeki momentlerin en fazla 1/3'üne erişerek daha az eğilme potansiyeli göstermektedir.

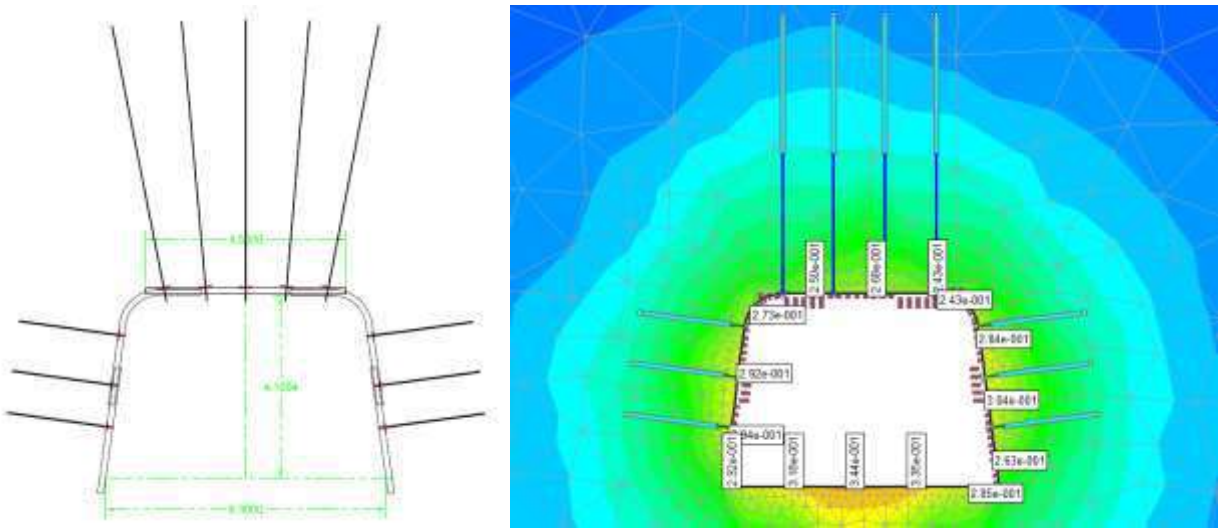


Şekil 3. Eşit yükleme koşullarında eski tahkimat (üst sol), yeni tahkimat (üst sağ), halat saplama destekli yeni tahkimat (alt sol) için eğilme moment dağılımları (kNm cinsinden)ve eksenel yük-eğilme momenti etkileşim diyagramı (alt sağ)

Yeni uygulanmaya başlanan destek sisteminin tavanda 6m uzunluğunda halat saplamalar ve yan duvarda 25mm çaplı kaya saplaması veya fiberglass saplama ile uygulandığında ne gibi avantajlar elde edilebileceği de sayısal modelleme yöntemi ile incelenmiştir, (Phase^2 v8.0-Rocscience, 2011). Gerçekleştirilen analiz mukayese amaçlı olup, gerçek durumla her zaman birebir örtüşmemektedir. Galerilerin açıldıkları zaman zarfında diğer panolar ile etkileşimleri olacağı ve kömür horizonu içerisindeki yerine bağlı olarak çok farklı yükleme ve dayanım koşulları oluşabildiği bilinmekle beraber, burada, sadece destek sisteminin daha iyi hale getirilmesi ile ilgili analizler sunulmuştur. 400m derinde yerçekimi kaynaklı gerilmeler kabul edilmiş, kömür birimine ait mekanik özellikler Gen.Hoek-Brown yenilme ölçütü parametreleri (Hoek, 2007) olan σ_{ci} =20MPa, mi=10 ve GSI=50 alınarak model oluşturulmuştur. Aşamalı olarak önce galeri açılmış ve daha sonra gerilmeler ayağın yaklaşmasını temsil

etmek amacı ile iki katına çıkarılmıştır. Aynı zamanda ikinci aşamada, kömürün ocak havasına maruz kalması nedeni ile oluştuğu varsayılan %30 dayanım kaybı modele uygulanmıştır. Yeni kullanılan destek sisteminin temel görüntüsü ve halat saplama uygulanmış modelin deformasyon dağılımı Şekil 4'te görülmektedir. Uygulanan halat saplamalar 230kN kopma yüküne sahip, 6.3m uzunlukta ve 15.24mm çaptadır. Kaya saplamaları 250kN kapasiteli, 25mm çapta ve 2.4m uzunluktadır. S480W malzemeden imal edilmiş TH34 modele uygulanmıştır.

Şekil 4'te verilen deformasyonlar gerilmelerin makul miktarda arttığı bir durumu göstermekte olup, ayağa çok yakın konumlarda önüne geçilmesi güç deformasyonlar oluşabilmektedir. Bu gibi durumlarda özel ve deformasyona uyumlu olacak ilave destek sistemleri kullanılmakta olup bu bildiri kapsamında değinilmemiştir.



Şekil 4. Tipik çelik tahkimat uygulaması (solda), halat saplama, püskürtme beton ve çelik tahkimat (ortada), çok katmanlı dolgulu destek sistemi (sağda)

Sayısal modellemede halat saplamaların delik içerisinde kayma dirençlerinin aşıldığı ve kopmamış halde artık dayanımların ulaştıkları sonucuna ulaşılmıştır. Sadece halat veya kaya saplaması temel alınarak tasarım yapılması gerektiğinde aşırı zaman kaybına yol açacak sıklık ve uzunlukta bir saplama paterninin gerekeceği öngörülmektedir. Bu durumda birkaç destek sisteminin en uygun şekilde bir araya getirilmesi daha rahat uygulanabilir bir çözüm olarak görülmüştür. Sayısal modelleme sonuçlarında halat saplama ve kaya saplaması kullanımının çelik tahkimat üzerinde eğilme momentlerinin azaltılmasına fayda sağladığı görülmüştür. Sadece çelik tahkimat uygulandığında +0.40 ve -0.45 MNm büyüklüğünde eğilme momentleri gözlemlenirken, saplama kullanılan modelde +0.21 ve -0.25 MNm büyüklüğünde momentler hesaplanmıştır. Bu değerler çelik tahkimat kapasitesinin aşıldığına işaret etse de oluşan moment farkı ele alınan problem için oldukça önemli olup, bu değer için yaklaşık %50 azalma sağlanmıştır. Saplama paterni değiştirilerek daha da az deformasyona yol açacak çözüm geliştirmenin ucu açıktır.

Uygulama ile ilgili fotoğraflar Şekil 5'te verilmiştir. Şekil 5'te (solda) çelik tahkimat ile çelik hasır kullanımı görülebilmektedir. Yan duvarlarda ise halat saplama uygulaması ise Şekil 5 üst kısımda görülebilmektedir. Yan duvarlarda reçineli halat saplama uygulamasında 6m uzunluk tercih edilerek uygulanabilmektedir. Şekil 5'te (alt) ise birkaç halat saplamanın birlikte yerleştirildiği nervürlü inşaat demirinden imal edilen şerit (veya kuşak olarak da adlandırılmakta) görülebilmektedir. Tavanda veya yan duvarda çelik hasırdaki deformasyon kaynaklı sarkma ve bozulmaları kontrol altında tutabilmek için şerit yardımcı tahkimat elemanı olarak rol oynamaktadır. Şerit, aynı zamanda yüksek performans

veremeyecek halat saplama varlığı durumunda, kaya yükünün diğer saplamalara da dağılmasını ve düşük uygulama performansı gösteren saplamanın diğer saplamalar tarafından desteklenmesine yaramaktadır.

Şekil 5. Tahkimat sisteminin yeni durum ile ilgili fotoğraflar

YORUMLAR

Daha olumlu kaya koşullarına göre tasarlanmış kısa kaya saplaması ve çelik tahkimat sisteminde aşırı deformasyon gözlemlenmesi ve sonuç olarak verimsizliğe neden olduğu için daha farklı bir tasarım yapılması hedeflenmiştir. Geleneksel çelik tahkimat ile yeni tasarlanan tahkimat aynı koşullar altında karşılaştırılmış ve eskisinin eğilip deforme olmaya çok daha yatkın olduğu görülmüştür. Bunda, mafsallı bağlantının direk ve tavan profilinin orta noktalarında yüksek eğilme momentleri oluşmasına izin verdiği görülmüştür. Ayrıca doğrudan hesaplamalar dışında da GI profilin yan yatarak düşük taşıyıcılığı olan eksene doğru zemin yüküne maruz kalacak şekilde bükülmesi ve eğilmesi, deformasyon hızını olumsuz yönde etkileyen faktörlerdendir. Yeni tasarlanan çelik tahkimat üzerinde aynı yükleme koşullarında çok daha az eğilme momenti oluşmuş ve deformasyona karşı daha az yatkınlık sağlanmıştır. Aynı zamanda yeni tasarımda bindirme uzunlukları daha uzun tutulmuş ve özellikle çift kat olarak geçen bağlantı noktaları tırnaksız kelepçe tipleri ile kullanıldığında deformasyona karşı büyük direnç sağlayacaktır. TH tip çelik tahkimatın ekseni yönünde yüklenmesinde belirli bir yükten sonra kayarak eksenel yükün aşırı artışına izin vermediği de hatırlanması gereken diğer bir noktadır. Yenilenen çelik tahkimat, halat saplamalar ile kullanıldığında daha da yüksek dayanım verecek bir sistem haline geldiği de ayrıca hesaplanmıştır.

Zemin koşulları olumsuz yönde bozuldukça daha kavisli hatta daire benzeri bir destek sistemi oluşturulması, kaya mekaniğinin en temel ilkelerinden biri olsa da uygulama koşulları buna izin vermeyebilir. Eynez Doğu İşletmesinde anayol şilti kullanılan alt taban yolunda atnalı gibi kesitlerin kullanımı makine ekipman ile uyumsuzluk yaratmaktadır. Üst taban yolunda böyle bir ekipman problemi

olmadığı için kemer tavanlı destek sistemi kullanılmaktadır. Ancak alt taban yolunda, düz tavanlı trapez benzeri kesit uygulanması zorunluluğundan kaynaklanan problemin çözüm arayışı çalışmada sunulmuş ve uygulamada kayda değer başarı elde edildiği paylaşılmıştır. Ancak unutulmamalıdır ki, madencilik problemlerinde herhangi bir işletmeye özgü çözümler geliştirilmesi gerektiği ve bu çalışmada sunulan sistemin başka bir yerde uygulamasında değişiklik gerekebileceği de bir diğer gerçektir.

Zemin koşullarına göre çelik tahkimat aralığı değiştirilebileceği gibi tavan ve yan duvarda da halat saplama uygulaması patern ve uzunlukları gerektiğinde değiştirilmektedir. Böylece sistemin tahkimat basıncı değiştirilebileceği hatırlanmalıdır. Sahada, eski destek sisteminde %50'lere varan konverjans, yeni tasarlanan çelik tahkimatta en fazla %10 gibi değerlere düşürülmüş, tamirat için doğan zaman kaybında büyük kazanım elde edilmiştir. Halat saplama uygulamasının sisteme entegre edilmesi, birkaç gün içinde sağlanmıştır. Bunda, işletme ekibinin daha kısa ve reçineli kaya saplamaları ile olan tecrübesinin rol oynadığı belirtilebilir. Bir destek sisteminin başarılı olmasında tasarım kadar uygulama ve işçilik kalitesine de bağlıdır.

Çelik tahkimat için daha detaylı mekanik analizler gerçekleştirilebileceği gibi her bir taban yolunun maruz kaldığı farklı zemin ve yükleme koşulları da araştırılarak oluşturulan sistem üzerinde değişiklik yapılabilir ve deformasyon öngörüsü yapılabilir.

KAYNAKLAR

Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock mechanics, 6(4), 189-236.

Farmer, I.W. (1985). Coal Mine Structures. Chapman and Hall Ltd.

Hoek, E. (2007). Practical Rock Engineering: RocScience. Available from the publisher at http://www. rocscience. com/hoek/PracticalRockEngineering. asp.

Rocscience Inc., (2011). Phase2, v8.

TTK GELİK İŞLETMESİNDE DİK DAMAR MEKANİZASYONU UYGULANABİLİRLİĞİ

APPLİCABİLİTY OF STEEP COAL SEEMS MECHANİATİON İN TTK GELİK REGİON

K. Eroğlu [1], F. Uncu [1], C. Yamudi [1,*]

[1] *Türkiye Taşkömürü Kurumu*
*(*Sorumlu yazar: cyamudi@hotmail.com)*

ÖZET

Bu çalışmada öncelikle taşkömürü üretiminde uygulanan dik damar mekanizasyon sistemi tanıtılmıştır. Uygulama sahası olan Türkiye taşkömürü kurumu Karadon müessesesi Gelik işletme müdürlüğü kurul damarında 2018 yılında başlatılmış olan "Dik Damarlarda Mekanizasyon ile üretim yöntemine Geçiş Projesi" ele alınmış ve uygulama aşamaları anlatılmıştır. Uygulama esnasında da karşılaşılan problemler ve çözüm uygulamalarından bahsedilerek halen devam eden projeden elde edilen ilk verilerin, aynı panodaki klasik yöntemle kömür üretimindeki veriler ile iş güvenliği ve basit maliyet çerçevesinde karşılaştırılmıştır. Bu veriler ışığında yapısal Jeolojisi ve Teknotik Gelişimi İleri Düzeyde Olan kömür damarlarında mekanizasyon uygulamalarına geçiş analiz edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Taşkömürü, dik damar, mekanizasyon, mekanize kazı.

ABSTRACT

In this study, producing hardcoal was introduced by using longwall mechanisation system. Applicability area is Turkish hardcoal Enterprise Karadon region, Kurul steam in Gelik. It was started in 2018 and the applicability of the special longwall mechanisation system was introduced step by step. The problems faced by while applying and the solutions to these problems were mentioned. After the application of the new system, it was compared by the classical system in both job security and the cost. By getting the data under the circumstances of this study the new system is being applied properly.

Keywords: Hardcoal, Steep, Coal Seams, Mechanisation.

GİRİŞ

Dik damar mekanizasyon uygulamasının yapıldığı Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK), Ülkemizin kamuda ki tek taşkömürü üreticisi konumunda olup, havza geneli ile yurt içersindeki diğer kömür havzaları ile kıyaslandığında yapısal Jeolojisi ve Teknotik Gelişimi İleri Düzeyde Olan kömür damarlarında çalışmalarını sürdürmektedir.

Havzanın iki kez tektonizma geçirmiş olması damarların faylarla bölünmesine, eğim ve kalınlıklarının sık sık değişmesine yol açmıştır. Bu damarlarda emek yoğun, yüksek maliyetli ve teknolojinin hakim olduğu diğer kömür madenleriyle kıyaslandığında emniyet açısından riskli koşullarda üretim çalışmaları sürdürülmektedir. 1848 den bu yana üretim kültürü olan havzada bugüne kadar klasik yöntemlerle (uzun ayak, kısa ayak, dişli ayak ve karatumba) üretim yapılmıştır. Havzanın 1940 yılında devletleştirilmesinden sonra yapılan yatırımların büyük bir kısmı makine ve teçhizat alımı şeklinde olmuştur. Bu yatırımlarla ana kuyuların açılması, nakliyat ve havalandırma sistemlerinin iyileştirilmesi yoluna gidilmiştir. (Yamudi)

Jeolojik koşulların uygun olmaması nedeniyle, üretim yöntemlerinin mekanize hale getirilmesi ve damar koşullarına uygun yeni yöntemlerin geliştirilmesi yönündeki çalışmalar dönemin şartlarıyla birlikte sınırlı kalmıştır.

1980'li yıllarda havzanın modernizasyonu ve yeniden yapılanması konusunda yapılan çalışmalarda bu konu daha geniş bir şekilde ele alınmıştır.

Bu kapsamda Almanya'nın o günkü adıyla Ereğli Kömür İşletmeleri (EKİ)'nde kullanılmak üzere hibe ettiği koparıcı saban Zonguldak-Gelik Bölgesi'nde denenmiş fakat bölgenin yapısal ve jeolojik özelliklerinden dolayı etkin olarak kullanılamamıştır. Bahsi geçen sistem daha sonra 1983 yılında Orta Anadolu Linyitlerine transfer edilerek kurulmuş ve o bölgenin şartlarında verimli olarak kullanılmıştır. Orta Anadolu Linyitleri'ndeki bu yarı-mekanize uzun ayak deneyimi, 1986 yılında fiili olarak üretime başlayan tam-mekanize ayaklar için bilgi birikimi sağlamıştır (Tatar).

Ocakların giderek derinleşmesi ve genişlemesi dikkate alınarak "Havza Rehabilitasyon Projesi" gündeme getirilmiştir. Bu proje kapsamında ocakların alt yapılarının geliştirilmesi, üretim kapasitelerinin arttırılması ile işçi sağlığı ve iş güvenliği koşullarının iyileştirilmesi hedeflenmiştir. Temin edilecek makine ve teçhizatın finansmanında Dünya Bankası'ndan sağlanan 70 Milyon ABD $'lık kredi kullanılmıştır. Bu proje kapsamında; elektro-hidrolik delici, elektro- hidrolik yükleyici, büyüklükte akülü lokomotif, çelik sarma, muhtelif uzunlukta hidrolik direk, monoray sistemi, telesiyej sistemi, toz ölçüm aletleri, ferdi CO maskeleri gaz ölçüm aletleri yer altı haberleşme ve izleme sistemleri, otomatik hava kapılan vb. alınmıştır. Bu bağlamda yapılan çalışmalar ve yatırımlar üretim yöntemlerini kolaylaştırmada direkt olmayıp dolaylı yolla iyileştirmeye yönelik olduğu görülmektedir.

Havzadaki kalın ve dik damarlarda uygulanan üretim yöntemlerinin olumsuzluklarını ortadan kaldırmak, daha güvenli ve daha ekonomik üretim yapmak için 1990'lı yıllarda yeni üretim yöntemlerinin arayışlarına başlanmıştır.
Havzanın yeniden yapılanması ve modernizasyonu kapsamında;

- Yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı sistemi
- ANŞ dik damar mekanize kazı sistemi
- CARDOX, sıvı karbondioksitle kömür kazısı sistemlerinin denenmesine karar verilmiştir (Akçın ve Kel, 1999)

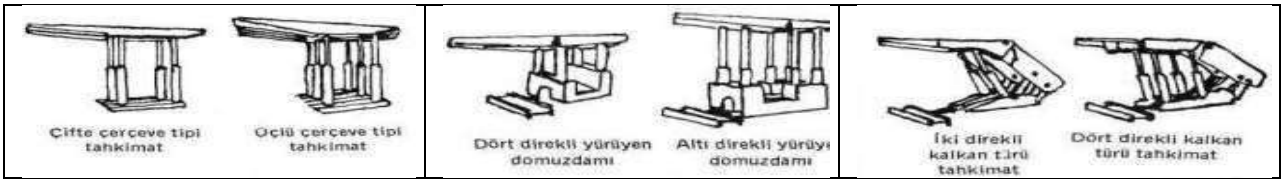
Bahsi geçen bu sistemlerden Anş ve Cardox başlangıç aşamasında yaşanan olumsuzluklardan ötürü kabul görülmemiş olup yüksek basınçlı hava patlatmalı kazı sistemi ise 1990-2015 yılları arası bir takım panolarda uygulamalarına devam edilmiştir.

2012 yılında, Amasra Taşkömürü İşletme Müessesesinde uygulanmak üzere dik damarlarda mekanizasyon projesi gündeme gelmiş ve 2013 yılında proje hayata geçirilmiş ve ikisi başarılı olmak üzere dört ayrı panoda toplamda yaklaşık 130.000 tonluk rezerv çalışmasıyla uygulama deneyimleri olmuştur (Karaküp). 2017 de sisteme uygun hazır pano olmadığı gerekçesi ile Karadon bölgesi Gelik işletmesine nakli yapılmıştır.

MEKANİZE SİSTEMİN TANITIMI

Yürüyen Tahkimat Üniteleri

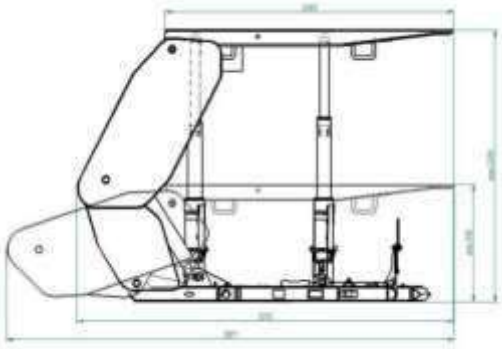
Yeraltı madeniliğinde Yürüyen tahkimat ünitelerini 1950'li yıllarda görmekteyiz. Tarihsel gelişimiyle beraber sırasıyla, Çerçeve türü yürüyen tahkimatlar, Domuzdamı türü yürüyen tahkimatlar ve Kalkan türü yürüyen tahkimatlardır. (Şekil 1) (Ahıska 1987)



Şekil 1. Yürüyen tahkimat üniteleri

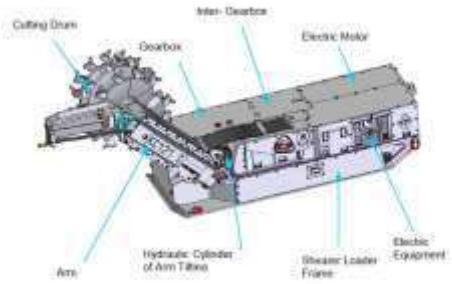
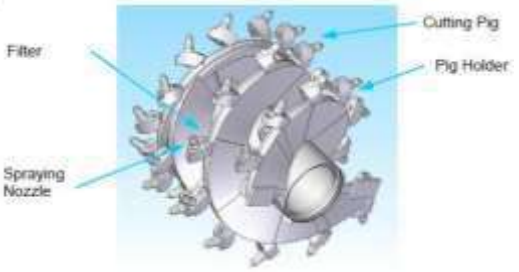
Bu çalışmada kullanılan tahkimat tipi kalkan tahkimattır. Çek Cumhuriyeti'nde üretilmiş olan üniteler üretici firmanın MV4 isimlendirmesiyle anılmaktadır. Genel özellikleri aşağıdaki çizelge 1 de verilmiştir.

Çizelge 1. Yürüyen tahkimat teknik detayları

Asgari yükseklik	950mm
Azami yükseklik	2200mm
Asgari çalışma yüksekliği	1100mm
Çalışma eğimliği	40° ila 110°
Kömür alanı cephesi negatifi	15° ila18°
Bölümlerin aralığı	1 200mm
Bölümün ilerlemesi	800mm
Çalışma basıncı	32 MPa
Kalkan tahkimatın piston çapı	130mm
Kalkan tahkimatın yük yoğunluğu	477kN
Zemine uygulayacağı basınç	: 0,46MPa
Ağırlığı	3 850kg
	

Kesici Ünite

Üzerindeki 120 kw'lık elektrik tahrik motoru yardımıyla tamburu çevirmekte ve arında oluşan teğetsel keski gücü baş tabanda sabitlenmiş vince bağlı halatın üniteyi yukarı yöndeki hareketiyle birleşerek kesim yapılmaktadır. Kazılmış olan kömür eğimli taban taşı üzerinde ayak dibine akmaktadır. Eğimin yüksek olduğu kısımlarda pasa nakli daha kolay olmakla beraber eğimin düşük olduğu noktalarda adi oluk kullanılması kaçınılmazdır. Şekil 2 de kesici ünitenin teknik detayları verilmiştir.

	
Elektrik motoru gücü	120 kW
Kesme silindirinin çapı	1100 mm
Kesme silindirinin genişliği	800 mm
Kesme silindirinin hızı	62,25 dv/dk
Kesme Hızı	2,05 m/dak
Kesme makinesinin ağırlığı	9000 kg

Şekil 2. Kesici ünite

TTK KARADON MÜESSESESİ TANITIMI

Taşkömürünün ilk bulunduğu ve üretildiği ekonomik işletilebilir boyutta rezervlere sahip olan Zonguldak Havzası 180 yıllık geçmişinde yerli ve yabancı şirketlerce yer yer işletilmiştir. 1940 yılında havzadaki tüm üretim yerleri hükümet tarafından satın alınarak Etibank'a devredilmiştir. Daha sonra bir yasa ile havza Etibank'a bağlı Ereğli Kömür İşletmesi olarak teşkilatlandırılmış ve kömür işletmeciliği bu kuruluşun yetkisine devredilmiştir. 1957 yılında ise Ereğli Kömür İşletmeleri, Türkiye Kömür İşletmelerine bağlanmıştır. Ereğli Kömür İşletmeleri 1983 tarihinde 96 sayılı KHK ile Türkiye Taşkömürü Kurumu adını almış olup, Üretim Bölge Müdürlüğü olan yapılanma 01/01/1986 tarihinden itibaren Müessese Müdürlüğü olarak teşkilatlanmıştır. (Şekil 3)

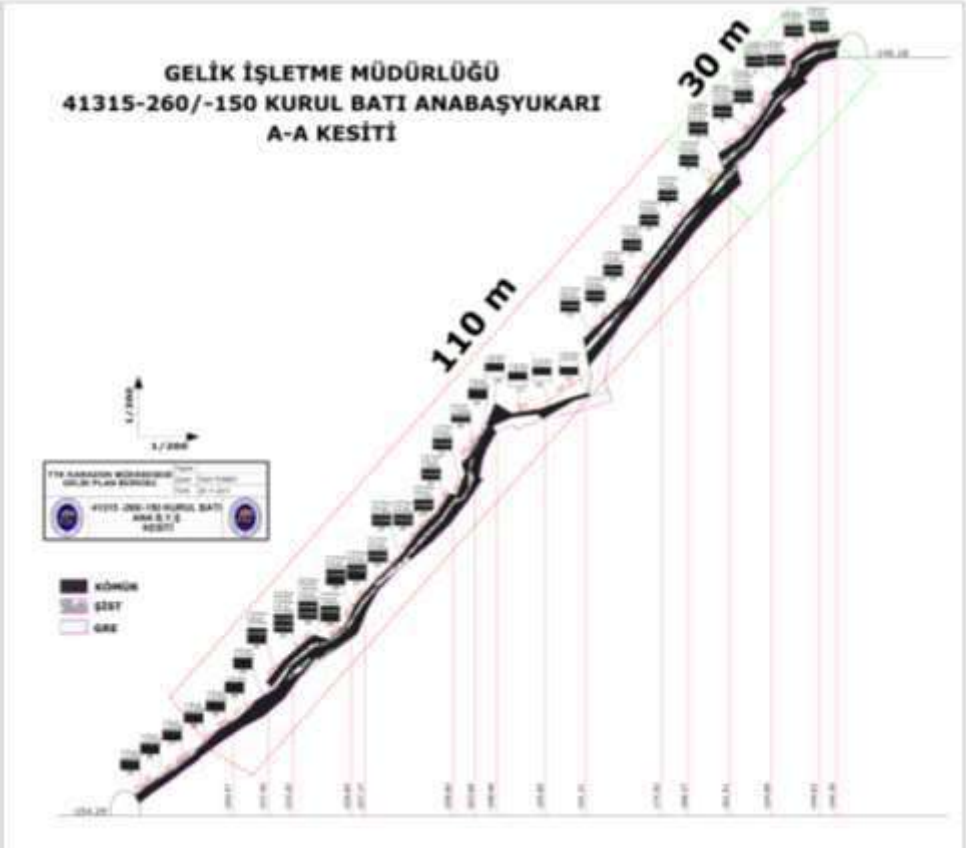
Müessese faaliyetlerini, Genel Müdürlüğün 5 Müessesesinden biri olarak 66,7 km²'lik alanda 130 km'lik ocak açıklığı ile Zonguldak İli, Kilimli İlçesi sınırları içerisinde sürdürmektedir. Zonguldak Kömür Havzasının, -1200 m derinliğe kadar tespit edilen jeolojik rezervi 1.316 milyar tondur. Bu rezervin yaklaşık %31 i Müessesenin imtiyaz alanı sınırları içerisinde olup 410 milyon tondur.

Şekil 3. Zonguldak Havzası

Kurul Panosu Tanıtımı ve Mekanize Uygulaması

Milopero damarı Fransızlardan kalma isimlendirme olup 1983 yılında iş kazısı sonucunda hayatını kaybeden maden mühendisi Sn Halil Hilmi KURUL anısına ithafen "Kurul" olarak isimlendirilmiştir.

Damar stampı 152 metrelik ayak boyunca değişkenlik göstermektedir. (Şekil 4) Tavan ve taban taşı yapılan deney sonuçlarında da görüldüğü üzere (Çizelge 2) dayanımı yüksek karakterdedir. Sert gre özelliği taşımakla beraber damar içersinde ara kesme barındırmaktadır. Kesme kalınlığı pano boyunca değişkenlik arz etmektedir, ortalama kalınlığı 3 m olup ve ara kesme kalınlığı 50 -120 cm'dir. Ayak boyunca 4 adet 2m - 3,5 m arasında atımlar bulunmaktadır. Bu atımlar çalışma yönüne paralel bir şekilde devam etmektedir. Ortalama meyil 48 ˚dir. Ancak yer yer artarak atımlarda 72˚yi bulmaktadır. Eğimin en düşük olduğu nokta ise 37˚dir. Ayağın yapısında ondülasyonlar görülmektedir.
-150 /-260 315 lağımı üzerinde sağlı sollu 500 m'lik pano boyunda 380,000 ton rezerv aynı damarın -260/-360 kısmında ise 285,000 ton rezerv gözükmektedir.



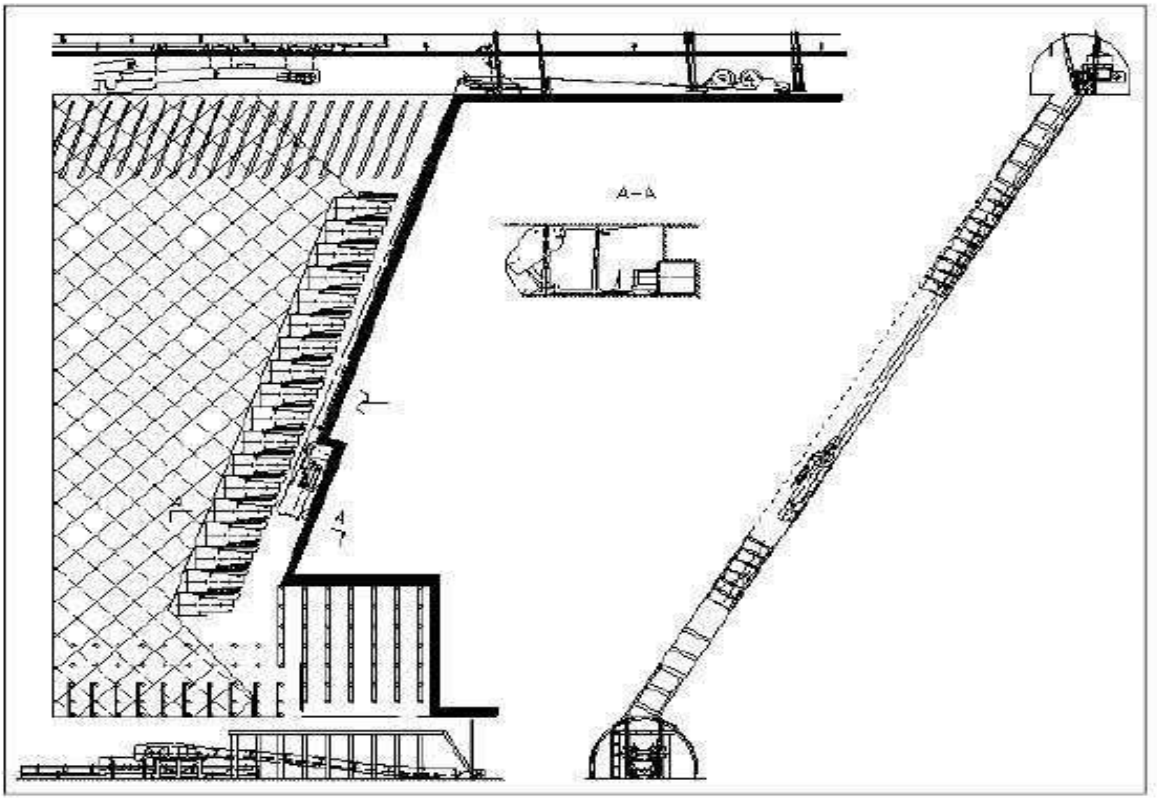
Şekil 4. Stamp özelliği

Çizelge 2. Kurul damarı teknik detayları

Numune lokasyonu	Türü	Suda Dağılma Dayanımı Sınıflaması	Nokta Yükleme Dayanımı Deney Sonuçları(Mpa)			(Brezilan) Deneyi Sonuçları (Mpa)	
			Çap Deneyi	Eksenel Deney	Ortalama (Ağrılıklı)	Çekme dayanımı σt	Basma ÇekmeDayanımı Oranı σc /σt
Kurul -260 Tabantaşı	Kumtaşı	Çok Yüksek	2,19±0,24	8,38±2,39	5,29	6,5±1,7	13,2
Kurul -260 Tavantaşı	Fosilli kiltaşı	Çok Yüksek		2,85±0,91	2,85	5,9±1,4	9,1
	İnce tan. kumtaşı	Çok Yüksek		6,68±1,85	6,68	11,4±2,6	10,4

Şekil 5. Kurul panosu plan görünümü

Kurul ana başyukarı kesitinde şekil 3 te görüldüğü üzere damar boyunca ataklar ve sıkmalar mevcut olup yürüyen tahkimatların baca havesine yerleştirilmesi için gerekli tesviye çalışmaları yapılarak yer yer kesit genişletmesi ve atak olduğu bölgelerde ise tabana postayla dolgu ve üzerine ahşap malzemeden platformlar kurularak yürüyen tahkimatların ayak içersine montajı yapılmıştır. 92 adet Tahkimat ünitesinin ayak içersine nakli ve montajı 56 iş gününde gerçekleşmiştir.

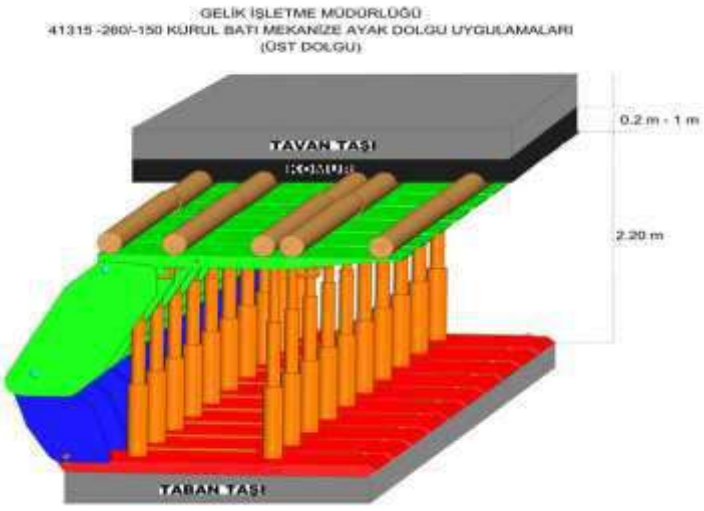


Şekil 6. Mekanize sistem genel krokisi

KARŞILAŞILAN PROBLEMLER VE ÇÖZÜM ÖNERİLERİ

Tahkimat Ünitelerinde Ahşap Dolgu Çalışmaları

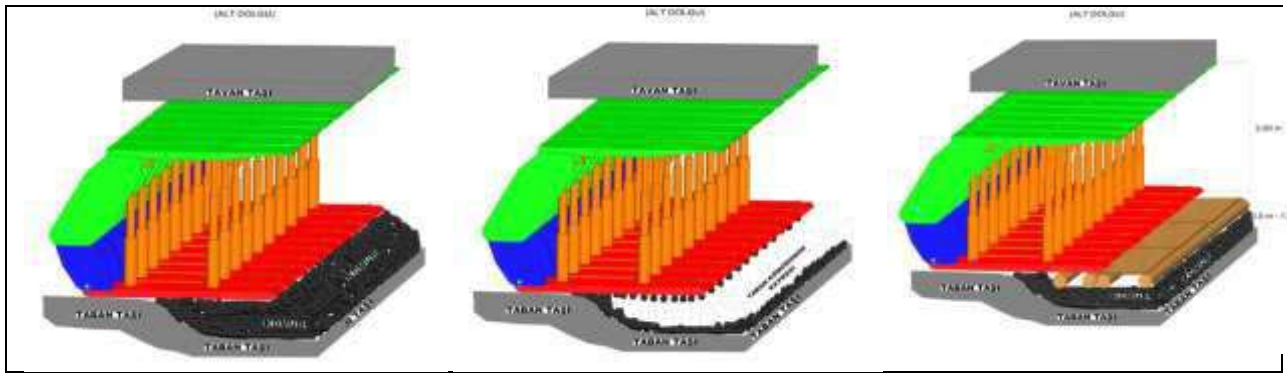
Tahkimat ünitesinin maksimum yüksekliği 220 cm olup stampta da görüldüğü gibi bazı noktalarda damar kalınlığı 385 cm olabilmektedir. Tahkimatın aktif olarak tavan ve taban taşında sıkılanması bu şartlarda ancak tavan dolgusu ya da taban dolgusu şeklinde gerçekleşmiştir. Şekil 7.



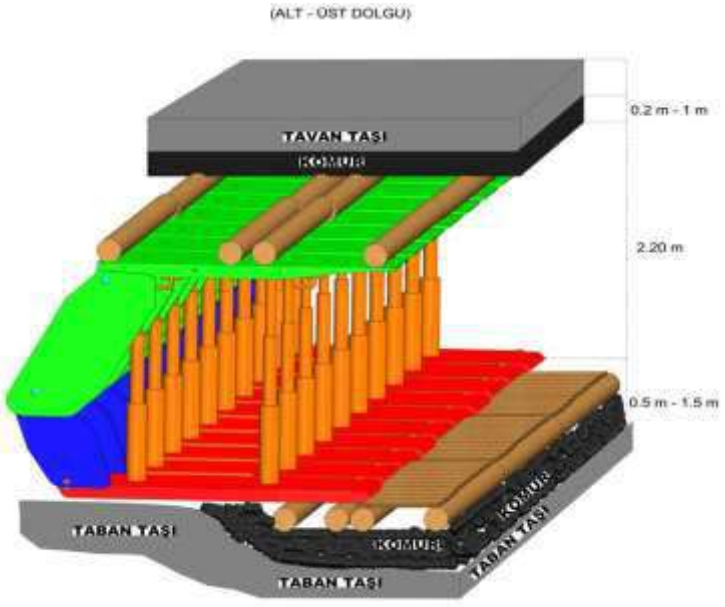
Şekil 7. Tavan dolgusu

Sistemdeki Tahkimat ünitelerinin tümü birbirine öteleme pistonları ile bağlıdır. Bu bağlantı sebebi ile düşeyde manevra kabiliyeti sınırlı olmuştur. Ayak içerisindeki ondülasyonlar sebebi ile yer yer kömürü tabanda bırakmak zorunluluğu doğmuştur.

Sistem ötelemesinde olası gecikmelerde tabanda basınçtan ezilmiş olan kömür eğimli bölgede yenilmeye uğrayarak yürüyen tahkimat ünitesinin tabanlarındaki kömür boşalmaya başlamıştır. Bu durumda tahkimat ünitelerinin duraylılığını sağlanması için "Taban Platformu Uygulaması" yapılmıştır. Ayrıca Taban platformu yapılmadığı taktirde kesici ünite kesim sırasında 10 ton olan ağırlığıyla tabana dalış eğilimi gösterebilmektedir. Şekil 8 ve 9.



Şekil 8. Taban dolgusu



Şekil 9. Taban ve taban dolgusu

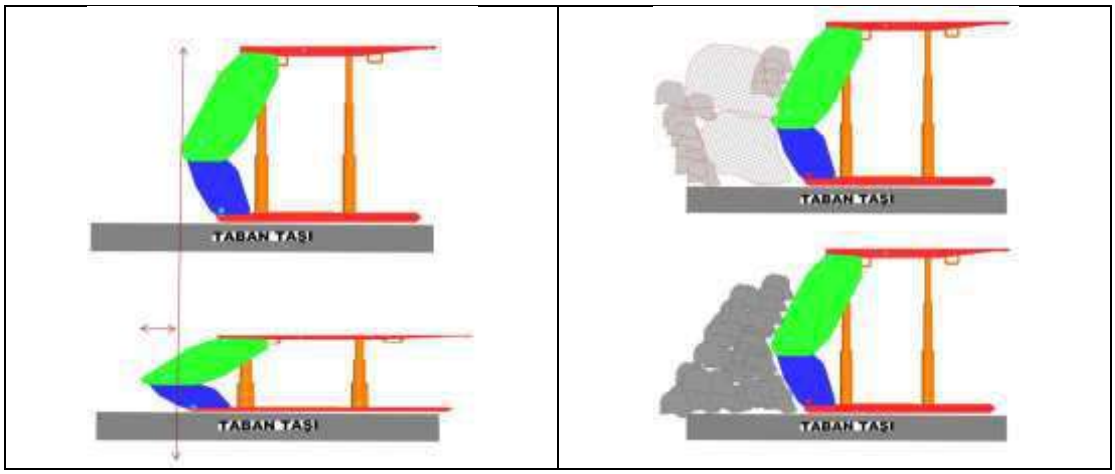
Yürüyen Tahkimat Ünitelerinin Yanal Olarak Sıkışması

Ötelenme sırasında karşılaşılan başlıca problemdir. Şiltlerin yanal yüzeyleri birbiri ile tamamen teması halinde sistem birbirine kenetlenerek hareket etmesi olanaksız hale gelmektedir. Ünitelerin dizaynında yan kanopi pistonları olmadığından bu problemle karşılaşılmıştır.

Arına öteleme hareketinin sağlanabilmesi için şiltlerin ya vinç yardımıyla sistematik olarak sırayla yukarıya çekilmesi ya da alt kısımda bulunan şiltlerin arasında boşluk var ise sistemi aşağıya kaydırmak vasıtasıyla istenen şilt boşluğu sağlanarak hareketi mümkündür. Problemi minimize etmek için şilt aralarına meşe takoz koyarak yanal yüzlerin birbirine teması ve dolayısıyla kilitlenmesi önlenilmeye çalışılmıştır.

Göçük Postasının Tahkimat Ünitelerinin Kapanmasına Engel Oluşturma

Şiltin kapanması sırasında arka makastan göçük tarafına doğru hareket olmaktadır. Arkada birikmiş olan iri boyuttaki blok halindeki göçük postası makas hareketine engel oluşturabilmektedir.
Şilt araları veya göçük gözünden arkadaki blok halindeki göçük postasına martoperfarator marifetiyle delik delinerek lağımlanması suretiyle arka göçük postası direnci zayıflatılarak tavan tablasının hareketi sağlanabilmiştir. Şekil 10

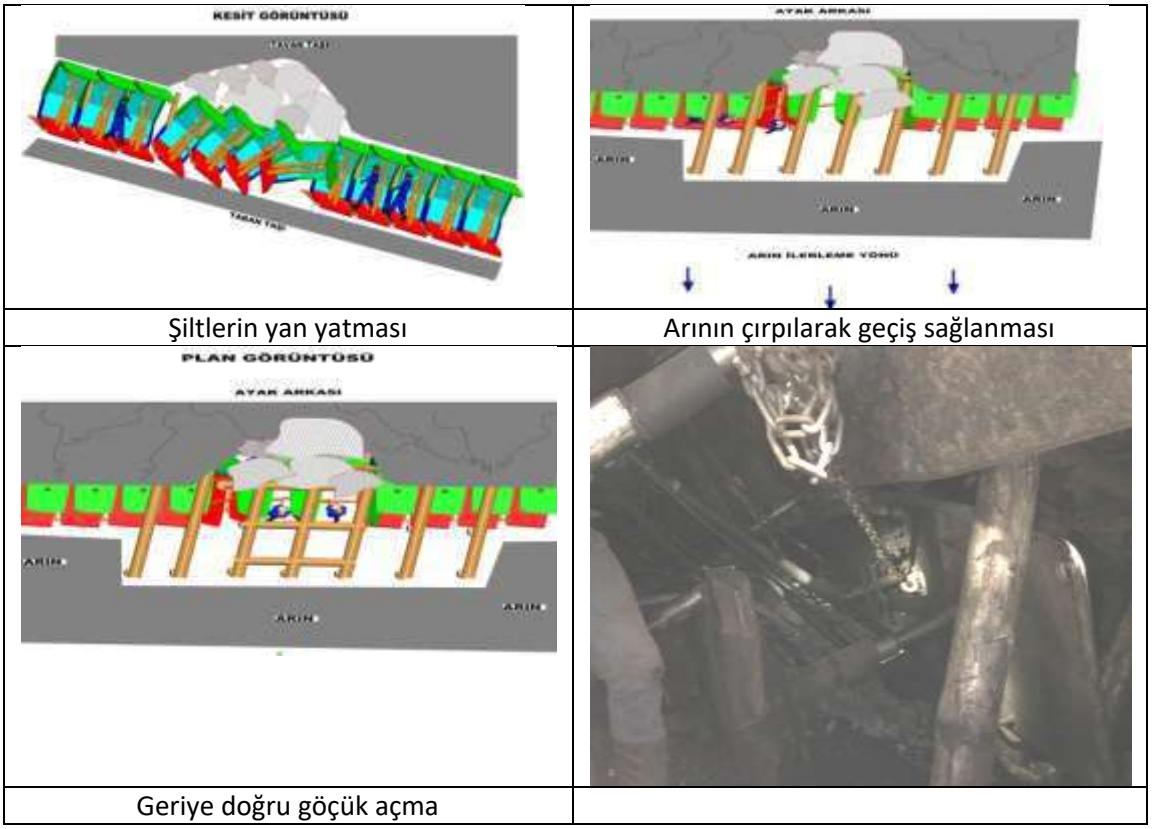


Şekil 10. Şiltlere göçük postasının uyguladığı direnç

Yürüyen Tahkimat Ünitelerinin Duraylılığının Bozulması

Ayağın orta kısmında yapısal jeolojisinde farklılık oluşmuş ve Tavan taşında süreksizliklerin yoğun olması oluşan arazi basınçlarına direnç gösterememekte ve irili ufaklı bloklar şeklinde yenilmeye uğramıştır. Bu bölge aynı zamanda tavan yükü ağırlık merkezi özelliği taşımasıyla beraber Arka oturmalarının ilk başladığı kısımdır. Tahkimat ünitelerinin Ötelenme hareketinin iş organizasyonunda oluşan bir düzensizlik ile birlikte gecikme yaşanmış ve sonuç ta 4 adet kalkan tahkimat yan yatmıştır.

Duraylılığı bozulmuş şiltleri düzeltmek insan ve malzeme geçişini sağlamak amacıyla şiltlerin önünden şiltlere paralel yönde bağ yapılarak geçiş sağlanmış ve daha sonra aşağı yönde tarama çalışması bitmesiyle birlikte duraylılığı bozuk olan şiltlerin üzerinde belleme tahkimatı ile göçük istikametine tarama çalışması yapılarak iri blokların patlayıcı ile gevşetme yapılarak şiltlere olan baskısı kaldırılmış ve şiltler calaskar ve vinç marifetiyle düzeltilmiştir.



Şiltlerin yan yatması | Arının çırpılarak geçiş sağlanması

Geriye doğru göçük açma

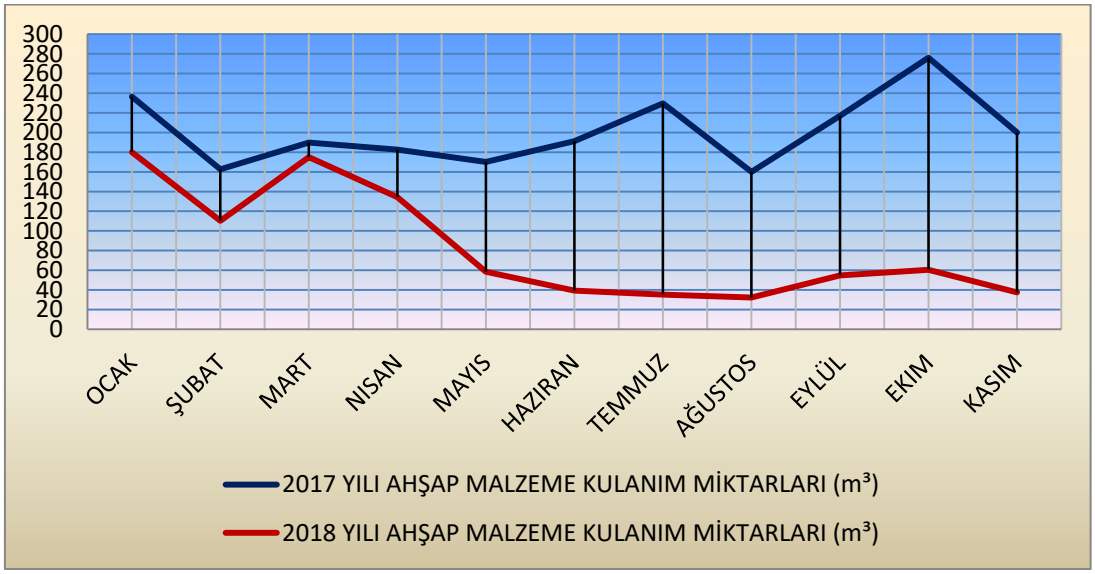
Şekil 11. Şiltlerin yan yatması

Ahşap Malzeme Sarfiyatı

Uygulama yapılan panonun alt katındaki -260/-360 kurul batı panosu Arka göçertmeli klasik uzun ayak yöntemi ile çalışmıştır. Ahşap malzeme sarf miktarının kıyaslanması için bu pano seçilmiş olup veriler çizelge 3 de görüldüğü üzere ahşap malzeme miktarında %60 düşüş görülmektedir. şekil 12 de 2018 İlk 6 aylık montaj döneminde kartiyenin ahşap malzeme sarfiyatı miktarı, üretim in başlamasıyla 2. altı aylık dönemde sarfiyat miktarındaki düşüşü görülmektedir. (2018 yılı m3 değeri 500 tl olarak değerlendirilebilir.)

Çizelge 3. Ahşap malzeme sarf miktarı

AYLAR	2017 YILI AHŞAP MALZEME KULANIM MİKTARLARI (m^3)	2018 YILI AHŞAP MALZEME KULANIM MİKTARLARI (m^3)
OCAK	236	180
ŞUBAT	162	110
MART	189	175
NISAN	182	134
MAYIS	170	58
HAZIRAN	191	39
TEMMUZ	229	35
AĞUSTOS	160	32
EYLÜL	216	54
EKIM	276	60
KASIM	200	37
TOPLAM	**2 211**	**914**

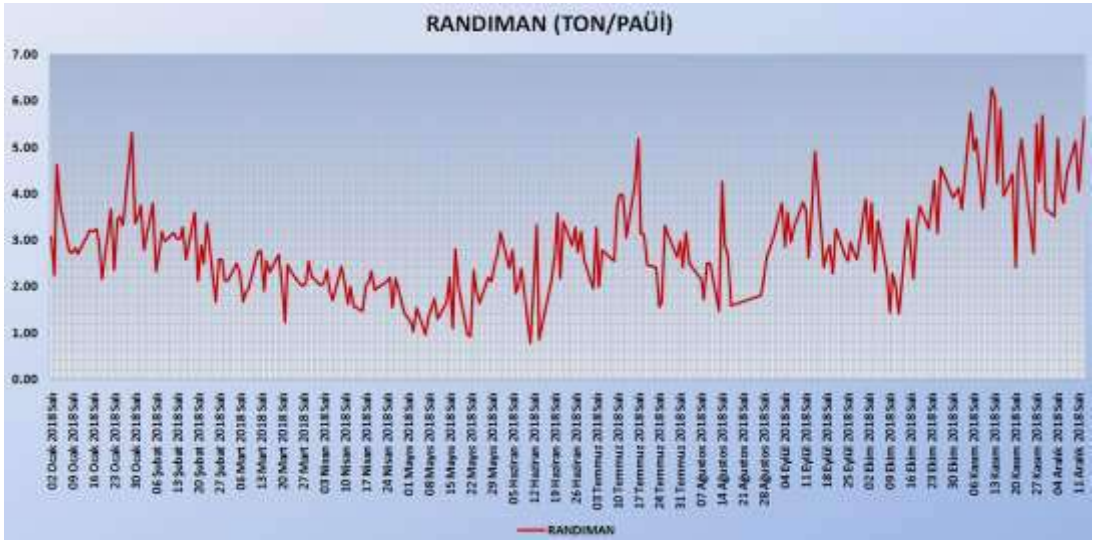


Şekil 12. Aylara göre Ahşap malzeme sarf miktarı

Üretim Randıman Durum Değerlendirilmesi

Karadon Müessesesi genelinde kazmacı tüvenan randımanı 2017 yılında 2994 (kg/yev) 2018 yılında ise 3118 (kg/yev) olarak gerçekleşmiştir.

Şekil 13 teki grafikte mekanize uygulamasının yapıldığı 3. Ocak ta ilk üretim verilerine göre yükseliş trendine başladığı gözükmektedir Mayıs 2018 den beri başlamış olan yeni üretim döneminde kesici ünitenin bir takım teknik arızalardan ötürü kesici ile kazı askıya alınmış ve arında kazı martopikör ile sürmüştür. Bu dönem içersinde toplam 20 kesim yapılmıştır. Kesicinin arızaları giderilmesiyle mekanik kesim planlanmaktadır.



Şekil 13. Tüvenan kazmacı randımanı

Projede İş Güvenliği Acısından Alınan İlk Sonuçlar

Uygulama panosu -150/-260 kotları arasında olup bir alt kat aralığında (-260/-360) kurul panosu klasik arka göçertmeli uzun ayak olarak aynı kartiyenin teknik kadrosu ve işçileri ile çalışılmıştır. Her iki yöntemin kaza sayısı, kazalı iş gücü kaybı gibi istatistiklerin kıyaslanmasında kolaylık sağlamıştır. Çizelge 4 ve şekil 14 de detayları verilmiştir.

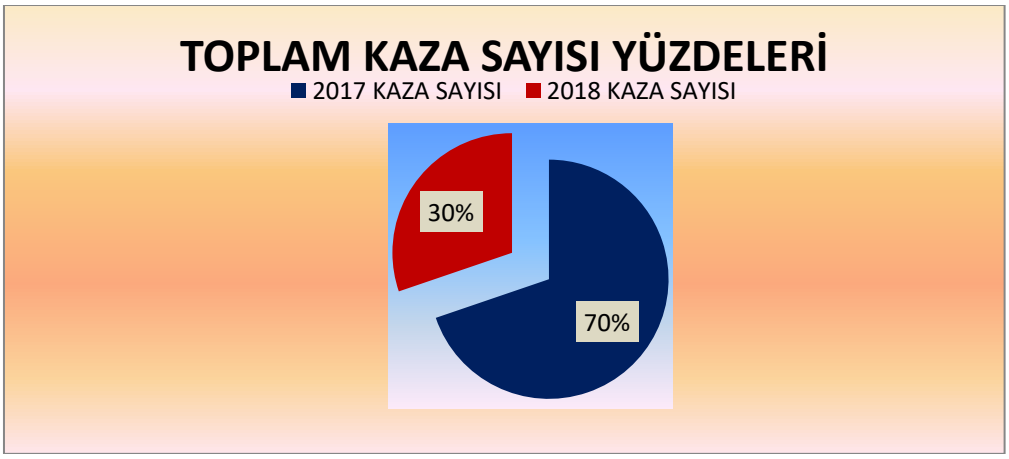
2017 kaza sıklık oranı: 450,20
2018 kaza sıklık oranı: 228,67

2017 kaza ağırlık oranı : 37,74
2018 kaza ağırlık oranı : 16,51

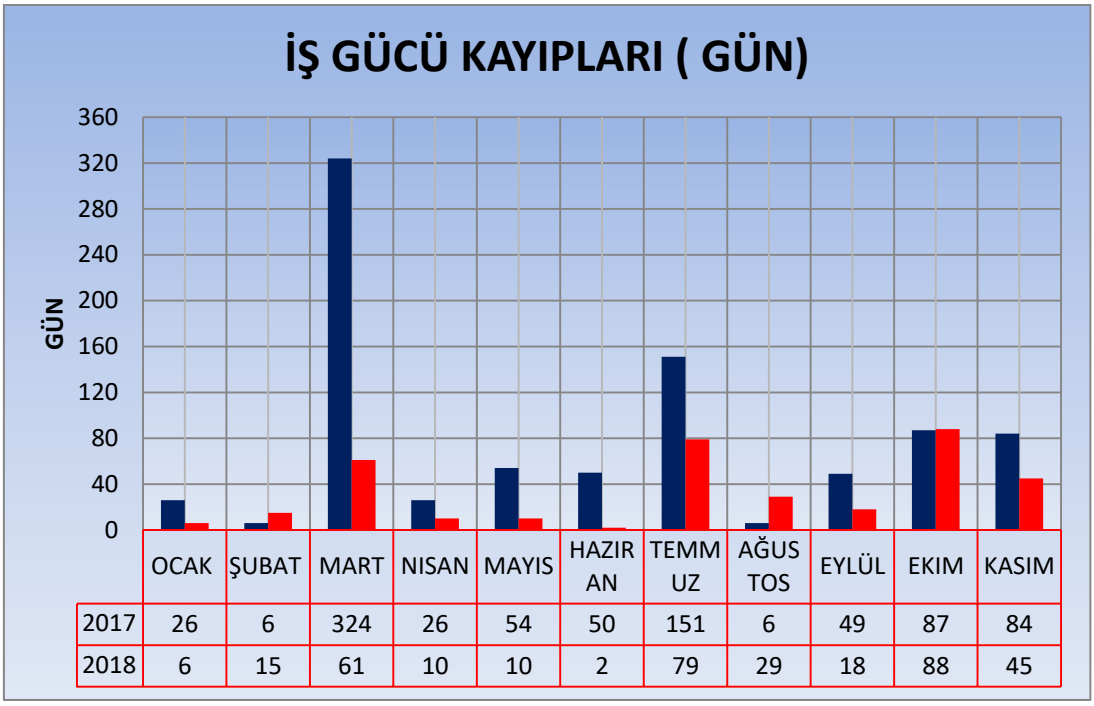
Çizelge 4. Kaza istatistikleri

	Yevmiye	Kaza Sayısı	Kayıp iş günü
2017	16585	56	626
2018	15743	27	260

Şekil 14a. Kaza istatistikleri

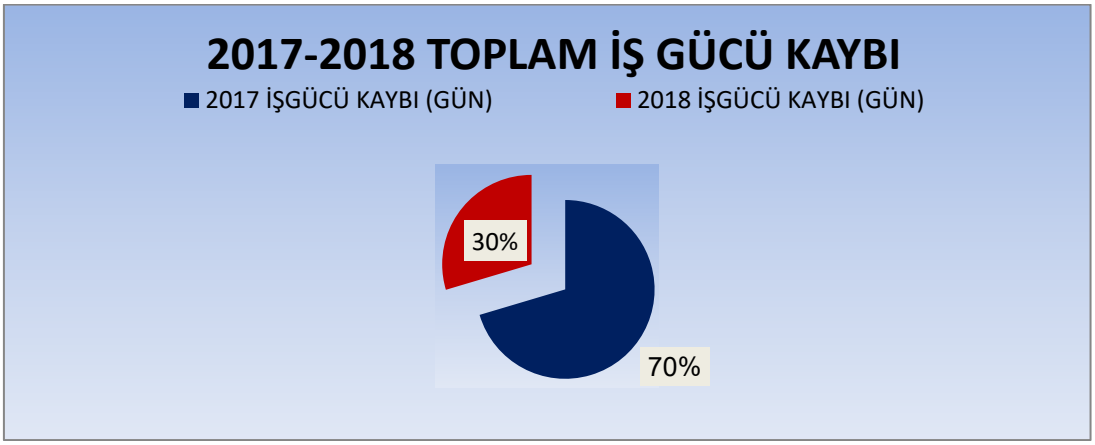


Şekil 14b. Kaza istatistikleri



	OCAK	ŞUBAT	MART	NISAN	MAYIS	HAZIRAN	TEMMUZ	AĞUSTOS	EYLÜL	EKIM	KASIM
2017	26	6	324	26	54	50	151	6	49	87	84
2018	6	15	61	10	10	2	79	29	18	88	45

Şekil 14c. Kaza istatistikleri



Şekil 14d. Kaza istatistikleri

SONUÇ VE ÖNERİLER

Zonguldak taşkömürü havzasındaki teknolojik gelişme bünyesindeki yapısal jeolojisi ve teknotik gelişiminin ileri düzeyde olması sebebiyle kömür üretimindeki teknolojik gelişme akımının dışında kalmış ve gelişme gösterememiştir.

Havza için Kömür madenciliğinde teknolojik gelişmede öncelikli hedef üretimi arttırmaya yönelmekten çok, teknolojik gelişmenin maliyet azaltıcı bir etken olarak düşünülerek kömür üretim maliyetlerinin belli sınırlar içinde tutulabilmesinde fayda sağlayacaktır. Üretim artışı doğal olarak kendiliğinden gerçekleşecektir.

Uygulama örneği verileri ışığında teknolojik gelişmenin üretim yöntemine yansıtılması, çalışma sisteminin değişmesine yönelik köklü bir gelişme sağlanma çabası ile öncelikle iş güvenliğinin ön plana çıkararak kaza sayısının ve buna bağlı olarak iş gücü kaybının düşürülmesi son yıllarda kurum bünyesi

içerisinde iş güvenliğini sağlamaya yönelik önlemlerin sürdürüldüğü görülmektedir. Bu çerçevede kullanılan araç, gereç ve yöntemlerdeki iyileştirmeler, kaza olasılığı ve yaşamsal risklerin azalacağı gerçektir.

Ahşap tahkimat malzemesinin sarf malzeme olarak kömür üretim maliyetindeki etkisi düşünüldüğünde üretim maliyetini düşürücü etkenler arasında görülebilmektedir.

Havzada geçmişten beri verimli damarlarda çalışmak işletmecinin doğal olarak tercih sebebi olmuştur. Burada verimden kasıt; kalın, eğimi düşük ve jeolojik yapısında zorluk olmayan damarlar olarak nitelendirilebilir. İş güveliği açısından risk değerlendirmesinde eğimi sebebi ile yüksek risk taşıyan ve "Risklerin elimine edilememesinden" dolayı klasik arka göçertmeli uzun ayak üretim yöntemi ile çalışılamamış panolar halen mevcuttur. Hal böyleyken dik damar mekanizasyonu bu noktada alternatif bir çalışma şekli olarak değerlendirilerek yeni çalışılabilir rezervlerin 4-5 milyon ton olarak ülke ekonomisine katkısı söz konusu olacaktır.

Teknotizmaya uğramış eğimi yüksek sahalarda klasik ahşap tahkimat ile arka göçertmeli üretim yöntemi uygulanamamasından ve karatumba veya toplama bacalarla üretim yöntemleri de rezerv kayıplarına yol açacağından ötürü çalışılamamış ya da çalışma termininde zaman olarak ileriye atılmış sahalara Gelik kuzey panoları örnek olarak verilebilir. Gelik kuzey panoları yerine güney panoları daha derin kotlara kadar çalışılmış. Sonuç olarak halen çalışma derinliği kuzeyde düşük iken güney kanadında daha derin çalışma noktaları mevcuttur. Bunun olumsuz getirisi çok katta çalışma sahası oluşmasıdır. Halen işletmede -150, -260, -360 , -460 katlarında çalışma sahaları mevcuttur. Çok katlı çalışmanın dezavantajları yüksek metrajlı ocak açıklığı ve bu ocak açıklığını ayakta tutma zorunluluğu tamir tarama havalandırma nakliyat sorunlarını da beraberinde getirerek ilave maliyet oluşturmaktadır. Bu durum çalışma alanında konsantrasyona gidilmesine engel teşkil etmektedir. Yapısal jeolojisi düzenli olmayan sahlarda Dik damar mekanizasyon çalışma şekli ile bahsi geçen alanlarda çalışma hızını arttırarak müessesede konsantrasyon mümkün hale gelecektir.

Jeolojik yapıdan kaynaklanan zorluklar nedeniyle yeraltı madenciliğinde, teknolojinin kullanımında güçlükler yaşanmakta olduğu ve düzensiz cevherleşmenin otomasyona geçişi engellediği düşünülmekle birlikte günümüzde gelişen teknolojilerle, bu zorluklara karşın ocaklar daha modernize hale getirilmesi 21. Yüzyılda gerekliliktir.

KAYNAKLAR

İmre, E. (1971) Kapalı Kömür Madeni İşletmeciliğinde Teknolojik Gelişme. Bilimsel Madencilik Dergisi Sayı: 1 Cilt: 10 Ay:01 Maden Mühendisleri Odası Ankara

Ahıska, T (1987). Uzunayaklarda Yürüyen Tahkimat Sistemlerinin Gelişmesi Ve Dizayn Karakteristikleri. Madencilik dergisi Haziran Maden Mühendisleri Odası Ankara

Akçın, N. A.KEL, K. (1999). Zonguldak Kömür Havzası'nda Klasik Üretim Yöntemlerine Alternatif Olarak Denenmekte Olan Yöntemler. Türkiye'de Kömür Politikaları ve Temiz Kömür Teknolojileri Sempozyumu Bildiriler Kitabı, TMMOB Kimya ve Maden Mühendisleri Odaları, Ankara

Yamudi, C. (2000) Cardox Kazı Sisteminin TTK Kozlu Ocaklarında Kullanımının Araştırılması Zonguldak Karaelmas Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Lisans Tezi Zonguldak

Tatar, Ç . (2016) Türkiye'de Maden Makinaları Kullanımı. Yer Altı Kaynakları Dergisi Ocak 2016

Karaküp, F. Akçın, N. A. (2018) Amasra Dik Damar Mekanizasyon Sisteminin Tanıtımı ve Zonguldak Havzasında Uygulanabilirliği. Türkiye 21. Uluslararası Kömür Kongresi "ICCET 2018" Bildiriler Kitabı, 11–13 Nisan 2018, syf. 57 Zonguldak, Türkiye

Kibaroğlu, K. (2018) Kişisel görüşme Maden Mühendisi Türkiye Taşkömürü Kurumu Zonguldak

Tank, B. (2018) Kişisel görüşme Makina Mühendisi Türkiye Taşkömürü Kurumu Zonguldak

TÜRKİYE KÖMÜR HAVZALARINDAKİ MADENCİLİK ÇALIŞMALARINDA YÖNETİM STRATEJİLERİNİN ELEŞTİRİLMESİ

CRITICS OF THE MANAGEMENT STRATEGIES IN COALFIELDS OF TURKEY

V. Didari [1,] *, N.A. Akçın [2]

[1] *Emekli Maden Y.Müh.*
(Sorumlu yazar: vedatdidari@hotmail.com)*
[2] *Zonguldak Bülent Ecevit Üniversitesi, Maden Müh. Bölümü*

ÖZET

Genel olarak "havza"nın tanımı yapılarak ilgili mevzuattaki gelişimin özetlenmesini takiben; havzalarımızda sürdürülen madencilik çalışmalarıyla ilgili aşağıdaki konular tartışılmaktadır:

1.Havzalar, madenciliğin ve "Havza Madenciliği"nin temel ilkelerine göre yönetilmemektedir.
2.Çeşitli biçimlerde devredilen sahalarda çalışan işletmeci firmalar önemli konularda T.T.K.,T.K.İ. ve MİGEM tarafından zorlanmamaktadırlar.
3.Yürürlükte olan mevzuatta, kazaların faciaya dönmesi ile doğrudan ilgili olan hususlarda yetersizlikler bulunmaktadır.

Sonuçta çözüm önerileri verilmektedir.

Anahtar Sözcükler: Kömür Havzalarında Madencilik, Kömür Madenciliği, Kömür Ocaklarında Yönetim

ABSTRACT

A general description of "basin" and a summary of the improvements in the regulations related to basins are being made. Following topics related to the mining activities in our coalfields are being discussed:

1. Coalfields are not managed in accordance with the basic mining principles.
2. Mining companies responsible in the areas transferred by state-owned enterprises are not being forced neither by these enterprises nor other governmental organizations in vital subjects.
3. There is insufficiency in current regulations directly related to the prevention of the accidents to turn to disasters.

Finally, recommendations for the solution of these problems are being made.

Keywords: "Mining in Coalfields", "Coal Mining", "Management in Coal Mines"

GİRİŞ

Havza kavramı çeşitli şekillerde tanımlanmıştır. Bunun sebebi havzaların çeşitli yapılarda olmasıdır. Havza aslında bir bölgedir. Diğer bir ifade ile havzalar kendi içerisinde bir bütün olan doğal ünitelerdir. Bu nedenle havzalar bir planlama ünitesi de olabilir. Keza, havza sınırları diğer bölge türlerinde olduğu gibi kısa zamanda değişime uğramaz. Havza, sadece coğrafyacılar tarafından değil, diğer alanlarda çalışan araştırmacılar tarafından da ele alınmaktadır (Geographica, 2017).

Havza sadece fiziki manada kullanılmamaktadır. Bir bölgenin kullanım amacına bağlı olarak kömür havzaları, maden havzaları, tarım havzaları, su havzaları, petrol-doğalgaz havzaları da bulunmaktadır. Ya da kültür havzası, medeniyetler havzası gibi beşeri anlamlarda da kullanılmaktadır.

Madenlerin belirli bölgelerde bulunması, bunların bütün bölgeyi kapsayan bir proje dahilinde aranmasını, işletilmesini ve entegre sanayi tesislerinde değerlendirilmesini zorunlu kılmaktadır. Bunu sağlamanın yolu master bir havza planlaması ile;

1. Havzalardaki maden aramalarının tek elden yürütülmesi
2. Havzanın bütünlüğünün bozulmaması
3. Havzaların bir bütün halinde işletilmesi
4. Havza madenciliğine uygun entegre tesisler/yapılar kurulmasıdır.

Özellikle havza bazında yapılan kömür madenciliğinin doğrudan yüksek istihdam yaratma kapasitesinin yanında, diğer bölgesel sanayileri de geliştirmek suretiyle dolaylı istihdam yaratma özelliği de bulunmaktadır. Büyük ölçekli kömür madenleri, bulundukları bölgeler için her zaman son derece önemli gelir kaynaklarını oluşturmaktadır (Tamzok, 2016). Yerli kömür kaynaklarından elektrik üretiminde yararlanmada geçmiş dönemlerde yapılan hataların tekrarlanması ve “Havza Planlaması”na dayanmayan anlayışlarda ısrar edilmesi; kaynak kayıplarına, verimsizliğe, iş güvenliği ve çevre sorunlarına yol açacaktır.

Kömür havzaları içerisindeki sahaların; yapay olarak yaratılmış parçalar halinde, kurumsallaşmamış, sermaye yapıları güçsüz bir takım firmalara işlettirilme düşüncesi, telafisi mümkün olmayan kayıplara neden olmaktadır. Böylesi bir işletmecilik tercihi, yukarıda değinilen bütünsel planlama anlayışıyla elde edilecek toplumsal yararın oluşumunu ve sürdürülebilir bir doğal kaynaklar yönetimini engellemektedir (Tamzok, 2016).

Dünyada ve ülkemizde önemli kömür havzaları bulunmaktadır. Almanya’da Ruhr, İngiltere’de Selby, Fransa’da Alsace Lorraine ve Ukrayna’da Donetz / Kuzbas Havzaları en bilinen kömür havzalarıdır. Ülkemizde de; başta Zonguldak Havzası olmak üzere Soma - Eynez, Konya Ermenek-Karapınar, Muğla Yatağan, Sivas Kangal, Trakya, Beypazarı-Çayırhan, Kütahya Tunçbilek, Afşin-Elbistan, Balıkesir-Bursa vb. kömür havzaları ilk akla gelenlerdir.

Havzaların güçlü kamu kurumlarınca tek elden çalıştırılması politikasının terk edilmesiyle havzalarda ruhsat sahibi kurumlar (TTK-Türkiye Taşkömürü Kurumu-, TKİ-Türkiye Kömür İşletmeleri, EÜAŞ-Elektrik Üretim A.Ş.) yeni politikalara uyum sağlamakta zorlanmışlar ve önemli yanlışlara düşmüşlerdir. Bu kurumlar, madencilik tekniğine uygun bir havza planlaması yapmadan, sahaları (çoğunlukla sadece büyük fayları baz alarak) parsellemekte ve bu parselleri firmalara rödevansla (veya hizmet alımı vd. usullerle) işlettirmektedirler.

On yılların politikası ile ve tüm denetim mekanizmasını oluşturan kurumların onayıyla/ihmaliyle adım adım oluşan ocak iskeletleri maden kazalarının faciaya dönüşmesinde etkili olmaktadır.

Bu sahalardaki maden ocakları, işletmecileri büyük risklere sokacak şekilde (merkezden çevreye doğru açılarak) gelişmekte ve sözleşmeler genellikle çalışılan sahalara yatay ve/veya düşey olarak eklenen küçük parsellerle yenilenmektedir. Gelişmelerin ne yönde olacağını, sözleşmelerin sürüp sürmeyeceğini öngöremeyen işletmeciler, arama işlerine gereken özeni göstermemekte, gerekli yatırım kararlarını zamanında alamamaktadırlar.

Bu bildiride, maden mevzuatımızda havza kavramının yeri vurgulandıktan sonra havzalarda yürütülen madencilik çalışmalarının daha ekonomik ve daha güvenli olarak yürütülmesine katkı koyacak eleştiriler ve tartışmalar yapılmaktadır.

HAVZALARI İLGİLENDİREN MEVZUATIN GEÇMİŞİ VE BUGÜNÜ

Havza kavramı, kömür madenciliğimize ilk kez 1848 yılında Zonguldak (Ereğli) Kömür Havzasında üretime başlanmasıyla girmiştir. 1865 yılında yürürlüğe konulan Dilaver Paşa Nizamnamesi ile havzadaki madencilik faaliyetlerine bir çeki düzen verilmeye çalışılmıştır. Havzada çeşitli dönemlerde farklı şirket ve kişiler tarafından üretim faaliyetleri yürütülmüştür. 30.5.1940 gün ve 3867 sayılı Yasayla Ereğli Kömür Havzası'ndaki ocakların devlet tarafından işletilmesi kararlaştırılmıştır. Diğer yabancı sermayeli şirketlerle yerli madenciler ve bankaların elindeki ocaklar da 30.5.1940 gün ve 3867 sayılı Ereğli Kömür Havzasındaki Ocakların Devletçe İşlettirilmesi Hakkında Kanun ("Füzyon Kanunu") uyarınca ve İcra Vekilleri Heyetinin 15.10.1940 gün ve 2/14547 sayılı kararnamesine göre, 1940 yılı Aralık ayı başından itibaren devlet tarafından satın alınmıştır. 3867 sayılı yasa ile havzanın sınırları çizilmiştir.

3213 sayılı Maden Kanunu'nun kapsamı dışında olan Zonguldak Havzası; kurumca işletilmesi ekonomik olmayan rezervlerin ekonomiye kazandırılması amacıyla rödevans uygulamalarının önünü açmak ve yasal bir zemine sokmak için Maden Kanunu ve Bazı Kanunlarda Değişiklik Yapılmasına İlişkin Kanun'la (5177 sayılı Kanun) 2004 yılında Maden Kanunu kapsamına alınmıştır. Maden Kanunu Ek-1. Maddesine **"3867 sayılı Ereğli Kömür Havzasındaki Ocakların Devletçe İşlettirilmesi Hakkında Kanun ile Devletçe işlettirilmesi kararlaştırılan Ereğli Kömür Havzasındaki madencilik faaliyetleri bu Kanun hükümlerine tâbidir."** ibaresi getirilmiştir. Ayrıca; **"Sınırları Bakanlar Kurulu kararı ile belirlenen Ereğli Kömür Havzasındaki taşkömürlerini işletmeye ve hukuku uhdesinde kalmak şartıyla işlettirmeye Türkiye Taşkömürü Kurumu yetkilidir**." ibaresi bir fıkra olarak eklenmiştir. 07.09.1968 tarih ve 6/10692 sayılı kararname ile Zonguldak Taşkömürü Havzası'nın imtiyaz alanı karada ve denizde olmak üzere 13 350 km^2 (TEZKERE-İ SAMİYE sınırları) olarak belirlenmiştir. Daha sonraki yıllarda yapılan düzenlemelerden sonra havzanın alanı 6 885 km^2'ye indirilmiştir.

Bu değişiklikten sonra Zonguldak Havzasında 1988 yılından buyana uygulanmakta olan rödevans sisteminin önü açılmıştır. Ayrıca, taksirle ruhsat alanının dışında kalan sahalar başka madenler için açık hale gelmiştir. Rödevans uygulamasına geçişteki en önemli gerekçelerden birisi de Zonguldak Havzasında uzun bir süreçten beri devam eden kaçak kömür işletmeciliğini engellemek ve yeni açılacak ocaklarla ilave istihdam yaratmak olarak benimsenmiştir. 2016 Ekim sonu itibariyle 20 küçük ölçekli ve 3 büyük ölçekli olmak üzere toplam 23 taşkömürü sahası, 3 kuvars kumu sahası, 1 boksit sahası ve 1 kil Sahası olmak üzere toplam olarak 28 saha rödevans yoluyla özel sektör işletmeciliğine verilmiş bulunmaktadır.

Havzadaki rödevans uygulamalarından beklenen faydalar hiçbir zaman sağlanamamıştır. Havza bütünlüğü açısından ruhsat sahibi olan TTK'nın rödevans uygulanacak sahalar için işletme projesi hazırlayıp bu projenin uygulanması için ihaleye çıkması ve uygulamayı denetlemesi bir çözüm seçeneği olarak ileri sürülebilir.

4 Haziran 2016 tarihinde 6719 sayılı yasa ile 3213 sayılı Maden Kanununa eklenen Ek-12. Maddeyle **"Bu Kanun uyarınca kamu kurum ve kuruluşlarına ait IV. Grup (b) bendi madenlere ilişkin ruhsatlar, rezerv kaybına sebep olmayacak şekilde, elektrik üretimine yönelik olmak üzere Bakanlık onayı ile ayrı ruhsatlara bağlanabilir"** hükmü getirilmiştir. Bu değişikliğin gerekçesi olarak; "Mevcut kömür madenleri ruhsatlarının teknik ve ekonomik sebeplerden dolayı daha verimli elektrik üretimi tesisi kurulabilmesi amacıyla bölünmesinin mer'i mevzuatta mümkün olmaması gösterilmiştir. Bu durum birçok ruhsat alanının etkin olarak kullanımını kısıtlamaktadır. Ülkemiz kömür madenlerinin kalite açısından ancak yerinde elektrik üretimi amacıyla kullanılabileceği dikkate alındığında bir kısım ruhsatların ancak bölünerek yatırımcıya uygun koşullarda devredilmesi mümkündür. Büyük sahaların rezerv kaybına neden olmadan elektrik üretimine yönelik bölünmesi ve farklı sektörlerde kömür üretilmesiyle, herhangi bir ruhsat bölgesinde sorun yaşansa bile diğer ruhsatlarda çalışma ve kömür üretimi devam edecektir." görüşü ileri sürülmüştür.

Maden Kanununda yapılan bu değişiklikle kömür havzalarının ve ruhsatların bölünebilmesinin ve bölünen sahaların enerji üretiminde kullanılması koşuluyla imtiyaz sözleşmesi ile özel şirketlere verilmesinin yolu açılmıştır. Dönemin Enerji Bakanı 3 Haziranda TBMM'de TTK ile ilgili yaptığı açıklamada **"Bu değişiklikten sonra ilk etapta Karadon ve Amasra Müesseselerinin ruhsatlarının bölünerek termik santral kurmak koşuluyla imtiyaz sözleşmesi ile özel sektöre devredilebileceğini"** üzerine basa basa söylemiştir. Nitekim; Başbakanlık Özelleştirme İdaresi Başkanlığı'ndan TTK'ya gönderilen 16 Haziran 2016 tarihli bir yazı ile TTK Karadon Taşkömürü İşletme Müessesesi'nin özelleştirme kapsamına alındığı ve bu müessese ile ilgili bilgilerin başkanlığa gönderilmesi istenmiştir. İstenen belgeler TTK tarafından hazırlanıp başkanlığa gönderilmiştir. Bu süreçte başta Genel Maden İşçileri Sendikası (GMİS), Maden Mühendisleri Odası ve diğer meslek örgütlerinin bu uygulamaya şiddetle karşı çıkmaları sonucunda bu konuda herhangi bir gelişme olmamıştır.

18 Mayıs 2017 tarihinde kabul edilen 7020 sayılı Bazı Alacakların Yeniden Yapılandırılması İle Bazı Kanunlarda ve Bir Kanun Hükmünde Kararnamede Değişiklik Yapılmasına Dair Kanun'la 3213 sayılı Maden Kanununun 29. Maddesinin son fıkrası değiştirilmiş ve bu maddeye ek fıkralar eklenmiştir. Yapılan değişiklik ve eklemelerle; birbirine bitişik veya yakın maden sahalarında, yapılan üretimin çevresel etkileri, şehirleşme, işletme güvenliği, rezervin verimli işletilmesi ve benzeri sebeplerden dolayı; yapılacak proje ve planlama çerçevesinde maden bölgelerinin ilan edilmesinin ve maden bölgesindeki ruhsatların bir veya birden fazla ruhsatta birleştirilmesinin yolu açılmıştır. 23 Mayıs 2018 tarih ve 30429 sayılı Resmi Gazete'de yayımlanan **"Maden Bölgelerine ve Ruhsatların Taşınmasına İlişkin Yönetmelik"**le uygulamanın esasları ortaya konmuştur.

Kanun koyucu bu değişikliğin gerekçesini "Maden bölgesindeki ruhsatların tüzel kişiliği haiz bir şirkette birleştirilmesi için mevcut ruhsat sahiplerine öncelik verilmesine, belirlenen alandaki toplam rezervin en az yarısına tekabül eden ruhsat sahiplerinin talebi halinde ruhsatların birleştirilebilmesine, şehirleşme ve çevresel etkiler de dikkate alınarak şehrin içinde kalan kum, çakıl ve kırmataş ocaklarının faaliyetlerine yönelik bir düzenleme…" olarak belirtmiştir.

Bu kanunla maden ruhsatlarının kısıtlanması, birleştirilmesi, taşınması, iptali ve ihale edilmesiyle, maden bölgelerinin oluşturulması, bu bölgelerde komisyon kurulması ve rödevans sözleşmeleriyle ilgili önemli hükümler getirilmiştir (Topaloğlu 2017). Topaloğlu; 7020 sayılı Kanunla yapılan değişikliğin ruhsat iptali yaptırımının, birleşmeyi sağlamak için silah olarak kullanılabileceğini ileri sürmüş ve 3213 sayılı Maden Kanununda çok sayıda olan ruhsat iptallerinin nedenlerine bu değişiklikle üç adet daha iptal nedeninin eklendiğini ve ruhsat güvencesini iyice azaltan bir yöne doğru gidildiğini belirtmiştir.

7020 sayılı Kanuna göre maden bölgelerinde rödevans sözleşmesi yapılması yasaklanmış ve bu bölgelerde mevcut rödevans sözleşmelerinin de iptal edileceği hükme bağlanmıştır.

Yasa değişikliğini farklı görüş açılarıyla değerlendirmek olanaklıdır. Teknik olarak değerlendirildiğinde ilk etapta maden havzalarının bir bütün halinde ele alınması ve işletilmesinin yolunun açıldığı söylenebilir. Diğer yandan; maden bölgesi komisyonu marifetiyle ruhsat güvencelerinin ortadan kalkması ihtimali göz önünde bulundurulduğunda madencilik sektörüne yatırım yapacak yatırımcıların ek risk almaları gerekecek olup küçük ölçekli ruhsat sahalarında madencilik yapanların sektör dışına itilmesi olasılığı artacaktır.

Bir yandan Havza Madenciliğini esas alan bir değişiklikten söz ederken bu süreçte maden kanununda bir değişiklik daha yapılmıştır. Bu değişikliğin gerekçesi şu şekilde açıklanmaktadır: "3213 sayılı Maden Kanununun Ek 1 inci maddesinde değişiklik yapılmak suretiyle Türkiye Taşkömürü Kurumu ile Türkiye Kömür İşletmeleri uhdelerinde bulunan maden ruhsatlarını işletmeye, işlettirmeye ve bunları bölerek yeni ruhsat talep etmeye yetkili kılınmaktadır. Böylelikle, atıl vaziyetteki sahaların ekonomik, güvenli ve rantabl şekilde değerlendirilmesine olanak sağlanmaktadır. Ayrıca rödevans süreleri kısıtlı olduğundan dolayı iş sağlığı ve güvenliğine yönelik uzun vadeli modern teknolojiye uygun yatırımlar

yapılamamaktadır. Düzenleme ile belirtilen gerekçelere göre uzun vadeli yatırım yapılabilmesinin önü açılmaktadır" şeklinde belirtilmiştir.

28 Kasım 2017 tarihinde Bazı Vergi Kanunları İle Diğer Bazı Kanunlarda Değişiklik Yapılmasına Dair 7061 sayılı Kanun'la 3213 sayılı Kanunun ek 1 inci maddesinin üçüncü fıkrası aşağıdaki şekilde değiştirilmiştir: **"Türkiye Taşkömürü Kurumu ile Türkiye Kömür İşletmeleri, uhdelerinde bulunan maden ruhsatlarını işletmeye, işlettirmeye, bunları bölerek yeni ruhsat talep etmeye ve bu ruhsatları ihale etmeye yetkilidir. Ancak, Türkiye Taşkömürü Kurumunun halen kendisi tarafından doğrudan işletilen işletme izin alanlarında oluşturulacak ruhsatlar bu madde kapsamında ihale edilemez."**

Bu değişiklikten sonra Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı TTK ve TKİ'ye ait 5 sahanın ruhsat devri suretiyle işletme hakkının verilmesi şeklinde kapalı teklif alma ve açık artırma yoluyla ihale edilmesi için hazırlıklara başlamıştır. 2018 yılı içinde TTK'nın ve TKİ'nin birer sahası ihale edilmiştir. Bu tür ihalelere yalnız tüzel kişiler ile ortak girişim grupları katılabilmektedir. Gerçek kişiler ise en az bir tüzel kişinin bulunduğu ortak girişim grubunda üye olarak yer alabilmektedir.

Diğer yandan Kamu Denetçiliği Kurumu (Ombudsmanlık) tarafından Soma Maden Kazasından hareketle hazırlanan "**Kömür Madenciliğinde İş Sağlığı ve Güvenliği Özel Raporu"** nun içeriğinde ve öneriler kısmında havza madenciliğine vurgu yapılmıştır (KDK, 2014).

Bu raporun Tespitler ve Öneriler bölümünün 16. Maddesinde "Milli servetimiz olan madenlerin gerçek potansiyelini değerlendirmeden, aynı havzada birden fazla işletme eli ile sürdürülen faaliyetler, hem kısa vadeli sözleşmelerle işin yürütümünü üzerine alan işverenlerin, iş sağlığı ve güvenliği konusunda gereken maliyetleri üstlenmemesi sonucunu doğurarak iş ve işçi güvenliğini tehlikeye sokmakta, hem de ölçek ekonomisi çerçevesinde üretim kayıplarına neden olmaktadır." tespiti yapılmıştır.

Bu tespite karşılık **"Bu itibarla, tüm kömür rezervlerimiz için sürdürülebilirlik ilkesi ile iş sağlığı ve güvenliğinin temini için bir havza madenciliği planı hazırlanarak, bu planın konunun tüm taraflarınca birlikte değerlendirilmesi sonrasında uygulamaya geçilmesi gerekmektedir"** önerisi yapılmıştır.

Aynı bölümün 17. Maddesinde de "Saha sınırlarının tam olarak belirlenmeden üretim projesi hazırlanması, iş sağlığı ve güvenliği yönünden sorunlara neden olmaktadır. Bu nedenle madenleri işletmeye başlamadan önce, işletme sırasında ve sonrasında farklı mühendislik kollarını da kapsayacak şekilde her türlü etüt çalışması yapılmalı, sorunlar bütüncül bir yaklaşımla analiz edilmelidir. Dolayısıyla, kömür havzaları bir bütün olarak değerlendirilmeli, havalandırma, nakliyat, iş sağlığı ve güvenliği yatırımları havza bütünü ele alınarak projelendirilmelidir" tespiti yapılmıştır.

Bu tespite karşılık da; **"Aynı havzada farklı işletmelerin, değişik ya da aynı zamanda yaptıkları planlama ve üretimi birbirlerinden bağımsız, habersiz, birbirlerini olumsuz etkileyebilecek şekilde yerine getirmelerine meydan verilmemelidir. Bu doğrultuda, madencilik sektöründeki tüm aktörlerin özellikle sektörün gelişmesi için gerekli her türlü bilgiyi üretmek ve altyapı hizmetlerini sunmak ile görevli araştırmacı bir kuruluş olan MTA ile maden arama ve işletme ruhsatları ile iznini veren MİGEM'in sürekli ve birebir iş birliğini mümkün kılacak bir sistem geliştirmeleri ve bir an önce bu sistemi hayata geçirmeleri gerekmektedir."** önerisi yapılmıştır.

Bu raporda rödevans ve hizmet alımı yoluyla yapılan madencilik faaliyetleri için de tespitler yapılmıştır. Tespitte **"Maden kazalarının çoğunun rödövans veya hizmet alımı şeklinde özel sektörün işlettiği maden ocaklarında meydana gelmiş olduğu, bu usullerin gerek işçiler gerekse madenlerin verimliliği açısından sektörde yarattığı olumsuz etkiler bir arada düşünüldüğünde, ismi ne olursa olsun hizmet alımı, rödövans olarak belirlenen ancak özünde taşeronluk vasfı taşıyan bu tür uygulamaların**

kaldırılarak, madenlerde sadece ruhsat sahiplerinin çalışabileceği şekilde bir yasal düzenlemeye gidilmesi ve böylelikle madencilik sektörünün revize edilmesi gerekmektedir" denilerek uygulamalardaki yanlışlıklar can alıcı şekilde vurgulanmıştır.

Maden Mühendisleri Odası maden bölgeleri oluşturulması ile ilgili yasa değişikliği konusundaki görüşünü bir basın bildirisi ile; 25 Mayıs 2017 tarihinde kamuoyuyla paylaşmıştır (MMO, 2017). Basın bildirisinde; "Soma faciası sonrası gündeme taşınan "havza madenciliği" eksik ve yetersiz olsa da 6592 sayılı yasayla dile getirilmiş olmasına rağmen bu düzenlemenin üzerinden bir buçuk yıl geçmeden yürürlüğe giren yeni yasa ile kömür madenlerinde ruhsatların bölünerek ayrı ruhsatlara bağlanması suretiyle havza madenciliğinin ortadan kaldırıldığı" vurgulanmıştır. Sonuç olarak, 3213 sayılı Maden Kanunun 29. maddesinde yapılan değişikliğin yaşama geçirilmemesi gerektiği tespiti yapılmıştır.

HAVZALARDA YÜRÜTÜLEN MADENCİLİK ÇALIŞMALARINDAKİ TEMEL SORUNLAR

Her ne kadar son yıllarda mevzuatta bir derlenme toparlanma çabası göze çarpmakta ise de; havzalardaki çalışmalarda bakanlıklardan, kurumlardan ve işletmecilerden kaynaklanan önemli uygulama hataları ve eksiklikler söz konusudur. Bunlar aşağıdaki gibi sıralanabilirler.

Madenciliğin ve "Havza Madenciliği"nin Temel İlkelerine Uyulmaması

Havzaların TTK ve TKİ tarafından (tek elden) yapılmış, çevreden merkeze (dönümlü) ve yukarıdan aşağıya çalışmayı, yatay (en az katta çalışma) ve dikey (en az sayıda ayakla çalışma) konsantrasyonu esas alan bir genel planlaması (master plan) bulunmamaktadır. Özelleştirme, rödevansla kiralama, hizmet alımı ve/veya bazı özel işlerin hizmet alımı yoluyla taşerona devri, bu genel plana göre yapılmalı ve hatta sahalar projeleri kurumların deneyimli teknik elemanları tarafından yapıldıktan sonra parsellenerek ihale edilmelidir. Böylece; havzalarda rödevansla çalışan firmalar kesin sahalarını ve hedeflerini bilerek ve ona göre yatırım ve termin planlaması yaparak çalışabilirler. Madencilik faaliyetleri sürerken firmalara tahsis edilen sahaların haklı/haksız taleplerle yatay ve düşey koordinatlarında yapılan değişmeler ve ocak alt yapısını bu değişimlere uyumlu duruma getirme çabaları genelde riskli durumlara yol açmaktadır. Bu eklenen parsellere yönelik bağımsız bir ocak iskeleti oluşturmak ekonomik olarak mümkün olmayacağından; işletmenin merkezinde yer alan ve üretim yapılmış eski sahaların içine düşmekte olan ana servis açıklıklarının eklenen yeni üretim sektörlerine de havalandırma ve nakliyat hizmetini verecekleri şekilde projeler yapılmakta ve sahanın sahibi kurum ile MİGEM (Maden İşleri Genel Müdürlüğü) tarafından bu projeler onaylanmaktadır.

Sonuçta, önceki çalışmaların sonucu olan göçükler ve tasman nedeniyle dinamik yüklerin etkisinde kalan bölge, ocağın merkezi haline gelmekte ve ana hava giriş çıkış noktaları ile çalışan yeni üretim panoları arasında kalmaktadır. Başka bir deyişle; sürekli bir risk durumu bulunmaktadır (örneğin; bu bölgede bir yangın çıksa veya bir su baskını oluşsa ocağın uzak noktalarındaki üretim panolarında çalışan ve bu yolları kullanmak zorunda kalan işçilerin ocağı boşaltması sorunlu olabilecektir). Bu bölgelerdeki kızışmaların denetimi, açıklıkların tamir ve bakımı da işletmelere önemli külfetler yüklemektedir.

Keza, komşu parseller hatta belli bir derinliğin altı ve üstü farklı işletmelere verilebildiği gibi aynı ocaktaki farklı işlerde farklı taşeronlar yüklenici olabilmektedirler. Kömür madenciliği söz konusu olduğunda bu tür çalışmaların yürütümünde ve denetiminde büyük risklerin bulunduğu açıktır.

TTK, TKİ ve MİGEM Tarafından Yapılan Denetimlerin Yetersizliği

Ruhsat sahibi kurum ile proje denetiminden sorumlu kurum tarafından; ocakların teknik altyapısını oluşturan nakliyat ve havalandırma tasarımlarının, bunlarla ilgili revizyonların uygun olmaması ve / veya hazırlıkların zamanında yaşama geçirilememesi halinde; üretim yapılmasına izin verilmemelidir.

Riskli/eksik alt yapılarla üretim, iş sağlığı ve güvenliği konularında büyük riskler doğurabilmektedir. Havzayı paylaşan komşu işletmelerdeki çalışmaların koordinasyonu da özen gösterilmesi gereken bir konudur.

Yürürlükte Olan Mevzuatta Afetlerin Önlenmesine Yönelik Konularda Yetersizlikler

Felaketlerin ardından çeşitli birimlerce çok değerli durum tespitleri yapılmış ve mevzuattaki yetersizliklerin bir anlamda felaketlerin başlıca nedenlerinden biri olduğu vurgulanmıştır. Özellikle; mevzuatta en son yapılan değişiklerde kanun yapıcıların da süregelen yanlışlıkların farkında olduklarını görmek sevindirici bir gelişme olmuştur.

Genel olarak, madencilik endüstrisindeki iş sağlığı ve iş güvenliğini düzenleyen mevzuattaki eksiklerin giderilmesi ve hataların / yanlışların düzeltilmesi için sektör temsilcilerinin bir araya gelmesiyle belirlenecek bir yöntemle kurulacak komisyon(lar)a ve yoğun bir çalışmaya gereksinim varken bu yönde bir adım atılmamış, mevcut kurumların üreteceği tekil / günlük çözümlerle yetinilmiştir. Mevzuatımızdaki bazı önemli yetersizlikler henüz giderilememiştir. Örneğin;

Acil durumlarda kaçış yollarının düzenlenmesi ile ilgili hükümlerde ve sensör tipleri, sayıları ve konumlarında basitlik ve açıklık bulunmamaktadır. İşletmecilerden gelen yaşam / kaçış hatları vb. uygulamalarla ilgili soruları deneyimli akademisyenler bile yanıtlayamamaktadır (maalesef, kömür madenlerinde yaşam odaları tartışmaları da hâlen sürmektedir).

Damarların gaz içeriğinin ve kendiliğinden yanmaya yatkınlığının bilimsel olarak ölçülmesinde ve kişisel koruyucuların kullanımında zorunluluk vurgusu yetersizdir. Maden işletmecileri özellikle damarların gaz içeriği ve kendiliğinden yanma özellikleri konularındaki maddelerin amacını kavrayamamakta ancak gereğini eksik / yanlış yerine getirmektedirler. Ama bu eksik/yanlış işlemler, ironik biçimde mevzuata uygun olmaktadır.

Büyük facialarn temelinde yatan seri, hava giriş ve çıkışlarının aynı yola bağlanması (küldösak) vb. riskli havalandırma şekillerini yasaklayan kesin hükümler bulunmamaktadır. Ana havalandırma ve tali havalandırma konularındaki ilke ve kurallar çoğu kez mühendis ve müfettişlerce yanlış yorumlanmakta (hatta birbiri ile karıştırılmakta) özellikle, “seri havalandırma” ve “bağımsız havalandırma” nın pekiyi anlaşılamadığı görülmektedir. Keza “yedek güç kaynağı”, ve “yedek vantilatör” gereği de pek iyi anlaşılamayan konulardan olmuştur (Akçın ve Didari, 2017).

Solunabilir ya da patlayabilir tozlarla mücadele konularında ilkeler ve standart prosedürler oturtulamamıştır.

KÖMÜR MADENCİLİĞİNDE GENELDE RASTLANAN DİĞER SORUNLAR

Burada sadece havzaları değil genel olarak tüm kömür ocaklarını ilgilendiren bazı sorunlara değinilmektedir.

İşletmecileri Gereksiz Olarak Zorlayan Hükümler

Yaşanan felaketlerin ardından kurumlarımızda ve aktörlerimizde, artan tedirginlik ve sorumluluktan kaçma duygusu dışında, bir değişiklik olmamasından dolayı getirilen son düzenlemeler özellikle kömür madenciliğinde büyük sıkıntılar ve karmaşa yaratmıştır.

Yukarıda bahsedilen yetersizliklerle ilgili farklı denetleyicilerin farklı yorumları nedeniyle yaşanan sıkıntılara ek olarak denetleyicilerin korku, sorumluluk almaktan kaçınma ve deneyimsizlik nedenleriyle gereksiz yere iş durdurma / ocak kapatma kararları alınabilmektedir. Örneğin, parasal ceza gerektiren konular kapatma nedeni sayılabilmektedir. Yaşamsal olmayan ve temini bir süreç gerektiren bazı

cihazların sağlanamamış oluşu nedeniyle bir ocağı durdurmak gibi haksızlıklar kolayca yapılabilmektedir. İşletmeler, alt yapıda gereksiz hatta olanaksız hususları sağlamaya zorlanmaktadırlar.

Küçük Parsellerde Çalışan İşletmeler

Rödevans ve/veya hizmet alımı yoluyla kiralanan sahalarda güçlü firmalar düzgün çalışmaktadırlar. Eğer kurumlar tarafından tam denetlenebilirlerse bu çalışmalarda sorun olmamaktadır. Ancak, güçsüz ve asıl işi madencilik olmayan küçük firmaların kömür madenciliği gibi zor ve pahalı bir faaliyeti sürdürebilmeleri beklenmemelidir. Kaçınılmaz olarak güvenlik ve denetimden ödün verilmektedir. Bu işletmecilerin çoğu da kaçak ocaklara kucak açmaktadırlar. Küçük işletmecilerin acımasızca ve haksız olarak yararlandıkları kaçak ocaklar hukuki ve sosyal bir sorundur. Teknik olarak hiçbir kabul edilebilir yönü yoktur.

Büyük işletmeler için sözü edilen sorunlar daha küçük ölçekte de olsa bu işletmeler için de geçerlidir.

Bu sahalarda devreden kurumun teknik yardımına ve denetimine daha büyük gereksinim vardır. Havza madenciliği ilkesine uygun planlama ve programlarla çalışılması verimliliği arttıracaktır. Kurumların çalışan ocaklarının havzada "lider" ve "örnek" işletmeler olarak faaliyetlerini sürdürmesi ekonomik ve sosyal açılardan olduğu kadar iş sağlığı ve güvenliği açısından da yaşamsaldır.

Havza bütünlüğü açısından ruhsat sahibi olan kurumun rödevans uygulanacak sahalar için işletme projesi hazırlayıp bu projenin uygulanması için ihaleye çıkması ve uygulamayı denetlemesi bir çözüm seçeneği olarak ileri sürülebilir.

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Kömür havzalarında tüm havzanın dönümlü çalışmasını (ruhsat sınırlarından merkeze doğru) hedefleyen bir genel plan yapılması koşuldur. Sektörler/parseller, bu plana uygun biçimde tek elden ve gelecekte en az revizyona ihtiyaç duyulacak şekilde saptanmalıdır. Tüm madencilik faaliyetlerine temel olan rezerv ve rezerv tüketim hızı (günlük üretim), sahanın ruhsat sahibi tarafından net olarak belirlenmelidir. Daha da mükemmeli tüm parsellerin avan projesinin de parseller arası koordinasyonu gözeterek tek elden yapılmasıdır. Başka bir deyişle; bir parselde madencilik kamu kuruluşlarınca yapılsa da firmalara ihale edilse de tüm arama ve rezerv tespit çalışmalarının tamamlanmış olması gereklidir. Özellikle, rezervi konusunda önemli soru işaretlerinin bulunduğu sahaların ihalesinde büyük hukuki ve idari sorunlar oluşması doğaldır.

Termin planında öngörülen zorunluluklar (kattaki panoların ömrü tükendikçe alt katta hazırlanan panolara sırayla inilmesi) dışında üst katlarda rezerv tüketilmedikçe alt katlarda üretime geçilmemelidir. Ocak en az sayıda katla ve rezerv tüketim planında hedeflenen günlük üretimi sağlayacak en az sayıda panoyla (ve uygun sayıda hazır yedek pano ile) çalışmalıdır. Yatay damarların bulunduğu havzalarda bu kuralları uygulayabilmek için sınırdaki panolar tamamlandıkça merkeze doğru gelinmelidir.

Mevcut mevzuatla kömür madenciliğimizde güvenli ve ekonomik işletmelere kavuşulması beklenmemelidir. Özellikle, kömürün patlayıcı gaz içerdiği ve / veya kendiliğinden yanmaya yatkın olduğu ocaklarda ve su baskını riski olan ocaklarda, işletmecilik öncesinde ocak tasarımı ve projelendirilmesinden başlayarak tüm süreci düzenleyecek ve denetleyecek özel kurumları / mekanizmaları içerecek bir mevzuat hazırlanmalıdır. Kömür madenciliğinde uzman sayılacak öğretim üyelerinden ve kurumlarımızın mevzuata hakim elemanlarından oluşan bir çalışma grubunun, mutlaka önemli kömür havzalarımızı ziyaret ederek ve deneyimli mühendislerle tartışarak olgunlaştıracakları esasları yasal dokümana dönüştürmeleri makul bir sürede gerçekleştirilebilecek bir çalışmadır. Güvenli

ve iyi denetlenen bir kömür madenciliği endüstrisine sahip ülkelerden birinin işbirliği sağlanarak süre daha da kısaltılabilir.

Bu mevzuat:

1. Afete yatkın ocakların projelendirilmesi ve denetlenmesinde görev alabilecek teknik elemanları, deneyimi esas alarak, kesin biçimde tanımlamalıdır.
2. Tüm süreç boyunca denetimlerin, mesleki deneyimi uygun mühendislerden de yararlanılarak oluşturulacak üst düzeyde yetkilendirilmiş ve yaptırımlar uygulayabilecek komisyonlar / kurullar kanalıyla yapılmasını öngörmelidir.
3. Özellikle; havalandırma ilkeleri konusunda son düzenlemelerdeki eksik ve yanlışların giderilmesine öncelik vermelidir.
4. İşletmelerde metanla ve kendiliğinden yanma ile mücadelenin, kömür ve gaz analiz laboratuarları kurulmasını da içerecek şekilde özel yönergelerle düzenlenmesi koşulunu getirmelidir. Keza solunabilir ve patlayabilir tozlarla mücadele için de paralel bir çalışmayı içermelidir.
5. Bu tür ocaklarda çalışan tüm teknik elemanların periyodik meslek içi eğitimlerini öngörmelidir.

KAYNAKLAR

Akçın, N.A., Didari,V. (2017). Maden İşyerlerinde Acil Durdurmayı Gerektiren Durumların Değerlendirilmesi ve Öneriler. M. Altıner, A. C. Özdemir ve M. Yılmaz (ed.), Uluslararası Maden İşletmelerinde İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Semp. (pp. 66-76) Adana, TMMOB Maden Müh.Odası.

Geographica (2017). Havza Kavramı ve Havza Çeşitleri. http://geographicam.blogspot.com.

KDK (2014). Kömür Madenciliğinde İş Sağlığı ve Güvenliği Özel Raporu. Kamu Denetçiliği Kurumu, 232s.

MMO (2017). Maden Bölgelerini Yeniden Düzenleyen Yasa Değişikliği Ulusal Madenciliğimizi Olumsuz Etkileyecektir. Maden Mühendisleri Odası Basın Bildirisi (22.05.2017)

Tamzok, N. (2016). Yerli Kömürde Hayaller ve Gerçekler. https://enerjigunlugu.net.

Topaloğlu, M. (2017). Maden Bölgesi Yönetmelik Taslağına İlişkin Bazı Değerlendirmeler. Sektörden Haberler Bülteni, *Türkiye Madenciler Derneği*, 67, 84-90.

TÜRKİYE KÖMÜRLERİNİN GAZLAŞTIRMA PROSESLERİ İLE SÜNGER DEMİR ÜRETİMİ İÇİN DRI FIRININDA İNDİRGEN GAZ OLARAK KULLANIMININ ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF USABILITY OF COAL RESOURCES OF TURKEY WITH GASIFICATION PROCESSES FOR DRI PRODUCTION IN DRI FURNACE

V. Cebeci [1,] *, U. Malayoğlu [2], Ö. Özal [1]

[1] *Tosyalı Holding, Maden Departmanı*
*(*Sorumlu yazar: volkan.cebeci@toscelik.com.tr)*
[2] *Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*

ÖZET

Petrol ve doğalgaz kaynaklarının sınırlı olduğu ülkemizde enerji ve doğalgaz maliyetlerinin yüksek olması, enerji gereksinimi yüksek olan sanayi yatırımlarını olumsuz etkilemektedir. Bu açıdan demir-çelik sektöründe ülkemizdeki mevcut kaynakların değerlendirilmesi kapsamında, mevcut hammadde kaynaklarının, optimal değerlendirilmesinde alternatif çözümler geliştirilmesi olgusu ortaya çıkmaktadır. Son yıllarda, özel çelik üretiminde hurda içeriğindeki safsızlıkların oluşturduğu sorunlar, hurda teminindeki zorluklar ve hurdadan üretim maliyetlerin yüksek olması demir-çelik sektöründe sünger demir kullanımını cazip hale getirmektedir. Bu nedenle özellikle demir cevheri kaynaklarımızın kullanılabileceği sünger demir üretimi ülkemiz için büyük önem taşımaktadır. Türkiye demir cevherlerinin değerlendirilmesi hedefleri içerisinde, enerji gereksinimine çözüm olarak linyit kömürlerinin de enerji amaçlı gazlaştırılması veya gazlaştırma ürünlerinin türevi olan sentez gazının indirgen gaz olarak kullanılması alternatif bir çözüm olarak ortaya çıkmaktadır. Özellikle kömürden elde edilen sentez gazının sünger demir üretiminde kullanımı, demir çelik endüstrisi için indirgen gaz gereksinimine alternatif çözüm olarak önemli bir teknolojik yeniliktir. DRI (Direk İndirgenmiş Demir), Midrex proseslerinde indirgen gaz olarak sentez gazının kullanılması, sünger demirin elektrik ark fırınlarında çelik üretiminde hammadde olarak kullanılmasına ekonomik katkı sağlaması açısından önemlidir.

Bu çalışmada, Türkiye kömürlerinin DRI fırını ile sünger demir üretiminde kullanılabilirliği araştırılmıştır. Teknolojik gelişmelerin hammaddelerimizin kullanılabilirliğine uygunluklarının sorgulandığı bu çalışmada ayrıca söz konusu teknolojilerdeki parametre değişimleri de incelenmiştir. Kömür gazlaştırma prosesleri ile teknolojik parametrelerin sünger demir üretimindeki değerlendirmeleri yapılmıştır. Özellikle bazı Türkiye linyit kömür özelliklerinin verimli sentez gaz üretimine uygun olduğu ve DRI Midrex prosesinde indirgen gaz olarak kullanılabileceği bu çalışmada öngörülmüştür.

Anahtar Sözcükler: Türkiye kömürleri, kömür gazlaştırma prosesi, sentez gazı, DRI prosesi, sünger demir

ABSTRACT

The high energy and natural gas costs in our country, which is dependent on external resources regarding oil and natural gas resources, have a negative impact on industrial investments. In the context of the evaluation of our domestic resources, it is necessary to use domestic iron ores and coals such as energy or reducing gas in the iron and steel industry with optimal evaluations. In recent years, the problems caused by impurities in scrap steel, the difficulties in scrap procurement and the high production costs from scrap is making more attractive for the use of sponge iron in the iron and steel sector. For this reason, the production of sponge iron in which iron ore resources can be used is of great importance for our country. Evaluation lignite coal for energy or raw material consumption for as a

reducing gas with the use of iron ore Turkey is emerging as an alternative solution. The use of the synthesis gas produced in coal, especially in the production of sponge iron, is an important technological innovation as a solution to the reduction gas requirement for the iron and steel industry. The synthesis gas which can be used as reducing gas in DRI (Direct Reduced Iron), Midrex processes also provides a significant economic advantage in the use of the sponge iron product as a raw material in the production of steel in electric arc furnaces.

In this study, production of sponge iron in the DRI Turkey availability of coal furnace was investigated. The suitability of technological developments to the availability of our raw materials has been questioned and also the parameter changes in these technologies have been questioned. Coal gasification processes and technological parameters were evaluated in the production of sponge iron. Turkey in particular, some synthesis gas is suitable for efficient production of brown coal properties and DRI can be used as reducing gas is provided in the Midrex process in this study.

Keywords: Coal of Turkey, coal gasification process, syngas, DRI process, sponge iron

GİRİŞ

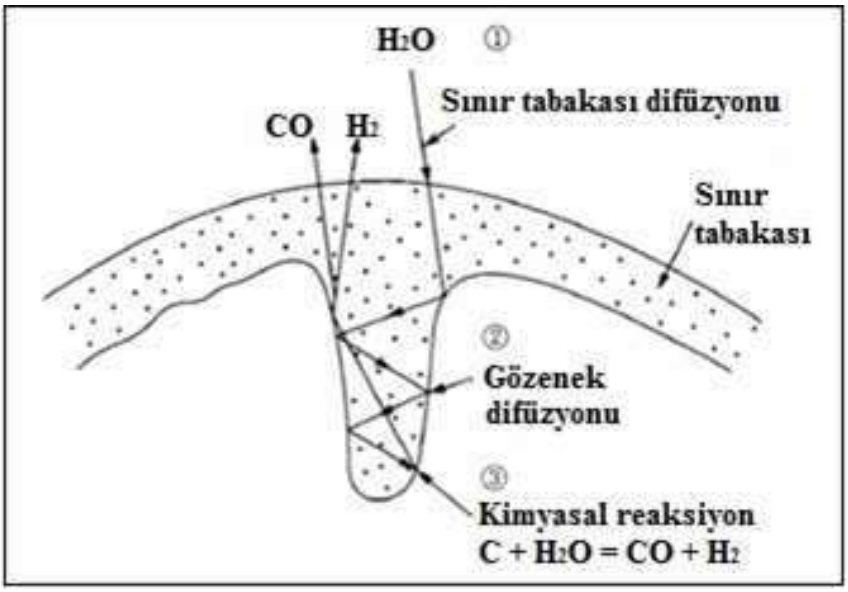
Gazlaştırma, kömür ve biyokütle gibi karbon içerikli maddelere sınırlı miktarda oksijen, hava, hava-su buharı karışımı veya zenginleştirilmiş oksijen içerikli hava verilerek yanabilen gaz bileşenlerin (CO, H2, CH4 vb.) oluşumunu sağlayan bir süreçtir. Molekül yapısı parçalanan kömür karbon monoksit, hidrojen ve diğer bileşenlerine ayrıştırılır. Esas olarak hidrojen (H_2) ve karbon monoksitten (CO) meydana gelen bu gaza sentez gazı (syngas) denir. Gazlaştırma süreci sonunda alınan ürün, sentez gazı, endüstride kimyasal, akaryakıt, enerji üretim süreçlerinde kullanılan bir ara ürün niteliğindedir. Sentez gazının kullanılacağı alana göre, gereksinim duyulan sentez gazı bileşimi değişiklik gösterir, bu nedenle de farklı bileşimde gaz ürün üretimine yönelik sürecin yönetilmesi gereklidir (Higman ve Burgt, 2008). Gazlaştırıcı olarak su buharı, hava, H_2, CO_2, O_2, ya da bunların karışımları kullanılır (Bozkurt, 2005; Gafur, 2006). Gazlaştırma ile elde edilen sentez gazından Entegre Gazlaştırma Kombine Çevrim (IGCC) enerji üretim santrallerinde yüksek verimle elektrik üretiminde yararlanılmakta, DRI üretiminde, katalitik dönüşüm ile de hidrojen, metanol, amonyak, metan, etanol, propanol, dimetileter, etilen, propilen, asetik asit, aseton, metil etil keton, sentetik benzin, sentetik dizel gibi sıvı hidrokarbonlar ve organik kimyasal maddeleri, alifatik hidrokarbonlar ve daha bir çok farklı türde kimyasal madde üretilebilmektedir (Tolay, Yamankaradeniz, Daradimos, Hirschfelder, ve Vostan, 2008).

Gazdaki diğer bileşenler, hammaddenin türüne ve gazlaştırıcının koşullarına bağlı olarak değişiklik gösterir (Ünver vd., 2010). Sentetik doğal gaz üretiminde, elektrik üretiminde ve kimyasal maddelerin üretiminde kullanılan kömür gazlaştırma prosesi yer üstü ve yer altı gazlaştırması olarak iki şekilde yapılmaktadır (Ünalan, 2010). Şekil 1'de kömür gazlaştırma prosesleri ile üretilen sentez gazından elde edilen uç ürünler ilgili grupları ile gösterilmektedir.

Şekil 1. Kömür gazlaştırma uygulamaları ürünleri (Luque ve Speight, 2014).

KÖMÜR GAZLAŞTIRMA PROSESLERİ

Gazlaştırma işlemi, farklı sıcaklık ortamında gerçekleşen fizikokimyasal prosestir ve dört safhaya ayrılır; kurutma, piroliz, yanma ve indirgenme. Kurutma 150 ºC <, piroliz 150-700 ºC, yanma 700-1500 ºC, indirgeme (gazlaştırma) 800-1100 ºC sıcaklıklarında gerçekleşir. Gazlaştırıcının tasarımına bakılmaksızın, kullanışlı gaz elde edebilmek için gerçekleşmesi zorunlu olan iki aşamadan birincisi olan pirolizde, 600 °C'nin altındaki sıcaklıklarda yakıtın içindeki uçucu bileşenler ayrılır. Pirolizin buharlaşmayan yan ürününe çar adı verilir. İkinci aşama olan gazlaştırmada, pirolizden kalan karbon, buhar veya hidrojen ile reaksiyona girer ya da hava veya saf oksijen ile yanar. Kömürün gazlaştırılmasında karşılaşılan üç önemli taşıma basamağı vardır. Tepkime koşullarında bu basamaklardan en yavaş olanı tepkime hızını belirler. (Bozkurt, 2005; Kabe vd., 2004). Şekil 2'de gösterilen bu ana basamaklar şöyle sıralanır; gazlaştırıcının kömür yüzeyinde oluşan hidrodinamik sınır filmi içine difüzyonu, gözenek içine difüzyon, gözenek yüzeylerindeki kimyasal tepkime.



Şekil 2. Kömür gazlaşma transfer mekanizması (Kabe vd., 2004).

Gazlaştırma Ürünleri

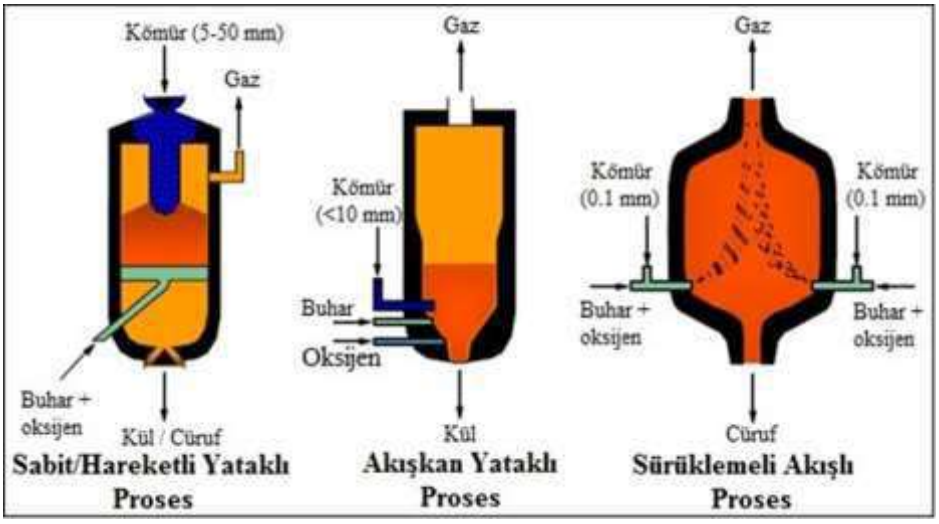
Gazlaştırıcılarda üretilen ortalama gaz kompozisyon aralığı (hacimce %, kuru) şu şekildedir (Lau, 2014); H_2 %20-50, CO % 20-65, CO_2 % 3-35, CH_4 % 0-12, H_2S % 0,1-1, COS % 0-0,1, NH_3+HCN % 0-0,1, katran ağırlıkça % 0-10 (Liu vd., 2010). Gazlaştırma prosesleri sonucu üretilmiş olan sentez gazı ürünleri ısıl değerine bağlı olarak üç grupta şu şekilde sınıflandırılır (Lee, Speight, ve Loyalka, 2007; Pişkin, 1991; Simbeck, 1993);

1. Düşük ısıl değerli ürün; 800-1800 Kcal/m³ değerleri arasında düşük ısıl gücü olup nitrojen, karbon monoksit, hidrojen ve bazı diğer gazların karışımından oluşan gazdır.
2. Orta ısıl değerli ürün; 1800-3600 Kcal/m³ değerleri arasında ısıl gücü olup ağırlıklı olarak karbon monoksit ve hidrojen içeren, bir miktar metan ve karbon dioksit bulunduran ve çeşitli diğer gazların karışımından oluşan gazdır.

3. Yüksek ısıl değerli ürün; 8500 Kcal/m³ değeri civarında olup esasen metandan oluşan gazdır. Sentetik doğalgaz (SNG) olarakta adlandırılır.

GAZLAŞTIRICILAR VE PROSES PARAMETRELERİ

Farklı amaçlar için yaygın olarak kullanılan ve genel kabul gören gazlaştırıcı reaktörleri genel olarak üç ana sınıfa ayrılır. Bunlar (Şekil 3); sabit/hareketli yataklı gazlaştırıcılar (fixed/moving bed gasifiers), akışkan yataklı gazlaştırıcılar (fluidizied bed gasifiers) ve sürüklemeli akışlı (entrained flow gasifiers) gazlaştırıcılardır (Higman ve Burgt, 2008; Lau, 2014;).



Şekil 3. Gazlaştırma reaktörü tipleri (Lau, 2014).

Gazlaştırıcı Proseslerinin Karakteristik Özelliklerinin Karşılaştırılması

Gazlaştırıcıların çalışmasını etkileyen; reaktörlerin dinamikleri, sıcaklık, basınç, beslenen kömür ve istenen ürün gibi parametreler, her uygulama sahasında kullanılan gazlaştırıcı markaların proses optimizasyonunda kendi dengelerini yaratmaktadır. Bu sebeplerden kendine özel olan her uygulamada küçük farklılıklar mevcut. Ticari gazlaştırıcı uygulamalardaki bu sebepten dolayı kendine has olan parametrelerin çeşitliliği farklı yazarlarda ufakta olsa göze çarpmaktadır. Tablo 1'deki verilerde üç farklı gazlaştırıcı tipi için, en çok karşılaşılan, genel karakterleri referansları ile birlikte gösterilmiştir.

Tablo 1. Gazlaştırıcı proseslerinin kategorize edilmiş karakteristik özellikleri

Referanslar	Gazlaştırıcı Parametreleri	Sabit-Hareketli Yatak	Akışkan Yatak	Sürüklemeli Akışlı Yatak
Higman ve Burgt, 2008; Lau, 2014; Zhu ve Frey, 2010	Gazlaştırıcı örnekleri	Lurgi, British Gas Lurgi	HT Winkler, KRW, U-Gas	GE, C-Philips E-Gas, Shell, Prenflo, MHI, Rocketdyne, Siemens, ECUST
Lau, 2014	Sıcaklık (°C)	1000-1500	900 - 1100	1400 +
Mathew, 2013	Basınç (atm)	1 - 10	10 - 30	30 - 80
Higman ve Burgt, 2008; Lau, 2014	Besleme boyutu (mm)	5 - 50	< 10	< 0.2
Lau, 2014	Alıkonma süresi	1 - 2 sa	30 - 60 dk	1 - 10 sn
Cortés ve diğer, 2009	Besleme nemi	Kuru 2 % Şlam 10 %	< 55%	Kuru / Şlam geniş aralık
Zhu ve Frey, 2010	Besleme esnekliği	Çok ince malzeme ile uyumsuz	Reaktif ve kekleşmeyen besleme ihtiyacı, yüksek küllü kömür kullanılabilmesi	Geniş besleme tipi imkanı
Miller, 2005	Beslenen malzemeler	Linyit, reaktif bitümlü kömür, antrasit, petkok, atık	Linyit, reaktif bitümlü kömür, antrasit,kok, biokütle,atık	Linyit, reaktif bitümlü kömür, antrasit,petkok
Zhu ve Frey, 2010	Oksitleyici / oksitleyici miktarı	Hava ya da oksijen/düşük	Hava ya da oksijen/orta	Hava ya da oksijen/yüksek
Zhu ve Frey, 2010	Karbon dönüşüm verimi	99 %	97 %	> 98 %
Lau, 2014	Kül Atımı	Cüruflu ya da cürufsuz	Cürufsuz	Cüruflu
Mathew, 2013	O_2/kömür	0.14 - 0.81	0.25 - 0.97	0.28 - 1.17
Mathew, 2013	Buhar/kömür	0.28 - 3.09	0.11 - 1.93	0.10 - 1.20

Isıl Güç

Kalorifik ısıl güç değeri kömürün doğrudan enerji içeriğinin bir göstergesidir. Bu nedenle kömür gazlaştırma tesisinde, kömürün uygunluğunu gösteren en önemli özelliktir (Luque ve Speight, 2014). Bir yakıtın ısıl gücü birim ağırlığındaki yakıttan, tam yanma koşulu ile elde edilen ısı miktarı olup, Kcal/kg, Kj/kg, Btu/lb (British Thermal Unit/libre) şeklinde ifade edilir. Yakıtın ısıl değerinin belirlenmesinde yoğunlaşma (kondansasyon) ısısına bağlı olarak Alt Isıl Değer (AID) ve Üst Isıl Değer (ÜID) olarak iki çeşit ısıl güç rakamı üretilir. Kalorimetre içinde yanma sırasında su buharı oluşur ve buharın yoğunlaşması ek bir ısı yayar. Kondansasyon ısının denen bu ısıyı ekleyerek elde edilen kalorifik güce Üst Isıl Değer, kondansasyon ısısının dikkate alınmadığı kalorifik güce Alt Isıl Değer (Net Kalorifik Değer) denir. Uygulamalarda AID daha yaygın olarak kullanılır (Ünalan, 2010).

Kısa Analiz

Kısa analiz nem, kül, uçucu madde ve sabit karbon miktarlarının atmosferik basınç altında belirlenmesidir. Gazlaştırıcı basıncı, her ne kadar uçucuları uzun bir süre parçacık içinde tutsa dahi dolaylı olarak kısa analiz gazlaştırıcı performansı için bilgiler verir. Çeşitli kömür tipleri ile yapılan denemelerde sıcaklık artışıyla diğerlerine göre daha reaktif davranan kömürler olmuştur (Wagner, 2008).

Gazlaştırma prosesinde C/H oranının spesifik limitleri yoktur ancak sentez kalitesine etkisi vardır. Eğer diğer tüm şartları eşit olan kömür beslemeleri arasından C/H oranı yüksek olanı tercih edilirse düşük H_2/CO oranlı sentez gazı elde edilir. Bu durum istenen sentez gaz ürününe bağlı olarak uygulanabilir (Higman ve Burgt, 2008).

Kekleşme Eğilimi ve Serbest Şişme İndisi

Bazı tip kömürler ısıtılıp, uçucu madde kaybına uğrarken kekleşme ve şişme gibi özellikler gösterirler. Uçucu madde içeriği yüksek olan bazı bitümlü kömürler bu özelliklere sahiptir. Kömür tanecikleri sadece yumuşayıp birbirlerine yapışmakla kalmayıp, şişerek kekleşirler. Aynı miktarda uçucu madde içerdikleri halde, aynı koşullarda, orijinal şekillerini koruyan ve kekleşmeyen kömürler vardır. Böyle kömürlerde, sadece bir kısım tanecikler arasında zayıf bir kekleşme olur. Bazı tip kömürlerde rutubet ve uçucu maddelerini kaybedince parçalanıp ufalanırlar. Yukarıda tanımlanan bu üç tip kömür sırayla, iyi kekleşen, az kekleşen ve kekleşmeyen kömür tipleri olarak bilinir (Bozkurt, 2005).

Reaktivite

Kömürün reaktivitesi gazlaştırıcı sıcaklık profili, gazlaştırıcı tasarımı ve gazlaştırıcı performansı açısından önemlidir. Kömürlerin reaktivitesi kömürleşme derecesi arttıkça azalmaktadır. Düşük kömürleşme dereceli nispeten genç kömürler genellikle yüksek reaktivite ve yüksek karbon dönüşümü gösterirler. Yüksek Ca içerikli Yeni Zelanda kömürlerinde yapılan çalışmalar sonucunda, katalizör görevi gören alkali element içeriğinin çarın gazlaşma reaktivitesini arttırdığı tespit edilmiştir. Alkali ve toprak alkali metallerin ve bunların oksitlerinin katalitik etkide bulunması, kömürün sadece maseral bileşimi ile reaktivite tahmininin zor olduğunu, ayrıca bununla birlikte ısı, basınç ve zaman etkenlerinin de bir sonucu olduğunu gösterir. Reaktivite bağlamındaki, çarın buhar ile tepkimesiyle karbon dönüşüm hızı özelliği, çarın kimyasal yapısı, fiziksel yapısı (boşluk miktarı, yüzey ve aktif yüzey alanları) ve katalizör etkisi (mineral içeriği) ile kontrol edilir. Düşük kaliteli olan genç kömürlerin özgül yüzey alanları diğerlerine göre daha büyük olduğu için reaktiviteleri yüksektir (Yılmazoğlu, 2012).

Kül İçeriği

Yüksek kül içerikli kömürler gazlaştırma sırasında sorunlara neden olur. Kül içeriği arttıkça kömürün ısıl değeri, yanıcı gazlaştırılacak madde miktarları azalmakta; buna bağlı olarak gazlaştırma verimi düşmektedir. Kül içerik artışı kömürün gazlaşması güçleştirmekte, belirli bir kül oranından sonra engellemektedir. Fazla kül, reaktörlerin kapasitesinin düşmesine neden olur. Farklı tip kömürlerin kül içerikleri % 1'den % 50'ye kadar değişebilir. Kül giderme işlemi ile bu miktar azaltılabilir. Kül, sabit yataklı sistemlerde indirgenme bölgesi altında, yakıt yatağının tabanında biriktirilir. Hareketli yataklarda kül, her zaman sıvı tortu olarak uzaklaştırılır. Akışkan yataklı gazlaştırıcılarda kül, yakıtla karışık olduğundan özel bir sorun yaratmaktadır. Yakıtı ve külü birbirinden ayırmak gerekmektedir. Hareketli ve akışkan yataklı sistemlerde, külün ayrılması karbonun kül içinde kalması halinde büyük miktarlarda karbon kaybına neden olabilir. Kül, içerik bakımından asit veya baz karakterli olabilir (Bozkurt, 2005).

MIDREX DRI TEKNOLOJİSİ VE İNDİRGEN GAZ ÖZELLİKLERİ

Demir oksitli cevher ve peletlerin, redükleyici gaz veya katı yakıt yardımı ile bir reaktör, döner fırın veya şaft fırınında 1000 °C civarında ergime olmaksızın metalik demire redüklenmesi sonucunda elde edilen ürüne sünger demir denilmektedir (Ersundu, 2007). DRI üretiminde kullanılacak sentez gazın reforming reaksiyonu ve bu reaksiyondan elde edilen CO/H2 gazının DR fırınında gerçekleştirdiği indirgeme reaksiyonları (1) ve (2) aşağıda verilmiştir.

$$CH_4 + CO_2 \rightarrow 2\ CO + 2\ H_2 \quad (1)$$

$$CH_4 + H_2O \rightarrow CO + 3\ H_2 \quad (2)$$

$$Fe_2O_3 + 3CO \rightarrow 2\ Fe + 3\ CO_2 \quad (3)$$

$$Fe_2O_3 + 3H_2 \rightarrow 2\ Fe + 3\ H_2O \quad (4)$$

$$CO + H_2 \rightarrow C + H_2O \quad (5)$$

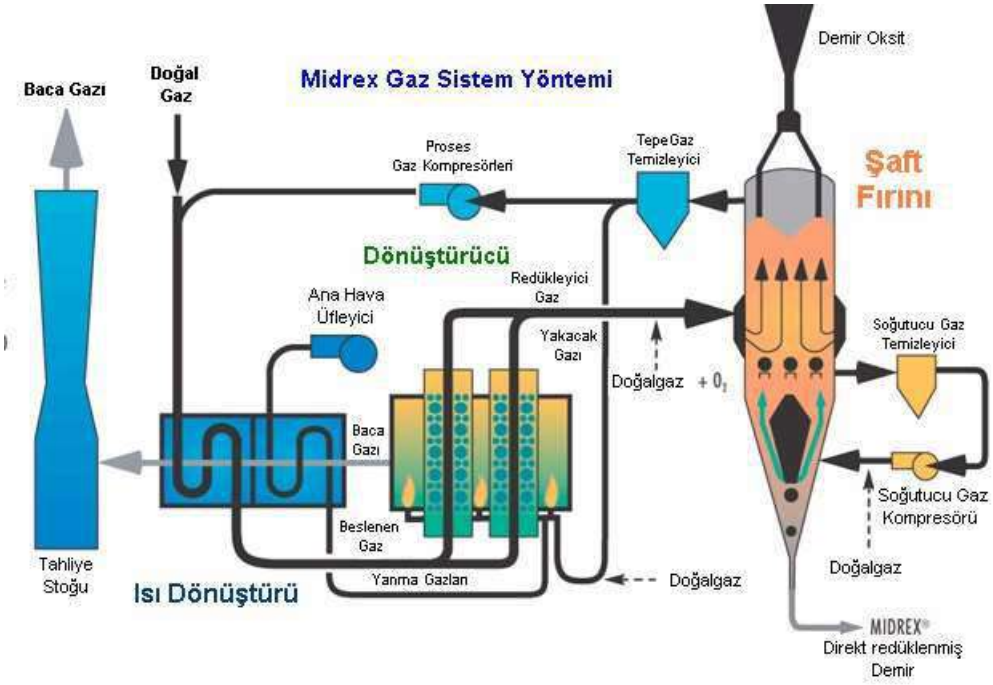
Reaksiyon (3,4) sonucu açığa çıkan serbest demir, prosesin soğuma aşamasında ortamda (5) nolu reaksiyondan açığa çıkann karbon ve karbonlu bileşikler ile reaksiyona girerek karbonla bağlanmakta ve böylece Fe_3C (demir karbür) oluşmaktadır.

Bu reaksiyonlar (3,4,5) neticesinde ortaya çıkan Fe-Fe_3C karışımıyla demir oksit karışımından meydana gelen ürüne, direkt redüklenmiş demir (DRI) veya sünger demir adı verilmektedir. Bu proses sonucu elde edilen ürün olan sünger demir, dünyada büyük oranda EAF yöntemi ile çelik üretiminde hurdanın yerine ikame malzemesi olarak kullanılmaktadır (Ersundu, 2007).

Dünyada mevcut demir üretim yöntemleri içerisinde farklı üretim yöntemleri mevcuttur. Fırın tipine göre, uygulanan prosese göre, cevher tipine göre, redükleyici ortama göre değişkenlik gösteren yöntemler mevcuttur. Gaz redükleyici yöntemlerden olan MIDREX teknolojisi ise dik (shaft) fırın kullanımı ile kendi adını prosese vermiş bir teknolojidir. Parça demir cevheri ya da demir peleti besleme olarak kullanılan proseste redükleyici ortam doğalgaz yada, syngas (sentez gazı) kullanılarak oluşturulur ve ürün olarak katı DRI (sünger demir) elde edilir (Battle vd, 2014).

Midrex DRI teknolojisi

MIDREX DRI, ticari açıdan en başarılı gaz redükleyici olarak kullanılan yöntemdir. Şekil 4'de akım şeması gösterilmiştir (Midrex, 2015). Fırının tepe bölgesinden fırına şarj edilen malzeme sırasıyla ön ısıtma, redüksiyon ve soğutma bölgelerinden geçer. Redüksiyon gazı %90 hidrojen ve karbon monoksit gazları içerir. Bu gaz 760 °C – 927 °C sıcaklığına ısıtılır ve fırının alt bölgesinde bulunan redükleme bölgesinin altından fırına verilir. Fırının tepe bölgesinden kısmen harcanmış redükleyici gaz (yaklaşık %70 H_2 + CO) çıkar ve tekrar sıkıştırılır, daha sonra doğalgaz ile zenginleştirilerek 400 ^oC sıcaklığına ısıtılır, buradan da dönüştürücüye gönderilir. Dönüştürücü gaz karışımını tekrar %95 H_2 + CO içeren gaza dönüştürerek fırın için redüksiyon gazını oluştur. Soğuma bölgesinden soğutucu gazlar ters akım ile DRI' ya verilerek soğuma sağlanır. Soğuma bölgesinin tepesinden soğutucu gazlar alınır ve geri dönüşüme gönderilir (Ersundu, 2007).



Şekil 4. Midrex Proses Akım Şeması

Midrex prosesinde kullanılan sentez gaz, 55% H_2, 35% CO, 2% CO_2, 1% CH_4, 1% N_2 gazlarını içermektedir (Midrex, 2015). Gaz ısı sıcaklıkları (980 °C), CO ve H_2 oranları dikkate alındığında, kömür gazlaştırma ürünü olan sentez gazından aynı kalitelerde indirgen gaz ürünü elde edilebildiği bilinmektedir. Örneğin Hindistan (JSPL ANgul, Midrex) ve Çin'de DRI prosesi için gerekli sentez gazı kömür gazlaştırıcıları ile elde edilmektedir. İndirgen gaz olarak kullanılan sentez gaz kompozisyonları Tablo 4'de aktarılmıştır (Almansa ve Kroon, 2016).

Tablo 4. DR proseslerinde kullanılan kömür sentez gaz kompozisyonu (Almansa ve Kroon, 2016).

Kompozisyon % Mol	Kömür Gazlaştırma Hindistan	Kömür Gazlaştırma Çin
H2	40-52	44-59
CO	32-48	22-44
CO2	2-3	2-2.5
H2O	0-0.3	0
N2	0.4-1.5	0.3-0.6
CH4	6-12	9-16
H2/CO	0.8-1.6	1-2.7
(H2+CO)/(H2O+CO2)	21-50	26.4-41.2

TÜRKİYE KÖMÜRLERİNİN ÖZELLİKLERİ VE GAZLAŞTIRMA PROSESLERİNE UYGUNLUKLARI

Türkiye Kömürlerinin Özellikleri

Türkiye'de linyit yatakları, Alpid evresinde dağ oluşumu sayesinde dağlar arasına sıkışan sediman havzaların içinde gelişmiştir. Miyosen ve Pliyosen yaşlı linyit yatakları Eosen ve Oligosen yaşlı linyit yataklarına kıyasla daha yüksek rezerv kapasitesine sahiptir (Şengüler vd., 2015). Türkiye linyit sahaları rezerv miktarı Tablo 5'de gösterilmiştir. Türkiye'deki toplam linyit rezervi 15,5 milyar ton civarındadır ve bunları çoğunlukla düşük kalorifik değerli linyit yatakları oluşturur. Toplam linyit rezervinin % 90'lık kısmı düşük kalorifik değer, yüksek nem, yüksek kül ve yüksek toplam kükürt içeriklidir (Şengüler vd., 2015).

Tablo 5. Türkiye linyit sahaları ve rezerv miktarları (Şengüler vd., 2015).

Linyit Sahaları	Rezerv (x 1,000,000 metrik ton)	Linyit Sahaları	Rezerv (x 1,000,000 metrik ton)
Adana-Tufanbeyli	323,3	Isparta-Sarkikaraağaç	238,5
Bursa-Keles	68,5	Denizli-Çardak	25,6
Çanakkale-Çan	73	Denizli-Civril	7,5
Konya-Ilgın	19,8	Konya-Ilgın	30,5
Kütahya-Tunçbilek	256,5	Amasya-Merzifon	9,2
Manisa-Soma	704,1	Malatya-Yazıhan	17,5
Tekirdağ-Saray	283,4	MTA	
Bolu-Göynük	37,8	Sivas-Kangal	98,5
Çorum-Dodurga	22,6	Kütahya-Seyitömer	180,5
Bingol-Karlıova	103,6	Muğla-Milas	249,5
Eskişehir-Alpu	1453,2	Muğla-Yatağan	155
Kırklareli-Vize	139,4	Bursa-Orhaneli	36,5
Diğer TKİ	68,8	Afyon-Dinar	941,5
TKİ		Diğer Özel	2302,1
Afşin-Elbistan	4831	ÖZEL	
Çayırhan-Beypazarı	425,9	TOPLAM TÜRKİYE	15510.0
Tekirdağ-Çerkezköy	214	TKİ: Türkiye Kömür İşletmeleri EÜAŞ: Elektrik Üretim A.Ş. MTA: Maden Tetkik ve Arama Özel: Özel sektör firmaları	
İstanbul-Çatalca	280		
Konya-Karapınar	1832		
EÜAŞ			

Linyit kömürlerinin Türkiye çapında 187 sahada yapılmış olan jeoistatistiksel kestirim verilerine göre; %99'u 2000 Kcal/kg ile 4000 Kcal/kg kalori arasında, %97,42'si %10 ile %40 kül miktarı arasında ve %94'ü %15 ile %25 nem içeriği değerleri arasında olma olasılığındadır (Atalay, 2011).

Türkiye Kömürlerinin Gazlaştırma Proseslerine Uygunluk Parametreleri

Gazlaştırıcı sistemlerin teknolojik parametre farklılıkları sebebiyle Türkiye kömürlerinin karakteristik özellikleri ile yerüstü gazlaştırma teknolojilerine uygunlukları, üç farklı tip gazlaştırıcı teknolojisi kriterleri doğrultusunda incelenmiştir. Kömür özelliklerinin teknolojik olarak uygunluklarının araştırılabilmesi için kriterler Tablo 6'da derlenmiştir. Tablo 6'daki teknolojik güncel kriterler, Türkiye kömürlerinin çoğunluğunu kapsayan linyit kömür özelliklerine uygun aralıklardadır. Gazlaştırma prosesleri için olumlu olan linyit kömürlerinin kömürleşme derecesi, reaktivitesi, maseral yapıları, nem miktarı, kül ergime özellikleri, gözeneklilik özellikleri, yüksek uçucu içeriği gibi özellikler Türkiye linyit özelliklerinin gazlaştırma prosesleri ile kullanılabilirliğinin göstergesidir (Cebeci, 2016).

Temur, Orhan ve Deli (2007), Türkiye linyit kömürlerinin analitik ortalama değerlerinin, %24,88 kül, %34 uçucu madde, %3,49 toplam kükürt içerdiğini aktarmıştır. Linyit kömürlerinin 8,3 milyar tonajlı 2001 verilerine göre alt ısıl değer aralıkları şöyledir (Hepbaşlı, 2010); %3.16'sı 1000 Kcal/kg değerin altında, %65,58'i 1000-2000 Kcal/kg değer arasında, %24,34'ü 2000-3000 Kcal/kg değer arasında, % 5,12'si 3000-4000 Kcal/kg, %1,8'i 4000 Kcal/kg değerden yüksektir. Bu oranlar Tablo'6'da görüleceği gibi tercih edilen linyit kömür aralıkları için uygunluk arz etmektedir.

Tablo 6. Kömür karakteristiklerinin gazlaştırma teknolojileri uygunluk parametreleri

Parametreler	Sabit- Hareketli Yatak	Akışkan Yatak	Sürüklemeli Akışlı Yatak
Nem miktarı (% ağırlıkça, orj. baz)	Kuru 2 % Şlam 10 %	< 55 %	Geniş aralıklı
Kalorifik değer (alt ısıl değer, orj. baz)	Tercih edilen 2000 kcal/kg <	Tercih edilen 2000 kcal/kg < Min 1200 kcal/kg	Tercih edilen 2000 kcal/kg <
Uçucu miktarı (% ağırlıkça, orj. baz)	Yüksek uçucu	Yüksek uçucu	Yüksek uçucu
Kül miktarı (% ağırlıkça, orj. baz)	< 35 %	< 40 %	< 25 %
Kül bileşimi (Major min. %, kuru baz) (Minor XRD, %)	Düşük Fe_2O_3, SO_3 ve sodyum silikalar Düşük alkali içeriği	Düşük alkali içeriği	Düşük alkali içeriği
Kül ergime sıcaklığı (AFT), T sıcaklık (°C)	Kuru kül T < AFT Cüruflu T > AFT	T < AFT AFT > 1100 °C	T > AFT AFT < 1400 °C
Yakıt oranı (sabit karbon/uçucu, % ağırlıkça orj. baz)	Yüksek yakıt oranı	Yüksek yakıt oranı	Yüksek yakıt oranı
O/C oranı (% elementer)	Yüksek oran Yüksek vitrinit	Yüksek oran Yüksek vitrinit	Yüksek oran Yüksek vitrinit
Reaktivite (Major min. %, kuru baz) (Minor XRD, %)	Kuru küllü için; Yüksek reaktivite,vitrinit oranı, uçucu ,Na, K, Ca Cüruflu; geniş aralıklı	Yüksek reaktivite, vitrinit oranı, uçucu, Na, K, Ca	Geniş aralıklı
Kükürt miktarı (% orj. Baz) Klor miktarı (%, kuru baz)	Düşük miktarlı tercih edilir genellikle, kükür (S) < 3,5 % sınır klor (Cl) < 0,4 %	Düşük miktarlı tercih edilir genellikle, kükür (S) < 3,5 % sınır klor (Cl) < 0,4 %	Düşük miktarlı tercih edilir genellikle, kükür (S) < 3,5 % sınır klor (Cl) < 0,4 %
Tane boyu dağılımı	5-80 mm	< 10 mm	< 0.2 mm
Maseral (petrografik analiz, %)	Genellikle yüksek vitrinit (düşük gözenek aranınca yüksek inertinit)	Genellikle yüksek vitrinit (düşük gözenek aranınca yüksek inertinit)	Genellikle yüksek vitrinit (düşük gözenek aranınca yüksek inertinit)
Öğütülebilirlik (ASTM-D-409-71) Parçalanma	Düşük HGI < 50 Parçalanma istenmez	Orta HGI 40 - 80 Parçalanma istenmez	Yüksek 50 < HGI (kolay öğütme) Parçalanma önemsiz

SONUÇLAR

Temiz kömür teknolojileri kapsamında kömür kaynaklarından ileri dönüşüm teknolojileri kullanılarak elektrik, sıvı yakıt ve çeşitli kimyasallar elde etmek ve bunların temiz ve verimli bir şekilde enerji üretimi, ulaşım ve diğer sektörlerde kullanımına yönelik yoğun Ar-Ge ve teknoloji uygulama çalışmaları devam etmektedir. Halen işletimde veya inşa halinde olmak üzere kömür ve biyokütleden gazlaştırma yolu ile elektrik, sıvı yakıt, sentez gaz veya çeşitli kimyasalların üretildiği çok sayıda ticari işletme mevcuttur ve bunların sayıları giderek artmaktadır. Diğer taraftan gazlaştırma teknolojisi, özellikle sıfır emisyonlu santral teknolojilerinden biri olduğu için önümüzdeki yıllarda bu teknolojinin

artarak yaygınlaşacağı öngörülmektedir. Çünkü bu sistemlerde CO_2 tutma söz konusu olduğunda gerekli ilave maliyet, yakma sistemlerine oranla çok daha düşük seviyelerde olmaktadır. Tüm dünyada bu konuya ilgi büyüktür ve işletimde veya inşa halinde olmak üzere farklı uygulamalara yönelik gazlaştırma tesislerinin sayıları giderek artmaktadır.

Yeryüzündeki bir trilyon ton mertebesindeki kömür rezervinin yaklaşık yarısı nispeten düşük ya da orta kalorili kömürlerdir. Dolayısıyla, bu özellikteki kömürlerin gazlaştırma sistemlerine ve uygulamalarına yönelik geliştirilmesi sanayi hammadde üretimleri, enerji üretimi gibi birçok dalda geleceğe yönelik açık birçok teknoloji alanı mevcuttur.

Ülkemizde son dönemde yapılan arama çalışmaları ile bilinen linyit rezervi 15 milyar ton'un üzerine çıkmıştır. Ancak, bu linyitler genellikle düşük kalorili, yüksek kükürt, nem ve kül içeriklidir. Bu tür kömürlerin etkin olarak değerlendirilmesi için kendine has tasarım ve/veya teknolojilerin geliştirilmesi ulusal ve uluslararası düzeyde bir ihtiyaçtır. Diğer yandan, ülkemizde önemli bir biyokütle potansiyeli mevcut olup; halen bu potansiyel etkin ve verimli bir şekilde değerlendirilememektedir. Bu kapsamda kömür ve biyokütle kaynaklarımızın ikili üretim (kojenerasyon) ve/veya çoklu üretim (sıvı yakıt, gaz yakıt, kimyasal, elektrik, ısı, vb) uygulamaları için en uygun teknolojiler ile değerlendirilmesi, özellikle enerji bazlı alanlarda uygulamaları dikkate alındığında mevcut potansiyel önem taşımaktadır.

Ülkemizdeki yeraltı kaynaklarımızın kullanımlarını arttırabilmemiz için endüstriyel ölçekte yeni teknolojilerin ve uygulamalarının takip edilmesi çok önemlidir. Bu çalışmada düşük kalorifik değerli Türkiye Linyit kömürlerinden gazlaştırma prosesleri ile sentez gazı elde edilebileceğini ve bu sentez gazının demir-çelik üretiminde sünger demir üretimi ile entegre kullanılabilirliği açıklanmıştır. Dünya'da ticari olarak kullanımı yaygınlaşan kömür gazlaştırma teknolojisi, DRI teknolojisi ile sünger demir üretimi gibi uygulamalar henüz ülkemizde uygulama sahası bulamamıştır. Reaktivitesi yüksek Türkiye kömürlerinden yüksek verimli sentez gaz elde edilebildiği çıkarımına ulaşılan bu çalışmada, elde edilen sentez gaz ürünün demir-çelik sektöründe indirgen gaz olarak kullanılabilirliği görülmüştür. Enerji ve doğalgaz maliyetlerinin yüksek olmasından dolayı zorlanılan demir-çelik üretim yatırımlarının ya da diğer endüstriyel yatırımların, doğal kaynaklarımızdan olan linyit kömürlerinin gazlaştırılması ile elde edilebilecek enerji ya da sentez gaz üretimi ile entegre olarak etüt edilmesi gerekliliği görülmüştür.

KAYNAKLAR

Almansa, G.A. ve Kroon, P. (2016). Towards green iron and steel industry: opportunities for MILENA biomass gasification technology in direct reduction of iron, Netherlands ECN-E-12-022.

Atalay, F. (2011). Türkiye Tersiyer kömürlerinin jeoistatistiksel olarak incelenmesi. YL Tezi, Hacettepe Üniversitesi, Ankara.

Battle, T., Seivastava, U., Kopfle, J., Hunter, R. Ve McClelland, J. (2014). The direct reduction of iron (bölüm 1.2, sf 89-176) Midrex Technnologies, Charlotte USA.

Bozkurt, Y. (2005). Kömür ve kokların katalitik gazlaştırılması. Yüksek Lisans Tezi, Ankara Üniversitesi, Kimya Anabilim Dalı, Ankara.

Cebeci, V. (2016). Kömür gazlaştırma prosesi ve Türkiye kömürlerinde kömür özellikleri açısından uygulanabilirliğinin araştırılması, YL tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi, İzmir.

Ersundu, A.E., (2007). Yerli demir cevherlerinin sünger demir üretimine uygunluğunun araştırılması, YL tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi, İstanbul.

Gafur, A. A. (2006). Bitümlü şist ve plastik atıkların gazlaştırılması. Yüksek Lisans Tezi, Gazi Üniversitesi, Kimya Mühendisliği, Ankara.

Hepbaşlı, A. (2010). Coal as an energy source in Turkye. Energy Sources, 26, (1), 55-63.

Higman, C. ve Burgt, B. (2008). Gasification (2. Baskı). United States of America: Gulf Professional Publishing/Elsevier.

Kabe, T., Ishihara, A., Qian, E. W., Sutrisna, I. P.,ve Kabe, Y. (2004). Coal and coal-related compounds structures, reactivity and catalytic reactions. Studies in surface science and catalysis içinde, (150), 269-303, Great Britain: Elsevier Science.

Lau, F. P. (2015). Kömür gazlaştırma. İstanbul: Uluslararası Enerji Hammaddeleri ve Enerji Zirvesi. Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı. 01.10.2015.

Lee, S., Speight, J. G.,ve Loyalka, S. K. (2007). Handbook of alternative fuel technologies. U.S.A.: CRC Press/ Taylor and Francis Group LLC.

Liu, K., Cui, Z., ve Fletcher, T.H. (2010). Coal Gasification. Liu, K., Song, C., ve Subramani, V. (ed). Hydrogen and syngas production and purification technologies içinde (156-216). U.S.A: John Wiley and Sons, Inc. Publication.

Luque, R. ve Speight, J. G. (2014). Gasification for synthetic fuel production fundamentals, processes and applications. Cambridge: Woodhead Publishing/ Elsevier Science and Technology.

Midrex, (2015). www.midrex.com.

Pişkin, S. (1991). Kömür gazlaştırma. Kural, O. (ed). Kömür içinde (655-718). İstanbul: Kurtiş Basımevi.

Simbeck, D. R., Korens, N., Biasca, F. E., Vejtasa, S., ve Dickenson, R. L. (1993). Coal Gasification guidebook: status, applications, and Technologies. EPRI Research Project 2221-39, California: SFA Pacific Inc.

Temur, S., Orhan, H. Ve Deli, A. (2007). Statistical interpretation of some physical and chemical data of Tertiary coal deposits in Turkey. Geochemistry International, 46, (4), 409-422.

Tolay, M., Yamankaradeniz, H. Daradimos, G., Hirschfelder, Vostan, P. (2008). Temiz enerji üretimi için gazlaştırma teknolojisi. İstanbul 7. Ulusal Temiz Enerji Sempozyumu, 131-138. 26 Eylül 2015.

Ünalan, G. (2010). Kömür jeolojisi. Ankara: Maden Tetkik ve Arama Genel Müdürlüğü Eğitim Serisi Yayınları.

Ünver, Ö., Tüzüner, S., Başaran, M., Ersoy, M., Ercan, N., Gürkan, M. (2010). Temiz kömür teknolojileri kitapçığı. Ankara: Dünya Enerji Konseyi Türk Milli Komitesi Yayınları.

Wagner, N. J. (2008). Coal gasification. Suarez-Ruiz, I., ve Crelling, J. C., (ed). Applied coal petrology the role of petrology in coal utilization içinde (119-144). London: Elsevier/Academic Press.

Yılmazoğlu, M. Z. (2012). Gazlaştırıcılı kombine çevrim santralleri ve yerli termik santrallerde performans güçlendirilmesi. Doktora Tezi, Gazi Üniversitesi, Makine Mühendisliği, Ankara.

TÜRKİYE'DE YERALTI KÖMÜR OCAKLARINA YÖNELİK MADEN MEVZUATI VE UYGULAMALARININ HAVALANDIRMA VE İŞ GÜVENLİĞİ AÇISINDAN KRİTİĞİ

THE CRITQUE OF TURKISH MINING LEGISLATION AND ITS APPLICATIONS TOWARDS UNDERGROUND COAL MINES IN TERMS OF VENTILATION AND OCCUPATIONAL SAFETY

K. Barış [1,*], A. Fişne [2], Y. Aydın [3]

[1] *Zonguldak Bülent Ecevit Üniversitesi, ZMYO, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü*
([*] Sorumlu yazar: kbaris@beun.edu.tr)
[2] *İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul*
[3] *Maden Yüksek Mühendisi, Ankara*

ÖZET

Bu çalışma, Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği özelinde, Türkiye'de yeraltı kömür ocaklarına yönelik olarak yürürlükte olan maden mevzuatının ve bu mevzuata uygun olarak ocaklarda yapılan uygulamaların havalandırma ve iş güvenliği açısından bir kritiğini yapmayı hedeflemektedir. Bu amaçla, çalışma kapsamında mevcut maden mevzuatında havalandırma ile ilgili kıstaslar incelenecek ve yeraltı kömür madenciliği yapılan ülkelerdeki madencilik mevzuatlarıyla karşılaştırılarak bir kritiği yapılacaktır. Bu kapsamda özellikle, mevzuatta belirtilen asgari hava hızı, termal konfor değerleri, gaz izlemeye yönelik sensör sayısı ve konumu, damar gaz içeriği ölçümleri, damarın kendiliğinden yanmaya yatkınlığının belirlenmesi ve (kalıcı) bekleme barajlarının nitelikleri gibi konular ele alınacaktır. Bunun yanı sıra, mevcut maden mevzuatında belirtilen ölçütleri sağlamak için ülkemizdeki yeraltı kömür ocaklarında yapılan uygulamalarda gözlenen ve zaman zaman maden mevzuatındaki muğlaklıktan da kaynaklanan eksiklikler ve yanlışlıklar ortaya konacaktır.

Çalışmanın yeraltı kömür ocaklarına yönelik maden mevzuatının daha iyi yorumlanabilmesi, mevzuat ve uygulamalardaki eksikliklerin ve muğlaklıkların giderilmesi açısından faydalı olacağı düşünülmektedir.

Anahtar Sözcükler: Maden mevzuatı, ocak havalandırması, yeraltı madenciliği, kömür.

ABSTRACT

This study aims at criticising the current Turkish mining legislation for underground coal mines and its applications in terms of ventilation and occupational safety. For this purpose, the criteria referring to ventilation will be examined and criticised by comparing them to legislation in countries where there is intense coal mining activities. In this context, the subjects such as minimum air velocity, thermal comfort values, number and location of gas monitoring sensors, gas content measurements, determination of spontaneous combustion liability of coal seams and quality of permanent stoppings and seals will be dealt in particular. Moreover, problems and ambiguousness observed in applications in underground coal mines to meet the criteria in the current Turkish mining legislation will be presented.

It is considered that the study will be useful to better evaluate the mining legislation for underground coal mines and eliminate the problems and ambiguousness in the legislation and its applications.

Keywords: Mining legislation, mine ventilation, underground mining, coal.

GİRİŞ

Bir ülkedeki madencilik faaliyetleri genel olarak o ülkeye özel bir maden kanunu ve buna bağlı yönetmeliklerle belirlenmektedir. Doğası gereği madencilik faaliyetleri çalışma, iş sağlığı ve güvenliği, çevre, arazi ve su kullanımı, vergi ve enerji gibi konulardaki pek çok yasal düzenlemeyle de yakından ilişkilidir. Bu kapsamda, madencilik faaliyetleri konusunda yürürlüğe konan yasal belgelerin tamamı maden mevzuatı olarak adlandırılmaktadır. Esas olarak maden mevzuatının bir ülkedeki madencilik faaliyetlerinin bilimsel ve günün teknolojik koşullarına uygun, güvenli ve ekonomik bir şekilde sürdürülmesi üzerindeki etkisi oldukça fazladır. Bu nedenle, maden mevzuatı kapsamının ve içeriğinin bilimsel temellere dayanan, anlaşılır ve tartışmalara neden olmayacak, net ifadelerden oluşması büyük öneme sahiptir.

Bilindiği üzere Türkiye'de madenlerin aranması, işletilmesi, üzerinde hak sahibi olunması ve terk edilmesi ile ilgili esaslar 3213 sayılı Maden Kanunu ile düzenlenmiştir (Resmi Gazete, 1985). Söz konusu kanun yıllar içerisinde zaman zaman kısmi zaman zaman ise kapsamlı olmak üzere birçok değişikliğe uğramıştır. Bu kanunun yanı sıra madencilik faaliyetlerinin sağlıklı ve güvenli yürütülebilmesi için birçok yönetmelik yayımlanmış ve bu yönetmelikler de maden kanunu gibi yıllar içerisinde büyük değişikliklere uğramıştır. Bu yönetmeliklerden en önemlisi kuşkusuz maden ocaklarında alınacak iş sağlığı ve güvenliği tedbirlerini konu alan, 6331 sayılı İş Sağlığı ve İş Güvenliği Kanunu kapsamına giren maden işyerlerini kapsayan ve 28770 sayılı Resmi Gazete'de yayımlanan Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği'dir (ÇSGB, 2013). Bu yönetmelikle temel olarak, sondajla maden çıkarılan işlerin yapıldığı işyerleri ile yeraltı ve yerüstü maden işlerinin yapıldığı işyerlerinde çalışanların sağlık ve güvenliğinin korunması için uyulması gerekli asgari şartları belirlenmesi hedeflenmiştir. Bu yönetmelikte, 2014 yılında Soma'da (Manisa) bir yeraltı linyit ocağında yaşanan ve 301 madencinin hayatını kaybettiği faciadan sonra özellikle havalandırma ve iş güvenliği konularını ele alacak biçimde kapsamlı biçimde değişikler yapılmıştır (ÇSGB, 2015).

Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde 2015 yılında yapılan bu kapsamlı değişiklikte özellikle yeraltı kömür ocaklarına yönelik olarak, bu çalışmanın da motivasyonunu sağlayan, havalandırma ve iş güvenliği konularında yeni koşullar getirilmiştir. Bu koşullardan (diğer koşulların öneminden bağımsız olarak) özellikle asgari hava hızı, termal konfor değerleri ve izlenmesi, gaz izlemeye yönelik sensör sayısı ve bunların konumları, yeraltı kömür ocaklarında gaz degajı riskinin değerlendirilmesi, kömür damarlarının kendiliğinden yanmaya yatkınlıklarının belirlenmesi ve (kalıcı) bekleme barajlarının nitelikleri gibi havalandırma ile doğrudan ya da dolaylı olarak bağlantılı yeni koşullar dikkat çekmektedir.

Yönetmeliğin yayımlanmasını takiben ülkemizdeki yeraltı kömür ocaklarında denetlemeler yoğunlaşmış ve yönetmelikte belirtilen şartların işletmelerce yerine getirilmesi yönünde çalışmalar hızlandırılmıştır. Ancak, yönetmelikte net olmayan, eksik veya hatalı ifadelerin kullanılması nedeniyle uygulama ve denetimlerde karışıklık, anlaşmazlık ve eksikliklerin olduğu da gözlenmiştir.

Bu kapsamda, bu çalışma 2015 yılında revize edilen Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği kapsamında havalandırma ve iş güvenliği ile yakından ilgili koşulların bir kritiğini yapmayı hedeflemektedir. Buna yönelik olarak, hava hızı alt limiti, termal konfor değerleri ve izlenmesi, gaz izlemeye yönelik sensör sayısı ve konumu, gaz degajı riskinin değerlendirilmesi, kömür damarlarının kendiliğinden yanmaya yatkınlıklarının belirlenmesi ve (kalıcı) bekleme barajlarının nitelikleri konuları sırasıyla ele alınacak, yönetmelikte bulunan eksiklikler/muğlaklıklar irdelenecektir. Bununla ilişkili olarak yazarların, yeraltı kömür ocaklarında yönetmelikte bulunan koşullarla ilgili uygulamalardaki eksiklikler ile ilgili tecrübelerine de değinilecektir.

HAVALANDIRMA İLE DOĞRUDAN YA DA DOLAYLI OLARAK İLİŞKİLİ MEVZUAT MADDELERİNİN KRİTİĞİ

Bu bölümde yeraltı kömür ocaklarına yönelik olarak Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği kapsamında uyulması istenen koşullar, gelişmiş ülkelerdeki madencilik mevzuatlarıyla da karşılaştırılarak ayrı ayrı ele alınacaktır.

Asgari Hava Hızı

Yeraltı ocaklarında güvenli çalışma koşullarının oluşturulması için havalandırma en önemli bileşen konumundadır. Bu bağlamda, yeraltı ocaklarına sağlanacak temiz hava miktarı kirleticilerin (gaz, toz vb.) seyreltilmesi için büyük önem arz etmektedir. Genel gereksinim olarak, personelin çalıştığı ya da geçiş yaptığı yerlerde temiz hava, güvenliği ve sağlığı tehlikeye atmayacak miktarlarda sağlanmalı ve aynı zamanda çalışanlar için konforlu bir çalışma ortamı sağlamalıdır. Konfor açısından değerlendirildiğinde hava miktarından ziyade kesit içerisindeki havanın hızı önem kazanmaktadır. Yüksek hava hızları toz gibi problemleri beraberinde getirmekte ve çalışanların serin koşullarda çalışmasına neden olmaktadır. Bunun yanı sıra, ihtiyaçtan yüksek hava hızları, dolayısıyla hava miktarları, aşırı havalandırma maliyetlerine yol açmaktadır.

McPherson (1993) personelin çalıştığı ve geçiş yaptığı açıklıklarda en düşük hava hızının genel olarak 0,3 m/s olduğunu ve bu seviyede havanın hareketinin ancak hissedildiğini belirtmiştir. Aynı araştırmacı cevher kazılan arınlarda ise 1 m/s ile 3 m/s arasındaki hava hızlarının tipik olduğunu ve 4 m/s'yi aşan hava hızlarının toz oluşumuna neden olması ve serin koşullar yaratacağı için arında çalışan personel açısından konforsuz bir ortam yaratacağını rapor etmiştir.

Yeraltı kömür ocaklarına yönelik olarak Amerika Birleşik Devletleri (ABD) ve Avustralya gibi kömür madenciliğinin oldukça gelişmiş olduğu ülkelerin mevzuatları incelendiğinde hava miktarları ve hızları için çeşitli asgari hükümler olduğu görülmektedir. ABD mevzuatına göre (30 C.F.R §75.325); her bir uzun ayağa ulaşan hava miktarının en az 30.000 cfm (850 m^3/dak = 14,2 m^3/s) olması gerektiği belirtilmektedir. Ancak operatörün metan ve solunabilir toz miktarını istenen seviyelerde tutabilecek daha az bir hava miktarı gereksinimini kanıtlayabildiği hallerde bu miktarın aranmayacağı bildirilmektedir. Aynı mevzuatta, emici havalandırma sistemlerinin kullanıldığı ocaklarda kömürün kesildiği, kazıldığı, patlatma yapmak için delindiği, ya da yüklendiği ayak arınlarında ya da havalandırma planında belirtilen diğer çalışma yerlerinde ortalama hava hızının en az 60 fpm (0,3 m/s) olması gerektiği belirtilmektedir (30 C.F.R §75.326) (20 ft (6,1 m) genişliğe, 7 ft (2.1 m) yüksekliğe sahip tipik bir açıklıkta gerekli minimum hava miktarı 8400 cfm (4,0 m^3/s) olmaktadır). Bunun yanı sıra, eğer daha düşük hava hızları metan ve solunabilir toz konsantrasyonlarını kabul edilebilir seviyelerde tutabiliyorsa bu hızlar havalandırma planında belirtilmek kaydıyla kabul edilebilmektedir.

Avustralya'da ise hava miktarı ve hızı değerlerini kapsayan biri Queensland ve diğeri ise New South Wales (NSW) eyaletindeki yeraltı kömür ocaklarını kapsayan iki yönetmelik bulunmaktadır. Buna göre; Queensland eyaletinde bulunan yeraltı kömür ocaklarında işyerinin hava girişi tarafındaki kısımlarında ve metan miktarının % 0,5 - % 2 arasında bulunacağı öngörülen her bir iş yerinde (ERZ1) en düşük ortalama hava hızı 0,3 m/s olmalıdır (Coal Mining and Safety and Health Regulation, 2017). NSW eyaletinde bulunan yeraltı kömür ocakları içinse bir hava hızı alt limiti belirtilmemiş olmasına rağmen uzun ayak madenciliği yapılan her ayaktan geçmesi gereken hava miktarının kesilen her bir metre kömür yüksekliği (kalınlığı) için 4 m^3/s'den aşağı olmaması gerektiği belirtilmiştir (3 m kalınlık için 3 x 4 m^3/s = 12 m^3/s) (Work Health and Safety (Mines) Regulation, 2014).

Ülkemizde ise yeraltı kömür ocaklarında asgari hava hızı; Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği'nde 10.03.2015 tarih ve 29291 sayılı Resmi Gazete'de yayımlanan değişiklikle *''Ocaktaki hava miktarı; temiz hava giriş yolu ve havanın ayrıldığı bütün kollarda dâhil olacak şekilde, hava ölçüm istasyonları kurularak, gerekli ölçümler yapılmak suretiyle takip edilir. Bu ölçümler sağlık ve*

güvenlik dokümanında belirtilen sıklıklara göre yapılır ve havalandırma defterine kaydedilir. Hava hızı her halde 0,5 m/s'den az olamaz'' şeklinde düzenlenmiştir. Yine aynı yönetmeliğin grizulu maden ocakları kısmında "*Bütün grizulu ocakların, havalandırma planında tespit edilen istasyonlarında, en geç 10 günde bir gerekli ölçümler yapılır. Hava akımını etkileyecek bir değişikliğin olması durumunda gerekli ölçümler yenilenir."* denilerek ölçüm periyodu da belirlenmiştir.

Ülkemizde yeraltı kömür ocaklarında uygulanan hava hızı alt sınır değerlerini düzenleyen yönetmelik maddesi incelendiğinde ortaya üç temel sorun çıkmaktadır. Bunlardan birincisi yönetmelik maddesindeki ifadeden kaynaklanan muğlaklıktır. Yönetmelikte belirtilen maddede bulunan *"Hava hızı her halde 0,5 m/s'den az olamaz"* ifadesi müstakil bir ifade gibi kullanılmış gibi görünse de bu ifadeden önce kurulacak hava istasyonlarından ve bu istasyonlarda ölçüm yapılmasından bahsetmektedir. Yani bu madde bir bütün olarak ele alındığında *"Ocaktaki hava miktarı; temiz hava giriş yolu ve havanın ayrıldığı bütün kollarda dâhil olacak şekilde, hava ölçüm istasyonları kurularak"* ifadesinde öncelikle temiz havanın girdiği ana hava giriş yolundan ve kollardan bahsedilmektedir. Dolayısıyla, bu ifade hazırlık galerileri ve baca gibi tali havalandırma ile havalandırılan yeraltı çalışmalarını kapsamamaktadır. Zira yeraltı havalandırmasında "kol (branch (ing.))" terimi iki kavşağı birleştiren hava yolu olarak tanımlanır ve bu nedenle iki ucu da açık olmalıdır. Ancak, ülkemizdeki mevcut durumda tüm yeraltı kömür ocaklarında bulunan tüm açıklıklarda hava hızının 0,5 m/s'nin altında olması yönetmeliğin ihlali anlamına gelmektedir. Ayrıca, yönetmelik maddesinde ifade edilen 0,5 m/s değerinin kesit içerisinde ortalama değer olduğu da ifade edilmelidir. Bu bakımdan yönetmelik maddesinin "*hava istasyonlarında ortalama hava hızı her halde 0,5 m/s altında olamaz*" şeklinde revize edilmesi uygun olacaktır.

İkinci sorun ise asgari hava hızının büyüklüğü ve nerelerde uygulanacağıdır. Yukarıda belirtildiği üzere A.B.D ve Avustralya gibi ülkelerin mevzuatlarında hava hızı alt sınırları özellikle kömür üretiminin yapıldığı ya da buna yönelik yapılan çalışmaların olduğu arınlarda 0,3 m/s olarak belirlenmiştir. Bunların dışındaki açıklıklarla ilgili herhangi bir hava hızı alt sınırı zorlaması net olarak ifade edilmemektedir. Ancak, farklı şekillerde ifade edilmesine rağmen dikkatli incelendiğinde A.B.D ve Avustralya mevzuatında mekanize çalışabilecek tipik bir uzun ayak için gerekli hava miktarı neredeyse aynıdır. Bunun yanı sıra, özellikle A.B.D mevzuatında oda topuk yöntemiyle çalışan bitümlü kömür ve linyit ocakları ayrı tutularak, bunlar için hava hızı yerine asgari temiz hava miktarı üzerinden de bir sınırlama getirilmiştir. Bunun sebebi, linyit ocaklarındaki damar gaz içeriklerinin görece olarak düşük olmasıdır. Ülkemizde ise asgari hava hızını belirten yönetmelik değişikliği çıktıktan sonra mevcut ocaklarda bu şartı sağlamak zorlayıcı olmuştur. Özellikle yeraltı açıklıkları oldukça büyük olan ocaklarda asgari hava hızı koşulunu sağlama havalandırma açısından çeşitli sorunları (büyük kapasiteli tali fan ihtiyacı, fantüp çaplarının büyütülmesi, ana fan kapasitesinin yetersizliği vb.) beraberinde getirmiştir.

Son olarak yönetmelik maddesinde bahsedilen 0,5 m/s asgari hava hızı koşulunun hangi bilimsel temele dayandığı bilinmemektedir. Elbette yeraltı kömür ocaklarına daha fazla temiz hava sağlanması zararlı gazların ve tozların seyreltilmesi açısından olumludur. Ancak burada tüm yeraltı kömür ocaklarının bir arada değerlendirilmesi pek de uygun değildir. Yönetmelik maddesinin mevcut durumunda, gaz geliri yüksek olan bir taşkömürü damarında (>9-10 m^3/t) işletilen bir ayağa verilmesi gereken hava miktarı ile aynı büyüklükte ve gaz geliri oldukça düşük olan bir linyit damarında (<1-2 m^3/t) işletilen ayağa aynı miktarlarda hava sağlanması gerekmektedir. Örneğin, bir ayağın çalıştığı ve toplam havalandırma açıklığı 11.700 m olan bir yeraltı linyit ocağında çeşitli kriterlere göre hava ihtiyacı Çizelge 1'deki gibi olmaktadır (Fişne, 2017). Görüldüğü üzere hava hızına göre gerekli olan hava miktarı diğer kriterlere göre olandan oldukça fazladır. Asgari hava hızı 0,3 m/s olarak alınırsa hava hızı sınırına göre ocağa temiz hava ihtiyacı toplam 1.902,3 m^3/dak olmakta ve bu durumda ocağa verilmesi gereken hava miktarı ise yaklaşık 700 m^3/dak daha az olmaktadır.

Çizelge 1. 11.700 m açıklığa sahip bir linyit ocağında farklı kriterlere göre temiz hava ihtiyaçları

Kriter	Hava ihtiyacı (m^3/dak)
Çalışan sayısı	300
Yayılan gaz miktarı	194
Oluşan toz miktarı	434
Kullanılan patlayıcı madde miktarı	640
Dizel motorlu araçlardan yayılan gaz miktarı	1.166,4
Hava hızı sınırları*	2.591

*Asgari hava hızının ayak içinde 1 m/s, diğer galerilerde 0,5 m/s olması hedeflenmiştir. Ayak kesiti 14,5 m^2, galeri kesitleri ise 14-16 m^2 arasındadır.

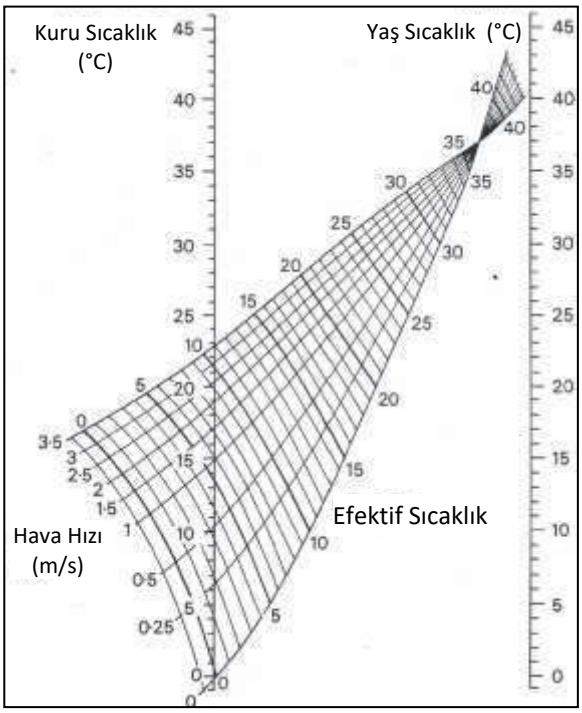
TERMAL KONFOR DEĞERLERİ VE İZLENMESİ

Sağlıklı bir insan vücudu olması gereken sabit sıcaklığını (36,2°C - 37°C) koruyamadığı durumlarda, vücuttaki fazla ısı nedeniyle fiziksel ve mental strese maruz kalmaktadır. Bu gibi durumlarda vücudun "*ısı stresi*" altında olduğu söylenir. Isı stresi, vücutta bulunan fazla ısının vücuttan çevreye aktarılamadığı hallerde vücudun durumu olarak tanımlanabilir. ISO 7243 (1989)'a göre sıcak bir ortama maruz kalan bir kişi ısı stresi altındadır ve bu durum atmosfer ve vücut arasındaki ısı transferini etkilemesi nedeniyle fiziksel aktivite ve çevre karakteristikleri sonucu vücut içerisindeki ısı üretimine bağlıdır.

İnsan vücudunun aşırı sıcaklıklara maruz kalması vücudun direncini aşabilmekte ve kişinin sağlığına zarar verebilmektedir. Isı stresi; vücut sıcaklığı, ortama uyum sağlama, doğal ısı toleransı ve iş yükü nedeniyle oluşan metabolik ısı gibi iç faktörlerin yanı sıra ortam sıcaklığı, radyan ısı, hava hızı ve nem gibi dış faktörlerden etkilenmektedir. Isı stresinin değerlendirilmesi için çok sayıda indeks geliştirilmiş olsa da bunlardan en eskisi ve yaygın kullanılanı "*efektif (etkin) sıcaklık*"tır (Maurya vd., 2015). Efektif sıcaklık, ilgilenilen ortamda algılanan anlık ısı ile aynı hissiyatı veren durgun doymuş havanın sıcaklığıdır. Efektif sıcaklık kavramı ofis çalışanları için bir termal konfor indeksi olarak, endüstriyel ve askeri meslekler içinse ısı stresinin bir ölçüsü olarak kullanılmaktadır (McPherson, 1993). Efektif sıcaklığı tespit edebilmek için ölçülen yaş sıcaklık, kuru sıcaklık ve hava hızının kullanıldığı nomogramlar kullanılmaktadır. Şekil 1'de verilen nomogram dikkatlice incelendiğinde ocak atmosferinde oldukça farklı kuru-yaş sıcaklık (bunlara bağlı olarak bağıl nem) ve hava hızı koşullarında aynı efektif sıcaklığın elde edilebildiği görülmektedir. Çizelge 2, örnek olarak efektif sıcaklığın 22°C olması için gerekli koşulları göstermektedir.

Yeraltı maden ocaklarında çalışanların sıcaklık etkilerinden korunması sağlık ve güvenlik açısından önem arz etmektedir. Bu nedenle ocaklarda özellikle yoğun çalışmanın yapıldığı yerlerde (ayak vb.) havanın sıcaklık ile bağıl nem miktarının (yaş-kuru sıcaklık) ölçülmesi ve hava hızı ile ilişkilendirilerek efektif sıcaklık değerlerinin belirlenmesi gerekmektedir. Buna yönelik olarak gelişmiş ülkelerin maden mevzuatında çalışanların ısıdan kaynaklı etkilerden korunmasına yönelik olarak çeşitli hükümler bulunmaktadır. Avustralya'da hem Queensland hem de NSW eyaletlerinin yönetmeliklerinde yeraltı ocaklarında çalışanların ısı stresinden korunması için yaş sıcaklığın 27°C'yi aşmaması gerektiği bildirilmiştir (Coal Mining Safety and Health Regulation, 2017, Work Health and Safety (Mines) Regulation, 2014). Ayrıca, Queensland eyaleti yönetmeliğine göre efektif sıcaklığın 29,4°C'yi geçtiği yerlerde çalışanların rutin işlerde çalıştırılması yasaktır. Aynı yönetmelikte ocaktaki iş sağlığı ve güvenliği biriminin ocak atmosferindeki efektif sıcaklığın hesaplanmasına yönelik bir yöntem ibraz etmesi gerektiği de vurgulanmıştır. ABD'de maden mevzuatında ise efektif sıcaklığa yönelik bir değer bulunmamasına rağmen Mine Safety and Health Administration (MSHA) 1976 yılında yayımladığı raporda, yeraltı ocaklarında yaş sıcaklığın 26°C olduğu yerleri "sıcak ortam" olarak tanımlamış ve bu tür ocak kesimlerinde işçilerin çeşitli yöntemlerle (çalışma/mola zamanlarının ayarlanması, çalışanların rotasyonu vb.) korunmasını tavsiye etmiştir (MSHA, 1976). Almanya'da ise yeraltı kömür ocaklarında

efektif sıcaklığın 25°C üstünde olduğu durumlarda çalışma saatleri kısaltılmakta, 30°C üzerinde ancak belirli koşullarda izin verilmekte ve 32°C üzerinde ise çalışmaya kesinlikle izin verilmemektedir (Scholette,1999).



Şekil 1. Hafif kıyafet giymiş kişiler için efektif sıcaklık nomogramı

Çizelge 2. Efektif sıcaklığın 22°C olduğu durumlarda kuru-yaş sıcaklıklar, bağıl nem ve hava hızları

Kuru Sıcaklık (°C)	Yaş sıcaklık (°C)	Bağıl Nem (%)	Hava Hızı (m/s)	Efektif Sıcaklık (°C)
24	22	84	0,5	22
25	23	85	1,0	22
26	21,5	68	1,0	22
28	23,5	69	3,0	22
28	20	49	1,6	22

Ülkemizde ise yeraltı ocaklarında sıcaklık ve nemin ölçülmesi ile ilgili düzenleme Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği ile yapılmıştır (ÇSGB, 2013). Bu yönetmelikte düzenleme (EK-3, Madde 8.9) *"Ocağın çeşitli kısımlarında, sıcaklık ve nem oranı düzenli olarak ölçülür. Nem oranı göz önünde bulundurularak hava sıcaklığının sağlığa zararlı düzeye yükselmemesi için gerekli tedbirler alınır. Bu düzeye yaklaşıldığında ölçme işlemi her gün gerekli görülecek aralıklarla yapılır ve ölçme sonuçları havalandırma defterine yazılır. Söz konusu şartların sağlık için tehlikeli olması halinde çalışma geçici olarak durdurulur."* şeklinde ifade edilmektedir. Ancak, bu maddede genel olarak "hava sıcaklığı" ifadesi kullanılmakta, bu ifade net açıklanmadığı gibi herhangi bir sınır değer de verilmemektedir. Anlaşıldığı kadarıyla bu yönetmelik maddesinde bahsedilen hava sıcaklığı ifadesi kuru termometre sıcaklığını göstermektedir. Ancak bu düzey bile net olarak belirtilmemiştir. Halbuki yukarıda detaylı olarak anlatıldığı üzere yeraltında çalışılan ortam sıcaklığının değerlendirilebilmesi için yaş-kuru sıcaklıklar ile hava hızının etkilerinin birlikte değerlendirilmesi gerekmektedir. Dolayısıyla, bu maddedeki ifadelerin son derece genel olduğu görülmekte ve yapılması istenen ölçümlerin herhangi bir fonksiyonunun olmadığı düşünülmektedir. Bu nedenle, yönetmeliğin bu maddesinin revize edilmesi,

bilimsel ve net ifadeler yanında rakamlarla ne istendiğinin tam olarak belirtilmesi yapılan ölçümlerin faydalı olması açısından yerinde olacaktır.

GAZ İZLEMEYE YÖNELİK SENSÖR SAYISI VE KONUMU

Yeraltı kömür ocaklarındaki atmosferi güvenli koşullarda tutabilmek için öncelikli gereksinim, ocak havasındaki O_2, CO, CO_2 ve CH_4 gibi gazların konsantrasyonlarının sürekli ve düzenli olarak izlenmesidir. Böylece, elde edilen verilerden ocak havasına ait kısa ve uzun vadeli değişimler izlenebilmekte ve bu da madencilerin bulunduğu tüm ocak kesimlerinde oluşabilecek patlayıcı ve zehirli atmosferlere karşı erken uyarı imkanı sağlamaktadır. Günümüzde, yeraltı kömür ocaklarında ocak atmosferinin uzaktan izlenmesi amacıyla yeraltı ocaklarının çeşitli kesimlerine yerleştirilen elektronik sensörlerin oluşturduğu sensör ağları kullanılmaktadır. Bu tür sistemler sayesinde ocak içindeki zararlı gaz konsantrasyonları ile hava hızı ve sıcaklık gibi parametreler sensörler ile izlenmekte, elde edilen veriler anlık olarak merkezi gaz izleme istasyonuna iletilmekte ve ocağın durumu ile ilgili değerlendirmeler yapılabilmektedir.

Yeraltı kömür ocaklarında gazların izlenmesinde esas olan, sensörlerin ocak içinde doğru noktalarda ve sensörlerin bulunduğu kesit alanı içinde doğru şekilde konumlandırılmalarıdır. Ayrıca, sensörlerin kalibrasyonu ve sensör ölçümlerinin doğruluklarının kontrolü de önem arz etmektedir. İzlenecek gazların fiziksel ve kimyasal özelliklerinin iyi bilinmesi kullanılacak sensörlerin seçimi ve doğru konumlandırma açısından oldukça önemlidir.

ABD maden mevzuatına göre yeraltı kömür ocaklarında ocak havasında %19,5'dan az O_2, %0,5'den yüksek CO_2 ve 50 ppm'den yüksek CO bulunmamalıdır (30 C.F.R § 75.321, 2014). Bunun yanı sıra; patlayıcı atmosfer oluşturmaması açısından %2,5'dan fazla CO, %0,80'den fazla H_2 ve H_2S, %0,4 C_2H_2 ve C_3H_8 ile %0,3'den fazla MAPP (metil-asetilen-propilen-propodiyen) bulunan atmosferlere izin verilemez. Yeraltı kömür ocaklarında kullanılan Atmosferik İzleme Sistemi (AMS)'nde ise duman, CO ve CH_4 sensörlerinin bulunması zorunludur. Bu sistemlerde kullanılan duman ve CO sensörlerinin bant nakliyatı yapılan açıklıklarda ve ana kaçış yollarına (CO ya da duman sensörü), CH_4 sensörlerinin ise hava dönüş yollarına yerleştirilmesi gerekmektedir. ABD mevzuatında, CO ya da duman sensörleri açıklığın 3'te 1'lik üst bölümünde orta kısma yakın ve sistem üzerinde çalışan personeli tehlikeye sokmayacak bir yere konulmalıdır. CH_4 sensörlerinin ise açıklığın merkezine yakın ve tavan, yan duvarlar ve tabandan en az 12 inç (30,5 cm) uzak şekilde yerleştirilmesi gerektiği belirtilmiştir (30 C.F.R § 75.351, 2014).

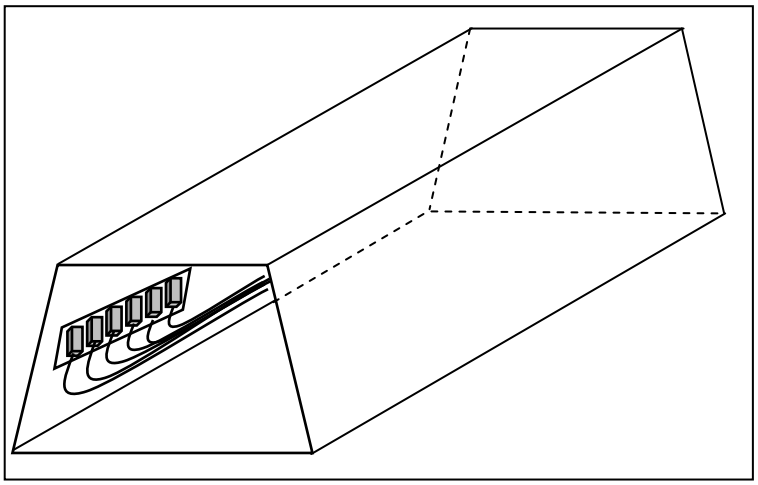
Avustralya'da ise mevzuat gereği havasında %19'dan az O_2, %2,5'den fazla CH_4, 30 ppm'den fazla CO, 15 ppm'den fazla H_2S, 25 ppm'den fazla NO ve N_2O, 3 ppm'den fazla NO_2 bulunan ortamlarda çalışmak yasaklanmıştır. Queensland ve NSW eyaletlerinde yeraltı kömür ocaklarında atmosferin izlenmesine yönelik olarak bir gaz izleme sisteminin kurulması zorunludur (Coal Mining Safety and Health Regulation, 2017, Work Health and Safety (Mines) Regulation, 2014). Bu sistemler hava dönüş yollarındaki CH_4, CO, CO_2 ve O_2 gazlarını izlemeye yöneliktir. Bunun yanı sıra, gaz izleme sistemlerinin CO/O_2 azalmasını, (Graham Oranı), CO/CO_2 oranını ve gaz karışımının patlayabilirliğini sürekli ve otomatik olarak hesaplama kabiliyetinde olması istenmektedir.

Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği gereğince 2015 yılından itibaren ülkemizde bulunan yeraltı kömür ocaklarında ocak havasında %19'dan az O_2, %2'den çok CH_4, %0,5'ten çok CO_2 ve 50 ppm'den çok CO ve 20ppm'den çok H_2S olmaması ve bu gazları izleyecek merkezi bir gaz izleme sisteminin kurulması zorunlu kılınmıştır. Merkezi gaz izleme sisteminde O_2, CH_4, CO, H_2S konsatrasyonlarını, sıcaklık ve hava hızını ölçen sensörlerinin bulunması gerekmektedir. Bu sensörlerin ise asgari olarak ocağın ana hava giriş yolunda, üretim bölgelerinin her birinin temiz hava giriş ve hava dönüş yollarında, hazırlık çalışması yapılan bölgelerin hava dönüş yollarında ve ocağın kirli havasının ocak dışına çıktığı nefesliklerde bulunması da hükme bağlanmıştır (ÇSGB, 2015).

Ülkemizde mevzuata göre yeraltı kömür ocaklarında zorunlu olarak kullanılması gereken sensörler arasında CO_2'nin bulunmaması ilginçtir. Zira CO_2 barajlanmış eski imalat sahalarından, ocaktaki kızışma/yangın gibi olaylar sonucu, insan nefesi ve dizel araçların egzozlarından ortama yayılabilmektedir. Özellikle Avustralya mevzuatında belirtildiği gibi ocaktaki kızışma/yangın olaylarını önceden haber verebilecek Graham oranı ve CO/CO_2 oranı gibi oranların takibi açısından CO_2 gazının izlenmesi önem arz etmektedir. Bunun yanı sıra H_2S sensörünün mevzuatta zorunlu tutulması da son derece sıra dışıdır. Bu gaz her ne kadar tehlikeli bir gaz da olsa bilindiği kadarıyla ülkemizde H_2S gazına bağlı olarak yeraltı kömür ocaklarında yaşanan sürekli ve ciddi olaylar rapor edilmemiştir. Dolayısıyla, CO_2 gibi daha önemli bir gazın izlenmesi yerine H_2S gazına yönelik sensörün yönetmeliğe dahil edilmesinin ciddi bir gerekçesi yok gibi durmaktadır.

Yönetmelikten anlaşıldığı üzere bir üretim işyeri ve bir hazırlık çalışması olan bir yeraltı kömür ocağında zorunlu olarak kullanılması gereken asgari sensör sayısı 30'dur. Üretim ve hazırlık faaliyetlerinin yoğunluğuna bağlı olarak bu sayı orta ve büyük ölçekli ocaklarda kolaylıkla 100'ün üzerine çıkmaktadır (TTK Karadon: >450 sensör). Sensör sayısının bu denli yüksek olması ise hem sistemin verimliliğini hem de güvenilirliğini azaltmaktadır. Zira sensörler ocak atmosferindeki nemden etkilenmekte, sıklıkla kalibrasyon gerektirmekte ve ocakta farklı noktalarda çok sayıda sensör bulunması nedeniyle takipleri zorlaşmaktadır.

Bir diğer husus ise sensörlerin galeri içinde konumlandırılmalarıyla ilgilidir. Mevzuatta bu konuyla ilgili herhangi bir bilgi bulunmamaktadır. Dolayısıyla, sensör konumlandırması ilgili ocaktaki yetkililere bırakılmış gibi görünmektedir. Ancak bu durum uygulamada ciddi sorunlara yol açmaktadır. Yazarların ülkemizdeki yeraltı kömür ocaklarıyla ilgili tecrübeleri tüm sensörlerin çoğunlukla galerinin yan cidarında yan yana bir grup halinde konulduğuna işaret etmektedir (Şekil 2). Oysaki izlenmesi gereken her gazın ve parametrenin kendine has özellikleri bulunmaktadır. Buna bağlı olarak CO, CH_4 ve hava hızı sensörlerinin tavana ve galeri kesitinin ağırlık merkezine yakın, H_2S sensörlerinin tabana yakın asılması ölçümlerin doğruluğu açısından gereklidir (Barış ve Aydın, 2018). Özellikleri dikkate alınmadan yerleştirilen sensörlerin doğru ölçüm yapması imkansızdır. Bu durumda yeraltı kömür ocakları adeta bir sensör mezarlığına dönmektedir. Dolayısıyla yönetmelikteki ilgili maddeye sensörlerin kesit içerisindeki yerleriyle ilgili bilgiler eklenmesi uygulama ve sistemin faydalı çalışması açısından olumlu olacaktır.



Şekil 2. Trapez kesitli bir galeri içinde grup halinde yan yana yerleştirilmiş sensörler

ANİ PÜSKÜRME (GAZ-KÖMÜR DEGAJI) RİSKİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ

Avustralya'da NSW eyaleti maden mevzuatında; ani püskürme için CH_4, CO_2 ya da CH_4-CO_2 gaz karışımlarından bahsedilmekte ve AS-3980-1999 standardı kullanıldığında gaz içeriğinin (CH_4 ya da

CH_4/CO_2) 9 m^3/ton'dan yüksek olduğu ya da GeoGas Desorpsiyon Hızı İndeksi'nin 900'ü aştığı durumlarda bu ocak kesimleri "ani püskürme kontrol bölgesi" olarak adlandırılmaktadır. Beamish (1984) ani gaz-kömür püskürmesi için gaz içeriği sınır değerinin Avustralya ve Almanya'da madencilik faaliyetlerindeki ampirik tecrübelere dayalı şekilde CH_4 için 9 m^3/t ve CO_2 içinse 5 m^3/t olduğunu bildirmiştir.

Ülkemizde yürürlükte olan Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde (EK-3, 12.5.1) yeraltı kömür ocaklarında gaz degajı riskinin; kömür damarlarının gaz içerikleri ve kömürün desorpsiyon kapasitesi dikkate alınarak bilimsel bir metotla değerlendirilmesi hükme bağlanmıştır. Yönetmeliğin bu maddesi ile ilgili öncelikli problem gaz degajı riskinin hangi durumda oluştuğunun belirsiz bırakılmasıdır. İkinci olarak ise bilimsel değerlendirme için dikkate alınması gerektiği söylenen "*desorpsiyon kapasitesi*" kavramının ne olduğudur. Literatürde bilinen böylesi bir kavram yoktur. Burada bahsi geçen desorpsiyon kapasitesi kavramı anlaşıldığı kadarıyla İngilizce olan "sorption capacity" kavramı ile karıştırılmıştır. Sorpsiyon (sorption), adsorpisyon (bir maddenin bir katı ya da sıvı yüzeyinde toplanması) ve absorpsiyon (bir maddenin bir katı ya da sıvı bünyesine soğurulması) olaylarının birlikte bulunması halidir. Dolayısıyla bu kavramın kapasitesinden bahsetmek mümkündür. Desorpsiyon ise sorpsiyon prosesinin tersidir. Yani, bir katı ya da sıvıya adsorbe ya da absorbe olmuş bir diğer maddenin o maddeden tekrar ortama salınmasıdır. Bu nedenle desorpsiyonun kapasitesinden bahsetmek mümkün değilken hızından bahsedilebilmektedir. Özellikle farklı yapıdaki kömürlerin bünyelerindeki CH_4 ve CO_2 gazlarının desorpsiyon hızlarının farklı olabildiği bilinmekte ve bu bilgiler ani gaz-kömür degajı olaylarını yorumlamak ve önceden tahmin etmek için kullanılmaktadır.

Yönetmelik maddesindeki bir diğer kargaşa da kömür damarlarının gaz içeriklerinin ölçülmesi ile ilgilidir. Kömür damarlarının ani gaz-kömür degajı riskinin değerlendirilebilmesi sadece damarların gaz içeriğine değil temel olarak kömürün özelikleri (permeabilite, dayanım), gaz basıncı, desorpsiyon hızı, tektonizma ve damar üzerindeki gerilme dağılımına bağlıdır (ACARP, 1996). Olayın karmaşıklığı nedeniyle günümüzde ani gaz-kömür püskürmelerini tam ve etkili bir şekilde tahmin edebilen ya da önleyen bir yöntem bulunmamaktadır. Dolayısıyla, tek bir parametre ile ani gaz-kömür degajı riskini değerlendirmek mümkün değildir. Ancak potansiyel tehlikeler yüksek basınç altındaki bölgelerin tanımlanması, gaz desorpsiyon hızları ve gaz içeriklerinin ölçülmesi ile teşhis edilebilir (Aguado ve Nicieza, 2007). Örneğin, çok sayıda gazlı kömür damarına sahip Çin'de kömür damarlarının ani gaz-kömür degajı riski gaz basıncı, tektonizma, desorpsiyon hızı ve kömürün dayanımına bağlı olarak sınıflandırılmaktadır (Xue vd., 2010). Ülkemizde yürürlükte olan yönetmelik maddesinde belirtilen kömür damarlarının gaz içeriğinin ölçülmesi, gelişmiş ülkelerde özellikle gazlı kömür damarlarının çalışıldığı ocaklarda devamlı yapılan bir iştir. Kömürün heterojen bir malzeme olması nedeniyle tek bir örnekle bir kere ölçülen gaz içeriğinin ocaktaki damarı/damarları temsil etmeyeceği açıktır.

KÖMÜR DAMARLARININ KENDİLİĞİNDEN YANMAYA YATKINLIKLARININ BELİRLENMESİ

Madencilik faaliyetleri sırasında ya da sonrasında hava ile temas eden tüm kömürler okside olmaktadır. Kömürleşme derecesi azaldıkça bu yatkınlık daha da artmaktadır. Okside olan kömür ise çalışma yapılan ortama CO ve CO_2 gibi zehirli ve boğucu gazların yanı sıra bir miktar ısıyı da yaymaktadır. Çalışma esnasında ortaya çıkan bu ısı havalandırma sistemi yardımıyla ortamdan uzaklaştırılamazsa oksidasyon reaksiyonu daha da hızlanmakta (katalizör etkisi) ve açık alevli yangınlara yol açabilmektedir. Dolayısıyla, yeraltında kömürün kendiliğinden yanması ve buna bağlı olarak gelişen olaylar kömür madenciliğinde önemli miktarda can ve mal kaybına yol açmaktadır. Bu nedenle, yeraltı kömür ocaklarında kendiliğinden yanmanın izlenmesi, erken fark edilmesi ve acilen gerekli tedbirlerin alınması büyük önem arz etmektedir. Bu bağlamda, çalışılan kömür damarlarının kendiliğinden yanmaya yatkınlıklarının tespiti de oldukça önemlidir. Buna yönelik olarak çeşitli bilimsel teknikler geliştirilmiştir. Bu tekniklerden sık kullanılanları, adyabatik ısıtma (ör. R_{70}), izotermal ısıtma, kesişme noktası sıcaklığı, diferansiyel termal analiz (DTA), Feng-Chakravorty-Cochrane (FCC) indeksi, WITS-EHAC indeksi ve büyük ölçekli testlerdir.

Uluslararası madencilik mevzuatında yeraltı ocaklarında kendiliğinden yanma ve buna bağlı yangın ve patlama risklerine karşı tedbirleri içeren çeşitli yönetmelik ve standartlar bulunmaktadır. Bunlardan bazıları doğrudan (Avustralya) bazıları da dolaylı (Avrupa Birliği) yollardan kendiliğinden yanmayı içermektedir. Avustralya'da yeraltı kömür ocaklarında kendiliğinden yanma riskinin azaltılmasına yönelik olarak hem Queensland hem de NSW eyaleti yönetmeliklerinde kendiliğinden yanma riskleri için ocaklarda risk analizi ve bunu içeren bir temel acil durum planı yapılması zorunlu kılınmıştır (Coal Mining Safety and Health Regulation, 2017, Work Health and Safety (Mines) Regulation, 2014). Buna yönelik olarak 2011 yılında NSW eyaleti Ocak Güvenlik Operasyonları Birimi (Mine Safety Operations Branch) tarafından yeraltı ocaklarında kendiliğinden yanma olaylarının doğru yönetilebilmesi için bir kılavuz yayımlanmıştır (NSW Government, 2011).

Ülkemizde ise yeraltı kömür ocaklarında kendiliğinden yanma olayları için Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde çeşitli hükümler bulunmaktadır (ÇSGB, 2013, 2015). Bu hükümlerde, kendiliğinden yanmaya elverişli ocaklarda tutuşmanın önlenmesi veya erken fark edilmesi için bekleme barajları da dahil olmak üzere gerekli tedbirlerin alınması gerektiği belirtilmiş ancak bu tedbirlerin ne olduğundan bahsedilmemiştir. Bu maddelere dayanılarak yeraltı ocaklarında çalışılan damarların kendiliğinden yanmaya yatkınlıklarını gösteren bilimsel çalışmalar yapılması istenmektedir. Buna yönelik olarak yeraltı kömür ocaklarından sınırlı sayıda örnek (çoğunlukla bir, bazen iki örnek) test yapılacak kurumlara gönderilmekte ve yatkınlık testleri bu örnekler üzerinde yapılmaktadır. Ancak, bu testler kendiliğinden yanmaya yatkınlığın belirlenmesi için kullanışlı olsalar da ocağın farklı bölgelerinde aynı damarın farklı özellikler (kül, nem içeriği, tane boyutu, permeabilite, faylanma ve yapısal bozukluklar vb.) gösterebilmesi nedeniyle laboratuvarda tam olarak simüle edilememektedir. Bu nedenle sınırlı sayıda yapılan testler kömür damarının kendiliğinden yanmaya yatkınlığı için ocaktaki tüm kesimlerde ve koşullarda gösterge niteliğinde olamayabilmektedir.

KALICI BEKLEME BARAJLARININ NİTELİKLERİ

Yeraltı ocaklarında kullanılan barajlar yanıcı/patlayıcı gazların bulunması nedeniyle patlama riskinin olduğu gazlı yeraltı ocaklarında ya çıkan yangınların ilerlemesini ve oluşabilecek patlamaları engellemek için ya da terk edilmiş ocak kesimlerini kapatmak için kullanılmaktadır. Barajlar aynı zamanda kapatılan bölgelerde birikebilecek suyun da aktif ocak kesimlerine ulaşmasını engelleme görevi görmektedir. Bu özellikleri nedeniyle bu tip yapıların tasarımı ve inşası oldukça önemlidir ve amaçlarına göre farklılık gösterebilmektedir. Patlama riskinin bulunduğu ocaklarda barajlar tipik patlama basınçlarına ve yüksek ısıya dayanıklı olmalıdır. Patlama riskinin olmadığı ve temel sorunun su birikmesi olduğu sığ linyit ocakları ve metal ocaklarında ise barajların ana işlevi birikebilecek suyun aktif ocak kesimlerine ulaşmasını engellemektir. Bu durumlarda barajlar oluşabilecek hidrostatik basınca dayanmalı ve yapılarını muhafaza etmelidir.

Yeraltında kullanılan barajlara yönelik olarak ABD ve Avustralya gibi ülkelerin mevzuatlarında detaylı düzenlemeler bulunmaktadır. ABD'de Mine Safety and Health Administration (MSHA) tarafından yayımlanan standarda göre yeraltında inşa edilecek barajlar; baraj arkaları izleniyorsa minimum 345 kPa, izlenmiyorsa minimum 827 kPa patlama basıncına 0,1 s ya da 4 s süreyle dayanacak şekilde inşa edilmelidir (MSHA, 2008). Avustralya'da ise yeraltı kömür ocaklarında kurulacak barajlar A, B, C ve D tipi olarak dört kategoriye ayrılmış ve bu barajların sırasıyla minimum 35, 140, 345 ve 70 kPa basınçlara dayanacak kapasitede olması zorunlu kılınmıştır (Coal Mining Safety and Health Regulation, 2017).

Ülkemizde ise Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğine göre (EK-1, 5.4.6); yangın ve sızdırmazlık bekleme barajlarının hava sızdırmaz, basınca dayanıklı ve tahrip olmayacak şekilde kurulması ve ocak gazları yönünden sürekli kontrol altında bulundurulması gerekmektedir. Ayrıca, bu barajların arkasında oluşabilecek gaz basıncı ve su baskınına karşı dayanımının hesaplanması ve sağlık ve güvenlik dokümanında belirtilmesi hükme bağlanmıştır. Ancak, yönetmelikte barajların ne kadarlık bir patlama ya da hidrostatik basınca dayanacağından net olarak söz edilememektedir. Bu

nedenle ocaklarda mevcut barajların (varsa!) dayanımlarının hesaplanarak sağlık ve güvenlik dokümanında belirtilmesi yeterli görülmekte ve barajların sadece var olması bile yeterli gibi durmaktadır. Oysa ülkemizdeki yeraltı ocaklarında mevcut durumda kullanılan barajlar büyük çoğunlukla kil-ahşap, tuğla-sıva, ahşap-çamur-moloz, ince beton vb. malzemelerden derme-çatma inşa edilmektedir. Bu barajların ne herhangi bir hidrostatik basınca ne de bir patlama basıncına karşı dayanamayacağı açıktır. Bu durumda küçük bir kuvvetle yıkılabilecek baraj tasarımları nizami olarak görülmektedir. Bu nedenlerle yönetmelikte bu tip barajlarla ilgili dayanım ve inşa kriterlerinin net olarak ifade edilmesi tehlikelerin önlenmesi açısından önem arz etmektedir.

SONUÇLAR

Bu çalışma, Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği özelinde, ülkemizde yürürlükte olan maden mevzuatında bulunan ve yeraltı kömür ocaklarında havalandırma ve iş güvenliği ile doğrudan ya da dolaylı olarak ilgili maddelerin bir kritiğini yapmayı hedeflemiştir.

A.B.D. ve Avustralya gibi yoğun madencilik faaliyetlerinin yapıldığı ülkelerin mevzuat maddelerinde belirtilen ifade ve değerlerin gerek hükumete bağlı kamu kuruluşlarının gerekse üniversitelerin yürüttüğü bilimsel çalışmalar sonucunda ortaya çıkarıldığı anlaşılmaktadır. Bu tür çalışmalar için önemli miktarda finansal destek hükumetler tarafından sağlanmaktadır. Bu tür çalışmaların sonuçları ise mevzuata girmeden önce paydaşlarla yoğun olarak tartışılmakta ve herhangi bir karışıklık/muğlaklığa yol açmayacak şekle getirilmektedir. Örneğin, bu ülkelerdeki yeraltı kömür ocaklarında kömür damarlarının gaz içerikleri devamlı olarak ölçülmekte, bir veri tabanında saklanmakta ve dolayısıyla yönetmelikler bu veriler de değerlendirilerek çıkarılmaktadır. Bunun yanı sıra ihtiyaç doğduğunda yeni çalışma/güncellemelerle maden mevzuatlarında çeşitli değişiklikler yapılmaktadır.

Bu çalışmada ülkemizde yürürlükte olan Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği kapsamında ele alınan maddeler incelendiğinde çoğu maddenin ülkemize has olmadığı, bazı maddelerde bilimsel yanlışlıkların bulunduğu ve bazı maddelerde ise detaydan yoksun son derece genel ifadeler kullanıldığı dikkat çekmektedir. Bu durumun ise uygulamada karışıklara yol açtığı ve hatalı sonuçlara yol açabilecek değerlendirmelerin yapıldığı değerlendirilmiştir. Bunun yanı sıra linyit ocakları ile taşkömürü ocaklarının aynı koşullarda değerlendirilmesinin de uygulamada çeşitli sorunlara yol açtığı sonucuna varılmıştır.

Maden mevzuatları ülkelerin madencilik politikalarını ve faaliyetlerini düzenleyen temel enstrümanlardır. Bu nedenle madencilik faaliyetlerine yönelik kanun ve yönetmelikler ülkelerin şartlarına özel, bilimsel temellere dayanan ve net kavramları içermeli, herhangi bir yanlış anlaşılmaya ya da hatalı değerlendirmeye neden olmamalıdır.

KAYNAKLAR

30 C.F.R § 75.321 (2014) Air quality, Code of Federal Contact (C.F.R).
30 C.F.R § 75.325 (2014) Air quantity, Code of Federal Contact (C.F.R).
30 C.F.R § 75.326 (2014) Mean entry air velocity, Code of Federal Contact (C.F.R).
30 C.F.R § 75.351 (2014) Atmospheric monitoring systems, Code of Federal Contact (C.F.R).
ACARP (1996). Sudden outbursts of gas and coal in underground coal mines, Final report, Australian Coal Association Research Program.
Aguado, M. B. D., Nicieza C. G. (2007) Control and prevention of gas outburst in coal mines, Riosa-Olloniego coalfield, Spain, *International Journal of Coal Geology, 69*, 253-266.
Baris, K., Aydin Y. (2018) Atmospheric monitoring systems in underground coal mines revisited: a study on sensor accuracy and location, *International Journal of Oil, Gas and Coal Technology, DOI: 10.1504/IJOGCT.2018.10014043 (in press)*.

Beamish, B.B., 1984. Overseas visit to West Germany. Tech. Rept. CCP-009-84. Collinsville Coal Co. Pty,Collinsville.

Coal Mining Safety and Health Regulation (2017). Subordinate Legislation 2017, No. 165, Queensland, AU.

ÇSGB (2013). Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliği, Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, 19.09.2013 tarihli Resmi Gazete, No:28770.

ÇSGB (2015). Maden İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Yönetmeliğinde Değişiklik Yapılması Hakkında Yönetmelik, Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, 10.03.2015 tarihli Resmi Gazete, No:28770.

ISO 7243 (1989). Hot environments – Analytical determination and interpretation of thermal stress using calculation of required sweat rate, International Organization for Standardization, Geneva.

Fişne, A., Oskan, M., Sancak, A., Öz, F., Aslan, S., Salar, G., Aydemir C. S. (2017) Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu Garp Linyitleri İşletmesi Müdürlüğü Ömerler-A Yeraltı Kömür Ocağı Havalandırma Sisteminin Değerlendirilmesi.

Maurya, T., Karena, K., Vardhan, H., Aruna, M., Govinda R. (2015) Effect of heat on underground mine workers, *Procedia Earth and Planetary Sciences*, *11*, 491-498.

McPherson, M. J. (1993). Subsurface ventilation and environmental engineering (1st ed.), London, Chapman & Hall.

MSHA (1976). Heat stress in hot U.S. Mines and Crieteria for standards for mining in hot environments, U.S. Department of Labor, Mine Safety and Health Administration.

MSHA (2008) Sealing of abandoned areas; Final rule, U.S. Department of Labor, Mine Safety and Health Administration, http://arlweb.msha.gov/REGS/FEDREG/FINAL/2008finl/08-1152.asp (09 Kasım 2018).

NSW Government (2011) MDG 1006 -Technical reference for spontaneous combustion management guideline, Mine Safety Operations Branch, AU.

Resmi Gazete (1985). Maden Kanunu, 04.06.1985, No: 18785.

Scholette, W. (1999) Control of heat and humidity in German mines, 8th U.S. Mine Ventilation Symposium (pp. 357-363). Rolla, MO: University of Missouri-Rolla Press.

Work Health and Safety (Mines) Regulation (2014). New South Wales Legislation, No. 799, NSW, AU.

Xue, S., Reece, D., Yarlagadda, S. (2010) APP Coal Mine Health and Safety Project 1 Report – Identify and collate leading safety technologies, CSIRO Earth Science and Resource Engineering Report EP106702, CSIRO.

TÜRKİYE'DEKİ BAZI KÖMÜR HAVZALARINDA TASMAN MEKANİZMALARININ İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF THE MECHANISM OF THE SUBSIDENCE IN SOME COAL BASIN IN TURKEY

C.O. Aksoy

Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü
(okay.aksoy@deu.edu.tr)

ÖZET

Kömür, yeraltından farklı üretim yöntemleri ile üretilmektedir. Özellikle, göçertmeli üretim yöntemlerinde yeryüzünde tasman oluşmaktadır. Tasman mekanizması her üretim havzasına ve hatta değişik üretim yöntemlerine bağlı olarak değişiklik gösterir. Tasman mekanizmasında birçok faktör etkilidir. Damarın eğimi, derinlik, damar kalınlığı, örtü tabakasının özellikleri gibi parametreler tasman miktarını ve göçme mekanizmasını etkiler. Bu çalışmada, Soma, Tunçbilek, Çayırhan, Suluova havzalarındaki tasmanlar ve göçük mekanizmaları incelenmiştir.

Anahtar Kelimeler: Tasman, Kömür, Üretim Yöntemleri, Kaya Mekaniği

ABSTRACT

Coal is produced from underground by different production methods. In particular, subsidence occurs on the ground in caving production methods. The subsidence mechanism varies depending on each production basin and even different production methods. Many factors in the subsidence mechanism are effective. Parameters such as slope of the bad, depth, bad thickness and features of the rocks affect the amount of collapse and the mechanism of collapse. In this study, the subsidence and the collapse mechanisms in Soma, Tunçbilek, Çayırhan, Suluova basins were investigated.

Keywords: Subsidence, Coal, Production Methods, Rock Mechanics

GİRİŞ

Kalın kömür damarlarında kullanılan üretim yöntemlerinden birisi de Longwall Top Coal Caving (LTCC) yöntemidir. Bu yöntemde kömür damarı dilimlere ayrılır. Her dilimde bir miktar kömür aynadan alınır ve üstte kalan kömür ise göçertilerek, ayak arkasında alınır. Bu yöntemde alınan kömür kalınlığı yüksek olduğundan, yeryüzüne önemli miktarda sübsidans etkisi ulaşır. Sübsidans etkisinin hangi boyutta olacağı kömür damarının kalınlığı ve tabakaların limit açılarına bağlıdır (Aksoy, 2004). Sübsidans etki alanının belirlenmesine yönelik olarak analitik yöntemlerle hesaplamalar yapılabilir. Özellikle derin madenlerde limit açısı için yapılan bu hesaplamalar oldukça karmaşıktır (Whittaker ve Paşamehmetoğlu, 1981; Singh ve Singh, 1998; Sheorey vd, 2000; Yao vd, 1991; Aksoy, 2005). Son dönemlerde yapılan araştırmalar gerçek limit açısının ampirik yöntemlerle hesaplanan değerlerden farklılık arz ettiğinden bahsetmektedir (Marschalko, 2011; Marschalko, 2012a; Marschalko, 2012b). Bu çalışmalar göstermiştir ki, reel limit açısı uzun dönem sonucunda ortaya çıkmaktadır. Yeraltında kömür üretimi bitmiş olsa da, göçük malzemesinin konsolidasyonu uzun dönem sürmekte ve sübsidans etki alanı artmaktadır. Burada şunun belirtilmesinde yarar vardır: uzun dönemde ortaya çıkan sübsidans etkisi kısa dönemde ortaya çıkan etkiden oldukça küçüktür. Diğer bir deyişle, üretim bittikten kısa süre sonrasında büyük deformasyonlar olmakta ve daha sonrasında göçük malzemesinin uzun süren konsolidasyonu sonucunda sübsidans etki alanı büyümekte fakat deformasyon miktarı öncekine nazaran daha düşük olmaktadır. Eğer ortamda yeraltı suyu var ise durum daha da vahim hale gelebilmekte ve sübsidansın sonlanması çok

daha uzun yıllar alabilmektedir (Wang vd, 2009). Özellikle Çin gibi kalın kömür damarlarının yerleşim bölgelerine yakın olduğu durumlarda, uzun dönem sonra sonlanan sübsidanslar yapılara önemli hasarlar verebilmektedir (Hu vd, 2004). Yukarıda da belirtildiği üzere, gerçek sübsidans etki alanı, uzun dönem gelişen göçük konsolidasyonu sonucunda oluşmaktadır.
Bu bildiride, ülkemizde önemli miktarda kömür üretimi gerçekleştirilen Soma, Çayırhan, Tunçbilek ve Suluova havzalarındaki tasman mekanizmaları üzerinde yapılmış incelemeler verilecektir.

TASMAN MEKANİZMASI

Uzunayakta kazı başladıktan sonra,gerilme dağılımı değişir. Ayak açıklığı, ayak ilerlemesiyle artırılacaktır. Bu durumda, kömür aynası ve göçük malzemesi tavan tabakalarına mesnet görevi görürler. Açıklık miktarı arttıkça, tavan tabakaları yüksek gerilmelere (eğilme, kesme) ve deformasyonlara maruz kalacaktır. Ayağın ilerlemesiyle, tavan tabakalarının kırılması istenir (Biron ve Arioğlu, 1993). Tavan tabakalarının kırılmasıyla tabaka kontrolü çok kolay olacaktır. Ancak, üretim ilk başladığında tavan, belli bir mesafeye kadar kırılmayabilir. Bu vesileyle, artan açıklık ile daha yüksek gerilmeler oluşacaktır. Gerilmeler çatı katmanlarının eğilme mukavemetini aştığında tabakalar kırılacaktır. Kayaların eğilme dayanımı aşağıdaki gibi verilebilir:

$$\sigma_b = \frac{ql^2}{bt^2} \tag{1}$$

burada; q, sistemdeki yayılı yük ($q = bt\gamma$) (ton); γ , yalancı tavanın birim hacim ağırlığı (t/m^3); t, yalancı tavanın kalınlığı (m):

$$t = \frac{m}{k-1} \tag{2}$$

Bu durumda, yalancı tavanın kırılması için gerekli açıklık miktarı (*l*)

$$l = \sqrt{\frac{\sigma_b t}{\gamma}} \tag{3}$$

Ayak ilerlemesiyle kırılan yalancı tavanın kırılması ve sonrasında tavan tabakalarının kırılması sonucu üretim etkileri yüzeye çıkacaktır. Uzunayak madenciliğine bağlı aşırı yükteki bölgeler ve tavan tabakalarının kırılmasının ilerlemesi Şekil 1'de verilmiştir. Açıklık miktarının fazlalığı, uzunayağı tehdit edebilir. Ortalama tavan tabakalarının kırılmasının mesafesi (Biron ve Arioğlu, 1993; Peng ve Chiang, 1984);

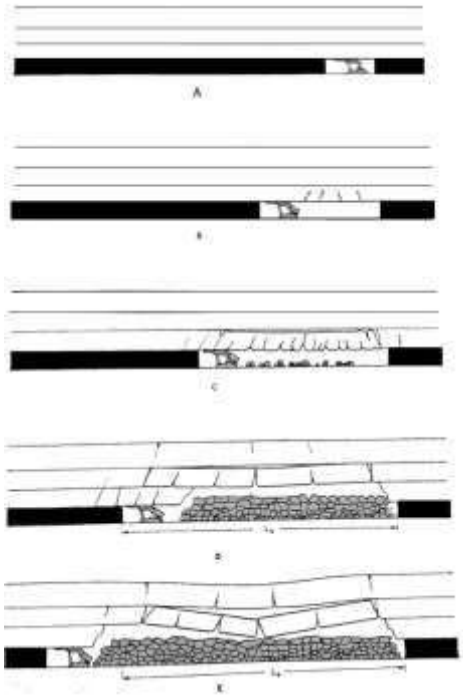
Peng and Chiang, 1984);

$$l_{mean} = \frac{l_a}{0{,}034 l_a - 1} \quad \text{(m)} \tag{4}$$

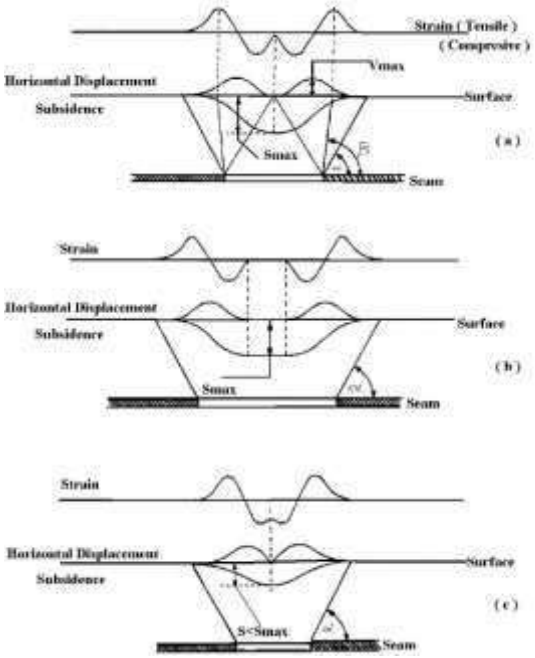
$$l_{mean} = 2{,}08\sqrt{t_{mean}} - 4 \quad \text{(m)} \tag{5}$$

Yalancı tavanın kırılma mesafesinin ortalama 16-25 m olduğu raporlanmıştır (Biron and Arioglu, 1993). Yalancı tavanın kırılması ve ilerleyen uzunayak ile birlikte gelişen gerilme durumları karşısında ana tavan tabaları da kırılacak ve yeryüzüne yansıyacaktır. Yeryüzüne yansıma şeklinde ve miktarında önemli olan birçok parametre vardır. Bunlardan bazıları, kömür damarının derinliği, eğimi, tavan tabakalarının

özellikleri, üretim yöntemi vb. sayılabilir. Bunun yanında, tasmanın yeryüzüne yansımaları saha geometrilerine bağlı olarak dar saha, kritik saha ve geniş saha olarak 3'e ayrılır. Eğer, kömür damarı seviyesinden alınan kırılma açısı ile ayak başı ve sonundan çizilen doğrular örtü tabakasının içinde kesişiyorsa dar saha, tam yeryüzünde kesişiyorsa kritik saha ve yeryüzünün üstünde kesişiyorsa geniş saha olarak tanımlanır (Şekil 2).



Şekil 1. Tavan tabakalarının kırılma prosesi (Peng ve Chiang, 1984; Sarkar ve Sing, 1978)



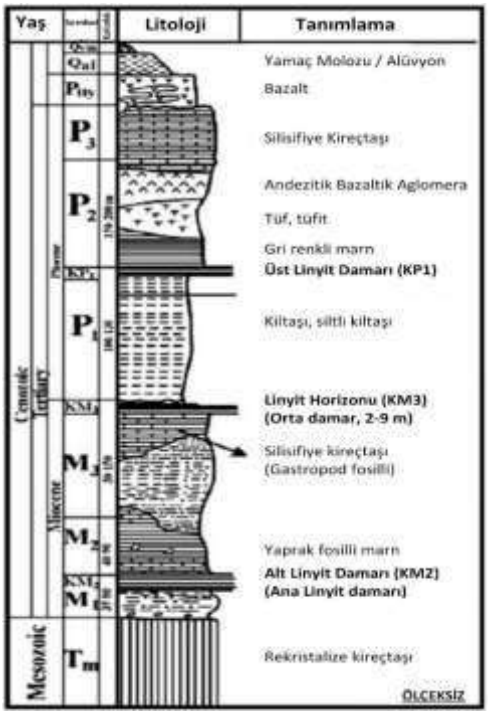
Şekil 2. Dar, Kritik ve Geniş Saha maden derinlikleri a)kritik saha, b)geniş saha, c)dar saha (Aksoy ve Köse, 2017)

SAHA ÇALIŞMALARI

Bu bildiri, ülkemizde yeraltı üretim yöntemleri ile kömür üretimi yapılan 4 farklı havzadaki tasmanlar üzerine yapılmış gözlemleri içermektedir. Bu havzalarda farklı uzunayak yöntemi ile üretim yapılmaktadır. Ancak, kömür damarlarının kalınlıkları ve uzunayak üretim farklılıkları ile yeryüzünde oluşan tasman gözlemleri değerlendirilmiştir.

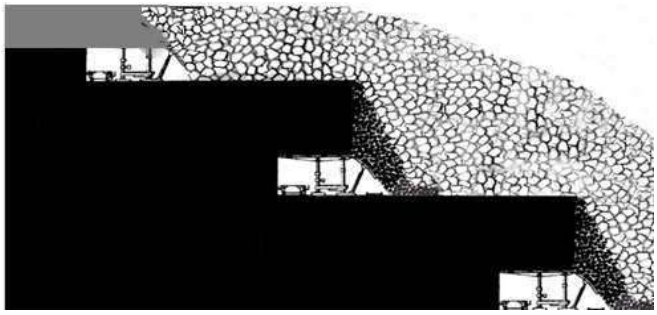
Soma Havzası

Ülkemizin en önemli kömür havzalarından biri olan Soma havzasında, özellikle Eynez bölgesinde bulunan kömür damarı genel itibarıyla kalın kömür damarı olarak nitelendirilmektedir. Kömür kalınlığı 12-30 m arasında değişmektedir. Birçok jeolojik kısıtlamayı içeren havzada, günümüz itibarıyla yarı-mekanize ve tam mekanize üretim yöntemleri uygulanmaktadır. Havzadaki üretimin gelecekteki perspektifi ise tam mekanize üretim yöntemine doğru gitmektedir. Şekil 3'de Soma Havzasının stratigrafisi görülmektedir.



Şekil 3. Soma Kömür Havzasının genelleştirilmiş stratigrafik Kesiti (İnci, 1998; Aksoy, 2004)

Çalışmaya konu olan madende kullanılan yöntem yarı mekanize ve tam mekanize Çok Dilimli arkadan göçertmeli-geri dönümlü uzunayak yöntemi uygulanmaktadır. Yöntem uygulandığında, üst dilimde (1. dilim) sadece kömür aynasından kazılan kömür üretilir. Orta ve alt dilimler (2. ve 3. dilimler) damar eğimine paralel ve en az 30 m aralıklarla birbirini takip ederek oluşturulmuştur. Kömür uzunayak aynasından 2.5 metre kazılarak alınır. Tahkimatın üstündeki 8 metrelik kömür ise ayak arkasından göçertilerek alınır (Şekil 4).



Şekil 4. Üretim yönteminin ana şeması

Bu havzada yapılan uzun dönem gözlem ve ölçümler sonucunda sahada farklı iki işletme sahasında gözlemlenen tasmanlara ait bazı görseller Şekil 5 ve 6'da verilmektedir.

Şekil 5. Soma Havzasındaki bir işletmenin üzerinde gözlemlenen tasmanlara ait bazı görseller

Şekil 6. Soma Havzasındaki başka bir işletmenin üzerinde gözlemlenen tasmanlara ait bazı görseller

Çayırhan Havzası

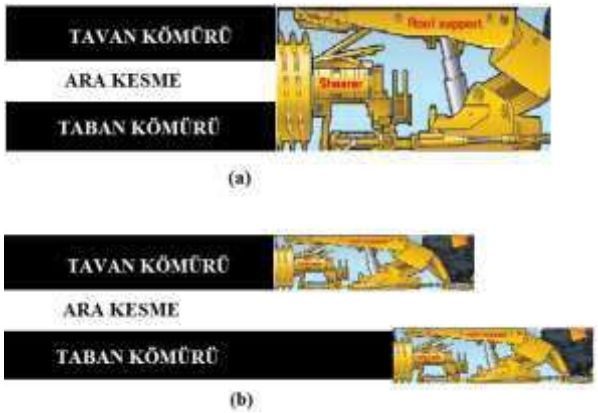
Çayırhan'daki kömür havzasında işletme uzun yıllardan beri sürmektedir. A, B, C, D, E, H, G sektörleri işletilirken son dönemde J sektörüde işletmeye alınmıştır. A, B, C, D, G sektörlerindeki rezervler sonlanmıştır. Şuan itibarıyla E, H ve J sektörlerinde işletme yapılmaktadır. Bütün sektörlerde tavan ve taban olmak üzere iki kömür damarı bulunmaktadır. Sektörlerde alçak arın (tavan ve taban ayrı ayrı) ve yüksek arın (tavan ve taban tek aynadan kesilerek) olacak şekilde üretim yapılmaktadır. E ve H sektörlerinde (alçak arın) kömür kalınlığı ara kesmeler çıkarıldığında ortalama 2 m dolaylarındadır. J sektöründe (yüksek arın) ise kömür kalınlığı 3-3.5 m dolaylarındadır. Sahanın tektonik yapısı göz önüne alındığında E ve H sektörlerinde oldukça az tasman etkisi görülmektedir. Bu bildiride, alçak arın ekipmanları ile üretim yapılan E sektörü ve yüksek arın ekipmanları ile üretim yapılan G ve J sektörlerindeki tasman mekanizmaları incelenecektir. Havzadaki birimlerin ortalama kalınlıkları ve genel işletme planları sırasıyla Şekil 7 ve 8'de verilmektedir.

Şekil 7. Havzadaki birimlerin ortalama kalınlıkları (Ünver vd, 2018)

Şekil 8. Havzadaki üretim planı

Havzadaki üretim kömür üretim uygulamaları yukarıda belirtildiği üzere alçak arın ve yüksek arın şeklinde yapılmaktadır (Şekil 9). Şekil 10'da alçak arın uygulaması ile üretim yapılan E Sektörünün üzerindeki tasman etkisi görülmektedir. Ancak, bu sektörde henüz sadece bir panoda taban kömürü üretimi yapılmıştır. Bu nedenle, buradaki tasman etkisinin bu durum göz önüne alınarak değerlendirilmesinde fayda bulunmaktadır. Şekil 11 ve 12'de ise Yüksek Arın şekliden üretim yapılan G

ve J sektörlerindeki tasman etkileri görülmektedir. E sektöründe ayak uzunluğu 150 m ve pano boyları yaklaşık 1000 m civarında iken, G ve J sektörlerinde Pano boyları yaklaşık 1200-2000 m arasında değişmekte ve ayak uzunlukları ise 200-240 m civarlarında değişmektedir. Örtü tabakası da düşünüldüğünde üretimin Geniş Saha koşullarında olduğu görülmektedir.



Şekil 9. Alçak arın ve Yüksek Arın uygulamalarının şematik gösterimi

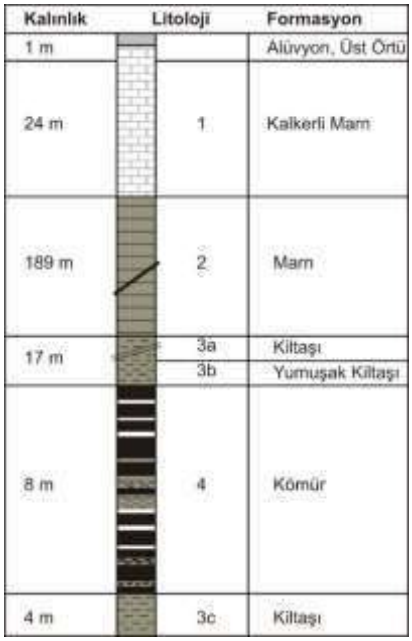
Şekil 10. E Sektöründeki tasmanın etkisinden görüntüler

Şekil 11. G Sektöründeki tasman etkisinden görünümler

Şekil 12. J Sektöründeki tasman etkisine dair görüntüler

Tunçbilek Havzası

Havzada halen işletilmekte olan kömür damarı alt seride ve alt marn horizonunun üst seviyelerinde veya alt marn horizonu ile üst marn horizonu geçişinde oluşan ana linyit damarıdır. Kömür damarının altında ve üzerinde marn horizonu içerisinde yer alan kayaçlar genelde kiltaşı formundadır. Ana linyit damarının genel olarak yatımı 10^{o} civarında ve kalınlığı 4-12 metre arasında olup, damar içinde değişik kalınlıkta tabaka ve adese şeklinde ara kesmeler mevcuttur. Örtü tabakası topoğrafyanın da etkisi ile bazı bölgelerde oldukça yüksektir. Bu havzadaki üretim genel olarak tam mekanize yöntemlerle yapılmaktadır. Havzadaki tabakaların kalınlıkları ve üretim yönteminin şematik gösterimi sırasıyla Şekil 13ve 14'de verilmektedir.



Şekil 13. Tunçbilek Havzasındaki tabakaların kalınlıkları

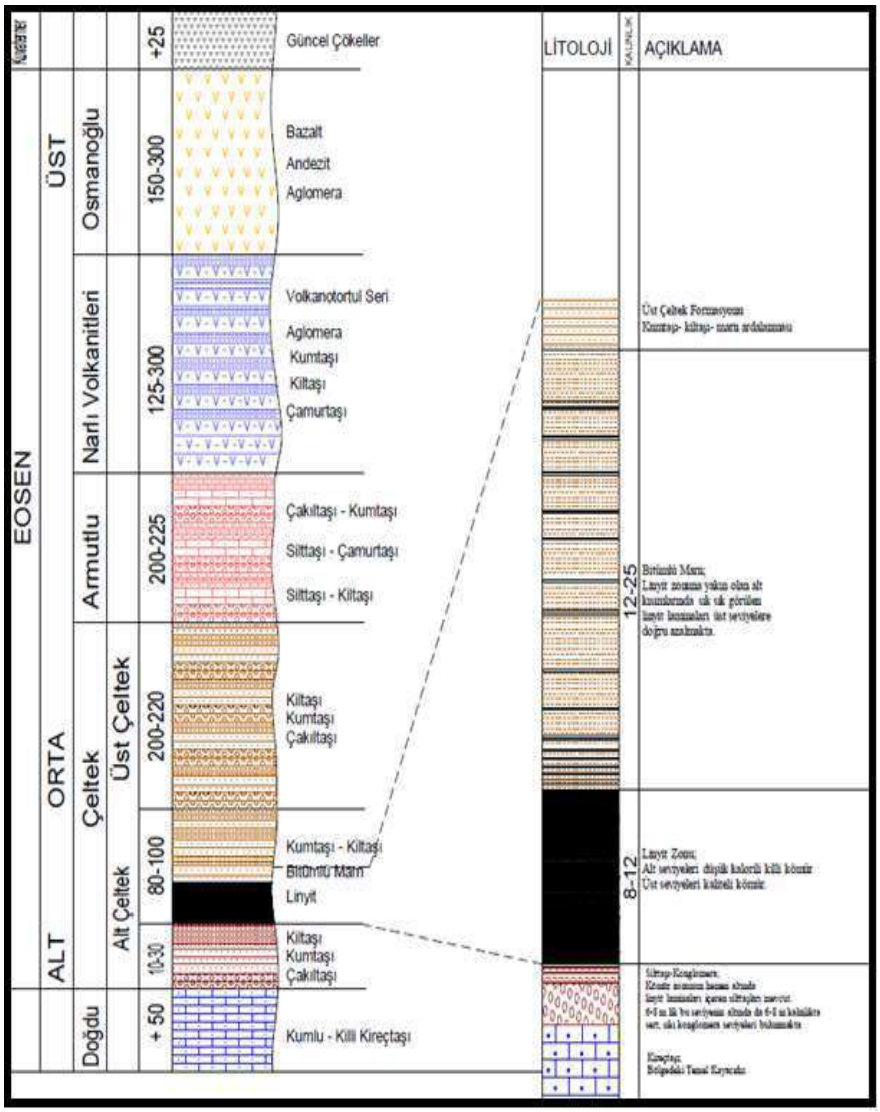
Şekil 14. Tunçbilek Havzasındaki tam mekanize üretimin şematik gösterimi

Havzada yapılan üretim sonrasında oluşan tasmanın gözlemlenmesi oldukça zordur. Bunun ana nedeni yeraltı ocağının üzerinde, yakında bulunan ve çok geniş bir açık işletmenin paşaları bulunmaktadır. Bu nedenle, oluşan tasmanlar, paşanın altında kalmaktadır. Ancak, açık işletmenin bazı bölgelerinde açık ocak basamaklarında ve çevrede gözlemlenebilen düşük miktardaki (0.5-1 m) tasmanlar Şekil 15'te verilmektedir.

Şekil 15. Tunçbilek Havzasında gözlemlenen tasman etkisinden görüntüler

Suluova Havzası

Havzada kömür kalınlığı 8-12 m arasında değişmektedir. Kömürün üzerinde çok sağlam ve kalın kumtaşı birimleri bulunmaktadır. Havzadaki kömür kalınlığı her ne kadar 12 m'lere ulaşıyorsa da, bugüne kadar yapılan üretim genel itibarıyla kömürün kalorisi yüksek olan üst seviyedeki 5-6 m'lik bölümlerin alınması şeklinde gerçekleşmiştir. Üretim yöntemi olarak genellikle oda yöntemi uygulanmış olup, son dönemde uzunayak yöntemi benimsenmiştir. Üretim yarı mekanize yöntemle yapılmaktadır. Havzadaki birimlerin kalınlıkları Şekil 16'da verilmektedir. Bu havzada yapılan yeraltı üretimi sonucu yeryüzünde tasman gözlemlenememiştir. Havzada, yeryüzüne yakın derinliklerde (50-60 m) yapılan madencilik sonucu tarlalarda oturmalar olduğu belirtilmesine rağmen, derinliğin genel olarak 200 m civarında olduğu göz önünde bulundurulmalıdır.



Şekil 16. Suluova Havzasındaki birimler

SONUÇ

Kömür madenciliği havzalarında yapılan üretimin yeryüzündeki etkileri, iyi değerlendirilmediği zaman yeraltındaki üretimi de olumsuz etkilemektedir. Bu nedenle, ülkemizin önemli havzalarından Soma, Çayırhan, Tunçbilek ve Suluova havzalarındaki yeraltı üretimlerinin yeryüzüne yansımaları incelenmiştir. Elbette ki, bu bildiride verilenler sınırlı bilgilerden ibarettir. Bunun ana nedeni, okuyucuyu detaylar içinde boğmamaktır. Bunun yerine daha kullanışlı olacak bilgiler verilmeye çalışılmıştır. Aşağıda havza bazında değerlendirmeler verilmektedir.

Soma Havzası Değerlendirmesi

Soma havzasında yeraltı üretimi Eynez ve Işıklar bölgelerinde yapılmaktadır. Işıklar bölgesindeki yeraltı ocaklarının üstünde, daha önceden işletilen açık ocak işletmelerinin paşaları bulunduğu için sağlıklı veri almak çok zor görülmektedir. Ancak, Eynez bölgesinde iki farklı işletmenin tasman mekanizmaları incelendiğinde, oldukça önemli sonuçlar elde edilebilmektedir. Bu bölgede kömür kalınlığı ortalama 25 m civarındadır. Yeraltından 25 m kömür alındığında yeryüzünde de büyük miktarlarda tasman beklenmektedir. Ancak, kömür damarı üzerindeki kireçtaşı tabakasının dayanımının yüksek olması ve oldukça kalın olması (Ünver ve Ünal, 2018) bu tabakanın oldukça zor ve iri bloklar halinde kırılmasına neden olmaktadır. Bunun yanında, sahadaki işletme planları incelendiğinde, üretimin dar saha da olduğu görülmektedir. Bu durumda, tasman etkisi tam olarak yeryüzüne yansımamakta dolayısıyla kırılma açısının kesiştiği noktadan aşağıda kalan bölümün kırılma etkisi yeryüzüne yansımaktadır.

Çayırhan Havzasının Değerlendirmesi

Çayırhan havzasında yapılan madencilik ayak uzunlukları, pano boyları ve örtü tabakası kalınlığı düşünüldüğünde Geniş Saha koşullarını yansıtmaktadır. E Sektöründe tavan kömür damarında planlanmış olan bütün panolarda üretim sonlanmıştır. Tavan kömürünü almak için yapılan kömür kesme yüksekliğinin 1.5 m, örtü tabakasının yaklaşık 350 m ve yeryüzünde çatlamalar ve yaklaşık olarak 0.5-1 m tasman olduğu düşünüldüğünde tabakaların kırılmalarında bir problem gözükmemektedir. G sektöründe ise, Yüksek Arın şeklinde üretim yapıldığı, örtü tabakasının 200-400 m arasında değiştiği, kesilen kömür kalınlığının 4.5 m olduğu ve yer yüzündeki tasman miktarının 2.2.5 m civarlarında olduğu belirlenmiştir. Ancak, tasmanın yeryüzüne ulaşmasının uzun süre aldığı da ayrıca tespit edilmiştir. Bu açıdan bakıldığında tabakaların sağlam yapıda olmaları fakat kırıldıktan sonra normal şekilde tasman mekanizmasının geliştiği görülmektedir. Yüksek Arın şeklinde üretim yapılan J sektöründe ise, G sektöründen farklı olarak örtü tabakası bazı bölümlerde oldukça azdır. 80-100 m'lere düştüğü görülmektedir. Ayrıca, topoğrafya ve tektonik etkisiyle birlikte bu sektördeki yeryüzüne yansıyan tasman miktarı 3-4 m'lere ulaşmaktadır.

Tunçbilek Havzasının Değerlendirmesi

Havzadaki kömürün üzerindeki örtü tabakası oldukça yüksektir. Havzadaki pano boyları ve ayak uzunlukları düşünüldüğünde Geniş Saha koşullarının oluştuğu görülmektedir. Yeraltından 8-12 m kalınlığında kömür alınmış olmasına rağmen, yeryüzündeki gözlemlenebilen tasman miktarının 0.5-1 m civarlarında olması tabakaların büyük bloklar halinde kırıldığını göstermektedir.

Suluova Havzasının Değerlendirmesi

Havzadaki kömür, tanımlama olarak kalın kömür tanımında olmasına rağmen üretilen kömür düşünüldüğünde (5-6 m) ince damar olarak görülmelidir. Üretim yöntemi olarak son döneme kadar oda yöntemi uygulanmıştır. Bu yöntemde önemli miktarda topuklar bırakılmaktadır. Havzasnın tektonik yapısı da uzun miktarda pano boyu ve ayak boyu oluşturulmasına izin vermemektedir. Bu nedenle, Dar

saha şartlarında üretim gerçekleşmektedir. Kömür damarı üzerinde çok sağlam kum taşı biriminin de büyük bloklar halinde kırılması ve tabandaki killi birimin aşırı şişmesi nedeniyle tasman etkisi yeryüzüne yansımamaktadır diye düşünülmektedir.

KAYNAKLAR

Aksoy CO. (2002), Numerical Modelling for the Recovery of Protecting Pillars in Soma District, PhD Thesis, *Dokuz Eylul University, Graduate School of Natural and Applied Science*, Izmir-Turkey, 107.

Aksoy C. O., Köse H., Onargan T., Koca Y. and Heasley K. (2004), "Estimation of Limit Angle by Laminated Displacement Discontinuity Analyses in Soma Coal Field, Western Turkey", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 41/4, 547-556.

Aksoy C. O. (2005), "Three-Dimensional Finite Element Analysis of an Underground Shaft at the Hustas Mine, Turkey", *CIM Bulletin*, September/October Issue, p:1-5.

Aksoy C.O. ve Köse H., (2017) Longwall Production with Subsidence, *Chapter 9-Coal Production and Processing Technology*, 179-190.

Biron, C. ve Arıoglu, E.,(1993) Support Works and Design in Mines, 22-44, İstanbul, Birsen press.

Hu R.L., Yue Z.Q., Wang L.C., WangS.J. (2004), Review on current status and challenging issues of land subsidence in China, *Engineering Geology* 76, 65– 77.

Marschalko M., Yilmaz I., Bednarik M., Kubecka K. (2011), Variations in the building site categories in the underground mining region of Doubrava (Czech Republic) for land use planning, *Engineering Geology*, 122, 169–178.

Marschalko M., Yilmaz I., Kristkova V., Fuka M., Bednarik M., Kubecka K. (2012), Determination of actual limit angles to the surface and their comparison with the empirical values in the Upper Silesian Basin (Czech Republic), *Engineering Geology*, 124, 130–138.

Marschalko M., Yilmaz I., Bednarik M., Kubecka K. (2012), Influence of underground mining activities on the slope deformation genesis: Doubrava Vrchovec, Doubrava Ujala and Staric case studies from Czech Republic, *Engineering Geology*, 147–148, 37–51.

Peng, S.S. ve Chiang, H.S. (1984) *Longwall Mining*, *first edition: John Willey and Sons*, Newyork.

Sarkar, K. ve Singh, B. (1978) Investigation into Strata Behaviour at a Longwall Face, *Annual Report: Central Mining Research Station*, Dhanbad.

Sheorey, P.R., Loui, J.P., Singh, K.B., Singh, S.K. (2000), Ground subsidence observations and a modified influence function method for complete subsidence prediction. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 37 (5), 801–818.

Singh, K.B., Singh, T.N. (1998), Ground movements over longwall workings in the Kamptee coalfield, India. *Engineering Geology*, 50 (1–2), 125–139.

Ünver B., Hindistan M.A., Ertunç G., Bilgin H.A., (2017), Park Termik Elektrik San. ve Tic. A. Ş. Çayırhan G-05 Panosu İçin Optimum Kömür Üretim Modelinin Geliştirilmesi, *Hacettepe Teknokent Teknoloji Transfer Merkezi,* ARGEDS-1357-2017/187, s:6.

Ünver B. ve Ünal M.S., (2018) Analysis of a possible root cause and mechanism for Soma mine disaster, *Journal of Mining and Environment*, DOI: 10.22044/jme.2018.7391.1.594, s: 1-27.

Whittaker, B.N., Pasamehmetoglu, A.G. (1981), Ground tilt in relation to subsidence in Longwall mining. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics*, 18 (4), 321–329.

Wang G.Y., You G., Shi B., Yu J., Tuck M. (2009), Long-term land subsidence and strata compression in Changzhou, China, *Engineering Geology* 104, 109–118.

Yao, X.L., Whittaker, B.N., Reddish, D.J., Influence of overburden mass behavioural, (1991), properties on subsidence limit characteristics. *Mining Science and Technology* 13 (2), 167–173.

YAPAY SİNİR AĞLARI İLE MUĞLA-TINAZ KÖMÜR SAHASI KALORİ DEĞERLERİ TAHMİNİ

ESTIMATION OF CALOFIRIC VALUE OF COAL FIELD IN MUĞLA-TINAZ WITH ARTIFICIAL NEURAL NETWORK

S. Toraman

TKİ Genel Müdürlüğü, Etüt Proje ve Tesis Dairesi, Ankara
(sedat.toraman@gmail.com)

ÖZET

Yapay sinir ağları genel olarak insan beyninin ya da merkezi sinir sisteminin çalışma prensiplerini taklit eden bilgi işleme sistemidir. Yapay sinir ağları, sınıflandırma, modelleme ve tahmin gibi birçok günlük hayat probleminin çözümünde başarılı sonuç veren bir yöntemdir. Yapay sinir ağları nöronlar arasındaki bağlantı ağırlıklarını ayarlayarak öğrenme gerçekleştirir. Çok katmanlı algılayıcılı yapay sinir ağlarında yaygın olarak kullanılan geri yayılım algoritması ile tahmin ve sınıflandırma problemleri çözebilmektedir.

Bu çalışmada; Muğla-Tınaz kömür sahasında yapılan sondajlara ait analiz değerleri (derinlik, kül, nem, kükürt, kalorifik değeri) kullanılarak bilinmeyen kalorifik değerler tahmin edilmeye çalışılmıştır. Bu amaç için yapay sinir ağı oluşturulmuştur. Gizli katmanında 84, 45, 44, 43, 43, 32, 21 nöron kullanılan 7 farklı ağ oluşturulmuştur. . Oluşturulan yapay sinir ağında; öğrenme fonksiyonu sigma, eğitim algoritması olarak levenberg-Marquardt kullanılarak ağ eğitilmiştir. 44 nörona sahip ağ en yüksek korelasyona sahip ağ 1000 iterasyon sonucunda tamamlanmıştır. Ağ eğitimi ile Gerçek Kalori değerleri ile Tahmin edilen kalori değerleri arasındaki ilişki R^2=0.91 gibi yüksek bir orana ulaşmıştır. Ağın eğitimi tamamlandıktan sonra kalori değerleri bilinmeyen damarların tahmini için ağ simulate edilmiştir. Sonuç itibariyle ortalama % 91 güvenilirlik aralığında sahanın bilinmeyen damarları için kalori değerleri saptanmıştır.

Anahtar Sözcükler: Yapay sinir ağları, Kömür analiz, Kalori

ABSTRACT

Artificial neural networks are generally an information processing system that simulates the working principles of the human brain or central nervous system. Artificial neural networks, classification, modeling and estimation, such as the solution of many daily life problems is a method that provides successful results. Artificial neural networks perform learning by adjusting the weights of the connection between neurons. It is able to solve the problems of estimation and classification with the back propagation algorithm which is widely used in multilayer sensor artificial neural networks.
In this study; In the Muğla-Tınaz coal field, the calorific values of the drillings (depth, ash, moisture, sulfur, calorific value) were investigated. An artificial neural network was created for this purpose. 7 different networks were used in the secret layer using 84, 45, 44, 43, 43, 32, 21 neurons. . Artificial neural network; The learning function sigma is trained in the network using levenberg-Marquardt as the training algorithm. The network with 44 neurons had the highest correlation and was completed by 1000 iterations. The relationship between network calorific values and estimated calorie values reached a high rate of R^2 = 0.91. After the training of the network is completed, the calorie values have been simulated network for prediction of unknown vessels. As a result, caloric values for unknown vessels of the field were determined in the 91% confidence interval.

Keywords: Artificial Neural networks, coal analysis, Calori

GİRİŞ

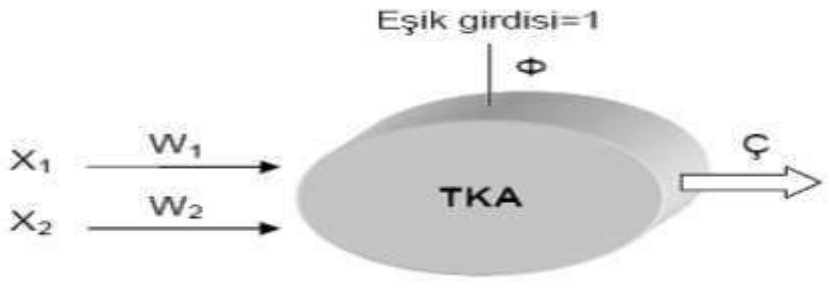
Yapay sinir ağları (Artificial neural networks, ANN), genel olarak insan beyninin ya da merkezi sinir sisteminin çalışma prensiplerini taklit eden bilgi işleme sistemidir [1]. Bu konu üzerindeki çalışmalar ilk olarak beyni oluşturan biyolojik üniteler olan nöronların modellenmesi ve bilgisayar sistemlerinde uygulanması ile başlamıştır. Nöronlar bağlantılarla birbirine bağlanır ve her bağlantı, girdisinin gücünü veya diğer bir deyişle önemini ifade eden sayısal bir ağırlığa sahiptir. Ağırlıklar, ANN 'lerdeki uzun süreli belleğin temel aracıdır. Bir sinir ağı, bu ağırlıkların tekrar tekrar ayarlanması yoluyla öğrenme gerçekleştirir [2]. Yapay sinir ağının genelleme yeteneği ağın topolojinin doğru seçilmesi ile birebir ilişkilidir. Ağ için en uygun mimari, problemi öğrenmek için yeterince büyük, genelleme yapabilmek için ise bir o kadar küçük olmalıdır. En uygun mimariden daha küçük bir ağ problemi iyi öğrenemez diğer taraftan daha büyük bir ağ ise eğitim verisini aşırı öğrenir ki bu da ezberlemesine neden olduğundan genelleme yeteneği zayıf kalır. Ağın yapısının belirlenmesinde temel olarak büyüyen/yapıcı ve budama/yıkıcı olmak üzere iki açgözlü yaklaşım bulunmaktadır. Ağın yapısı küçük seçilip öğrenme sürecinde büyüyor ise büyüyen/yapıcı bir yaklaşım, aksine büyük seçilip öğrenme süresince küçülüyor ise budama/yıkıcı bir yaklaşım izlenmiştir [3].

YAPAY SİNİR AĞLARI

Yapay sinir ağları genel olarak tek katmanlı algılayıcılar ve çok katmanlı algılayıcılar olarak ikiye ayrılmaktadır.

Tek Katmanlı Algılayıcılar

Tek katmanlı yapay sinir ağları doğrusal problemlerin çözümünde kullanılıp sadece girdi ve çıktı katmanından oluşmaktadır. Katmanların bir veya daha fazla nöronu bulunabilmektedir. Şekil 1'de basit bir tek katmanlı algılayıcı modeli gösterilmiştir.



Şekil 1. Tek katmanlı algılayıcı modeli

Eşik girdisi, bu tip ağlarda nöron elemanlarının değerlerinin ve de ağın çıktısının 0 olmasını önler. Değeri daima 1'dir. Ağın çıktısı Denklem 1'de gösterildiği gibi ağırlıklandırılmış girdi değerlerinin eşik değeri ile toplanması sonucu elde edilir.

$$A_{ç} = f\left(\sum_{i=1}^{n} W_i X_i + \Phi\right) \quad (1)$$

Denklem 1'de xi , i = 1,2, … , n ile ağın girdileri, wi , i = 1,2, … , n ile bu girdilere karşılık gelen ağırlık değerleri, ϕ ile eşik değeri gösterilmiştir. Tek katmanlı algılayıcıda çıktı fonksiyonu doğrusaldır. Böylelikle, ağa gösterilen örnekler eşik değer fonksiyonu ile iki sınıf arasında paylaştırılarak iki sınıfı

birbirinden ayıran doğru bulunmaya çalışılır. Ağın çıktısı 1 veya −1 değeri alır. Eşik değer fonksiyonu denklem 2' de gösterilmiştir.

$$f(g) = \begin{cases} 1 \; A_ç > 0 \\ -1 \; A_ç \leq 0 \end{cases} \quad (2)$$

Sınıf ayracı doğrusu Denklem 3'teki gibi tanımlanmaktadır.

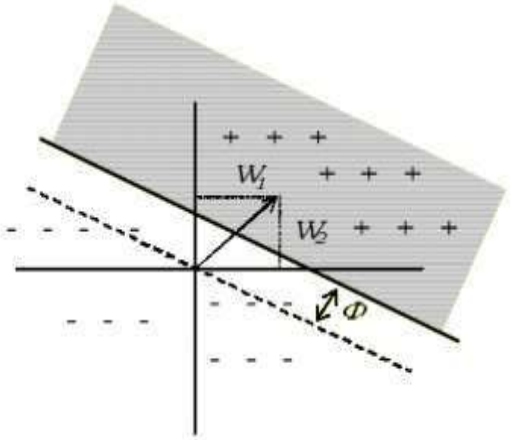
$$W_1 X_1 + w_2 X_2 + \Phi = 0 \quad (3)$$

Buradan;

$$X_1 = -\frac{W_2}{W_1} X_2 - \frac{\Phi}{W_1} \quad (4)$$

$$X_2 = -\frac{W_1}{W_2} X_1 - \frac{\Phi}{W_2} \quad (5)$$

olarak elde edilir. Denklem 4 ve 5 kullanılarak Şekil 2' de geometrik gösterimi verilen sınıf ayracı doğrusu çizilebilmektedir.



Şekil 2. Sınıf ayracı doğrusu geometrik gösterimi

Ağırlık değerleri, sınıf ayracı doğrusunun her iki grubu en iyi ayıracak şekilde belirlenmesi için her iterasyonda Denklem 6'daki formül ile değiştirilir.

$$W_i(t+1) = W_i(t) + \Delta W_i(t) \quad (6)$$

Eşik değeri de sınıf ayıracı doğrusunu sınıflar arasında kaydırmak için her iterasyonda Denklem 7'deki formül ile güncellenir.

$$\Phi(t+1) = \Phi(t) + \Delta\Phi(t) \quad (7)$$

Tek katmanlı algılayıcılarda başlıca iki modelden söz edilebilir.

- ✓ Perceptron Modeli
- ✓ Adaline/Madaline Modeli dir [4].

Basit Algılayıcı Modeli (Perceptron)

1958 yılında psikolog Frank Rosenblatt tarafından “zeki sistemlerin temel özelliklerinden bazılarını simüle etmek” amacıyla geliştirilen perceptron modeli, bir sinir hücresinin birden fazla girdiyi alarak bir çıktı üretmesi prensibine dayanır. Ağın çıktısı, girdi değerlerinin ağırlıklı toplamının bir eşik değer ile karşılaştırılması sonucu elde edilir. Toplam eşikten eşit veya büyük ise çıktı değeri 1, küçük ise 0 seçilir. Rosenblatt, algılayıcı eğitimi için desen tanıma problemlerini çözen bir öğrenme kuralı geliştirdi [5]. Bu kuralın, eğer problemi çözen ağırlıklar varsa, daima doğru ağırlıklara yakınsayacağını kanıtladı. Marvin Minsky ve Seymour Papert algılayıcılar üzerinde yaptıkları derin matematiksel incelemeler sonucunda, algılayıcıların çok sınırlı alanlarda kullanılabileceğini ve algılayıcının çözemeyeceği çok fazla problem sınıfı olduğunu yayınladıkları ”Perceptrons” kitabıyla kamuya göstermişlerdir [6]. Algılayıcıların çözemediği problemlere örnek olarak XOR problemini gösterebiliriz. Algılyıcıların bu sınırlaması 1980’lere gelindiğinde çok katmanlı perceptron modelinin geliştirilmesi ile giderilmiştir.

Adaline Modeli

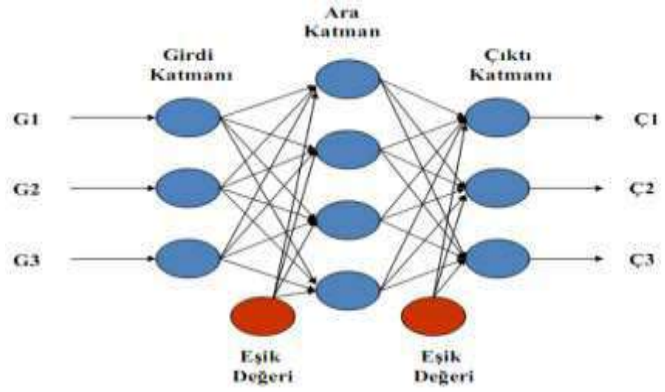
Bernard Widrow, 1950’lerin sonlarında, Frank Rosenblatt’ın perceptronu geliştirdiği sırada, sinir ağları üzerine çalışmaya başlamıştır. 1960 yılında Widrow ve onun lisansüstü öğrencisi Marcian Hoff, ADALINE ağı ile En Küçük Kareler (Least Mean Square) algoritması olarak adlandırılan bir öğrenme kuralı geliştirdiler. Açık adı ’ADAptive LInear NEuron’ veya ’ADAptive LINear Element’ olan bu sinir hücresi modeli yapısal olarak algılayıcıdan farklı değildir. Ancak, algılayıcı aktivasyon fonksiyonu olarak eşik fonksiyonu kullanırken ADALINE doğrusal fonksiyon kullanır. Her iki modelde yalnızca doğrusal olarak ayrılabilen problemlere çözüm üretebilmektedir. Widrow-Hoff kuralı da denilen En Küçük Kareler algoritması, perceptronun öğrenme kuralından daha güçlüdür. Perceptron öğrenme kuralı bir çözüme yakınsamayı garanti etse dahi, eğitim kalıplarının sınır çizgisine yakınlığından dolayı gürültüye duyarlı olabilir. En küçük kareler algoritması, ortalama karesel hatayı minimize ettiğinden eğitim kalıplarını sınır çizgisinden olabildiğince uzak tutmaya çalışır. Widrow ve Hoff, birden fazla adaptif eleman içeren MADALINE yapay sinir ağı modellini de geliştirdiler.

Çok Katmanlı Algılayıcılar (ÇKA)

Tek katmanlı algılayıcıların doğrusal olmayan problemlerin çözümünde başarısız olmasının üzerine geliştirilen çok katmanlı algılayıcılar (ÇKA), bilgi girişinin yapıldığı girdi katmanı, bir veya daha fazla gizli (ara) katman ve bir çıktı katmanından oluşmaktadır. ÇKA’da katmanlar arası ileri ve geri yayılım olarak adlandırılan geçişler bulunur. İleri yayılım safhasında, ağın çıktısı ve hata değeri hesaplanır. Geri yayılım safhasında ise hesaplanan hata değerinin minimize edilmesi için katmanlar arası bağlantı ağırlık değerleri güncellenir. Şekil 3’te ÇKA yapısı gösterilmiştir. ÇKA modeli doğrusal perceptrondaki en küçük kareler algoritmasının genelleştirilmesi olan geri yayılım (backpropagation) öğrenme algoritmasını kullanır.

Geri Yayılım Algoritması

Geri yayılım (backpropagation), algoritması, ağın çıktısının belirlendiği ileri besleme ve oluşan hatanın gradiyenti azaltacak şekilde geri yayılarak ağırlıkların güncellendiği geri besleme safhalarından oluşmaktadır. İleri besleme safhasında, eğitim setinin girdileri ağın giriş katmanına sunulur. Giriş katmanı, bu girdileri alan nöronları içerir. Bu sebeple giriş katmanındaki nöron sayısının veri setindeki girdi değeri sayısıyla aynı olması gerekir. Giriş katmanındaki nöronlar girdi değerlerini doğrudan gizli katmana iletir. Gizli katmandaki her bir nöron, ağırlıklandırılmış girdi değerlerine eşik değeri de ekleyerek toplam değeri hesap eder ve bunları bir aktivasyon fonksiyonu ile işleyerek bir sonraki katmana veya doğrudan çıkış katmanına iletir. Katmanlar arasındaki ağırlıklar başlangıçta genellikle rasgele seçilir. Çıkış katmanındaki, her bir nöronun net girdisi, ağırlıklandırılmış girdi değerlerine eşik değerin eklenmesiyle hesaplandıktan sonra, bu değer yine aktivasyon fonksiyonu ile işlenerek çıktı değerleri belirlenir.



Şekil 3. Çok katmanlı algılayıcı yapısı

Ağın çıktı değerleri beklenen çıktı değerleri ile karşılaştırılarak hata değeri hesaplanır. Bu sebeple, çıkış katmanında bulunacak nöronların sayısı veri setindeki çıktı sayısı ile örtüşmelidir. $\boldsymbol{j}$. çıktı hücresi için $\boldsymbol{n}$ 'inci eğitim verisi sonrası, $\boldsymbol{dj(n)}$ beklenen değer olmak üzere hata şu şekilde tanımlanır;

$$e_j(n) = d_j(n) - y_j(n) \quad \textbf{(8)}$$

Çıktı katmanındaki toplam hata Denklem 9 ile ifade edilir.

$$E\ (n) = \frac{1}{2}\sum_{j\in C} e_j^2(n) \quad \textbf{(9)}$$

C kümesi çıktı katmanındaki tüm nöronları içermektedir. Burada delta kuralındakine benzer bir yaklaşımla $E(n)$ en düşük hale getirilmeye çalışılır. Çıktı katman hücresine gelen girdiler toplamı Denklem 10 ile ifade edilir.

$$v_j(n) = \sum_{i=0}^{m} W_{ji}(n)X_i(n) \quad \textbf{(10)}$$

X=(x1 ,…,xn), j. nörona uygulanan m girdi değerini, wj , xi girdisinin ağırlığını ve f aktivasyon fonksiyonunu göstermektedir. $wj0$ sapma elemanını gösterir ve böylece $x0$ = +1 olur. Ağın çıktı hücrelerinin ürettiği sonuç Denklem 11'deki formül ile hesaplanır.

$$y_i(n) = f(v_j(n)) \quad \textbf{(11)}$$

Ağın gradyeni hata fonksiyonunun ağırlıklara göre türevi alınarak bulunabilir. Zincir kuralına göre, gradyen aşağıdaki şekilde ifade edilebilir:

$$\frac{\partial E(n)}{\partial W_{ji}(n)} = \frac{\partial E(n)}{\partial e_j(n)}\frac{\partial e_j(n)}{\partial y_j(n)}\frac{\partial y_j(n)}{\partial v_j(n)}\frac{\partial v_j(n)}{\partial w_{ji}(n)} \quad \textbf{(12)}$$

Tek tek türevler alınırsa,

$$\frac{\partial E(n)}{\partial w_{ji}(n)} = -e_j(n)f(v_j(n))x_i(n) \quad \textbf{(13)}$$

Ağırlık düzeltme miktarı, $\boldsymbol{\Delta Wji(n)}$ delta kuralına göre uygulanır.

$$\Delta W_{ji}(n) = -\eta \frac{\partial E(n)}{\partial W_{ji}(n)} \quad \textbf{(14)}$$

$\boldsymbol{\eta}$ öğrenme oranıdır. Denklem 14 'deki − işareti ağırlık uzayındaki dik inişi temsil eder. Böylece geriye yayılma algoritması için ağırlık düzeltme miktarı, Denklem 14' deki gibi ifade edilir.

$$\Delta W_{ji}(n) = \eta \delta_j(n) X_i(n) \quad \textbf{(15)}$$

Yerel gradyen $\boldsymbol{\delta j(n)}$ ise şöyle tanımlanır.

$$\delta_j(n) = e_j(n) f'(v_j(n)) \quad \textbf{(16)}$$

Gizli katmanda bulunan herhangi bir j nöronu için, çıkış katmanındaki nöronlar gibi istenen çıktı değeri belirtilmemiştir. Bu nedende gizli bir j nöronunun hata değeri, o nöronun direk bağlı olduğu tüm nöronların hata değerinden geri dönük olarak etkilenecektir. Gizli katmandaki herhangi bir j nöronu için, yerel gradyen $\delta j\ (n)$ şu şekilde tanımlanır.

$$\delta_j(n) = f'\big(v_j(n)\big) \sum_{j=0}^{1} \delta_j(n) W_{ji}(n) \quad \textbf{(17)}$$

1986 yılında Rumelhart, geriye yayılım algoritmasının ağırlık güncelleme denklemine, α momentum terimi ekleyerek, ağın yerel minimuma takılması olasılığını azaltmıştır. Momentum terimi eklendikten sonra ağırlık güncelleme denklemi aşağıdaki hali alır.

$$W_{ji}(n+1) = W_{ji}(n) + \Delta W_{ji}(n) \quad \textbf{(18)}$$

$$\Delta W_{ji}(n) = \eta \delta_j(n) X_i(n) + \alpha \Delta W_{ji}(n) \quad \textbf{(19)}$$

Geri yayılım algoritmasında eğitim setinin hesaplamaya dahil edilmesinde kullanılan iki öğrenme yöntemi vardır. Bu yöntemler tekil (online) eğitim ve toplu (batch) eğitim. Tekil eğitimde ağırlıkların güncelleştirilmesi işlemi eğitim veri setindeki her bir örnek ağa uygulandığında oluşan hatanın geri yayılımı ile gerçekleştirilir. Toplu eğitimde ise eğitim veri setinin tamamı ağa uygulandıktan sonra elde edilen ortalama hatanın geri yayılımı ile ağırlıkların güncelleştirilmesi yapılır. Toplu eğitim paralelleştirilebilirken, tekil eğitim paralelleştirilememektedir [7].

Eğitim sürelerini azaltmak için sezgisel yaklaşım yöntemleri kullanılmaktadır. Geri yayılım algoritmasında yakınsamayı hızlandırmak ve ağın performansını iyileştirecek birkaç teknikten biri olan sezgisel yaklaşım teknikleri momentum katsayısı kullanılarak yapılır. Momentum katsayısı YSA'nın daha hızlı toparlanmasına yardım eden bir faktördür. Temel olarak daha önceki değişimin bir kısmını işlem gören değişime eklemeye dayanır. Momentum katsayısı ağın yerel gradiyentleri aşmasını sağladığı gibi aynı zamanda hatanın düşmesine de yardımcı olur [8].

Öğrenme oranı ($\boldsymbol{\eta}$), bir öğrenme prosedürünün hızı ve doğruluğu ile orantılı olup bunları kontrol eden bir sabittir. Öğrenme oranı, YSA'nın ağırlıklarının değişiminde kullanılmaktadır. Öğrenme oranı çok büyük seçilirse hata yüzeyinde geniş atlamalar meydana gelir, öğrenmenin gerçekleşeceği dar alanlar atlanabilir. Ayrıca, hata yüzeyi boyunca hareketler çok kontrolsüz olur. Çok küçük seçilmesi durumunda ise öğrenme süresi çok zaman alabilir. Tecrübeler $0.01 \leq \eta \leq 0.9$ aralığında seçilen öğrenme oranını iyi sonuçlar verdiğini göstermektedir. Büyük bir öğrenme oranı, başlangıçta iyi sonuçlara yol açar, ancak daha sonra yanlış sonuçlar verebilir. Daha küçük bir öğrenme oranı ile ise öğrenme daha zaman alıcıdır, ancak sonuç daha nettir. Böylece, öğrenme sürecinde öğrenme oranının başlangıçta büyük seçilerek

zamanla (her iterasyonda veya birkaç iterasyonda bir) azaltılması gerekir [9]. Öğrenme oranının zaman içerisinde azaltılması çürüme (decay) olarak adlandırılır.

MUĞLA-TINAZ LİNYİT SAHASI KALORİ DEĞERLERİ TAHMİNİ

Sahada yapılan sondaj çalışmaları neticesinde elde edilen karotlar üzerinde yapılan kül, nem, kalori analiz sonuçları saha kömür damarı modellemesinde değerlendirilirken bir kısım analiz sonuçlarında kalori değerlerinin olmadığı tespit edilmiştir. Farklı çözüm yöntemleri düşünülerek kalori değerlerinin tespiti yoluna gidilse de maksimum %85 lik R^2 değerleri ile tahminde bulunulmaya çalışılmıştır. Daha yüksek R^2 değerleri ile gerçek kalori değerlerine daha yakın değerlerin saptanması amacıyla yapay sinir ağlarının kullanılması nasıl bir sonuç vereceği düşünülerek yapay sinir ağları kullanılarak bilinmeyen kalori değerlerinin tespit edilmesine karar verilmiştir.

Bu çalışmada 524 adet sahadan alınan örneklerden yapılan kül, nem ve kalori değerleri olan analiz sonuçları kullanılarak yapay sinir ağının eğitilmesi ve eğitim neticesinde sadece derinlik, kül ve nem değerleri olan ancak kalorifik değerleri olmayan 88 analiz sonucu kalori değerlerinin tahmini işlemi gerçekleştirilmiştir.

Yapay sinir ağı oluşturulmadan önce giriş değişkeni olarak kullanılan derinlik, kül ve nem değerleri çizelge-1'de verilen değerlerde tüm değerler 0 ila 1 arasında normalize edilmiştir. Yine hedef değişkeni olan kalori değerlerinin de normalizasyonu gerçekleştirilmiştir. Normalize edilen giriş ve hedef değişken matrislerinin transpozu alınmıştır. Giriş ve hedef matrisleri sırasıyla [3x524] ve [1x524] olarak oluşturulmuştur. Kalori değerleri bilinmeyen 88 veriye sahip olan tahmin matrisi içinde öncelikle normalizasyon gerçekleştirilmiş ve sonrasında da transpozu alınarak [3x88]'lik matris elde edilmiştir. Tüm bu işlemler neticesinde [3x524]'lik input verisi, [1x524]'lik target verisi ve [3x88]'lik tahmin verisi hazırlanmıştır.

Çizelge 1. Verilerin Normalizasyonun da kullanılan Değerler

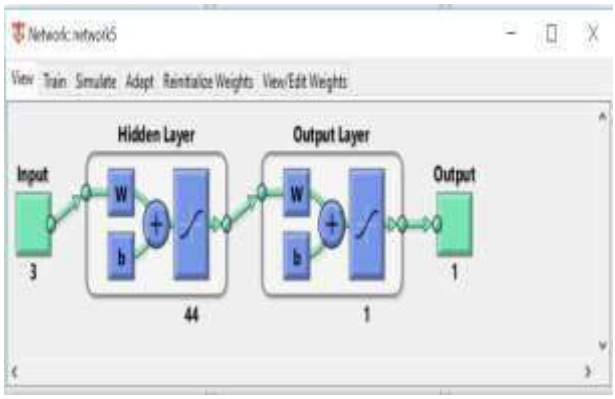
	Derinlik	Nem	Kül	Gerçek Kalori
Min	10	8,92	8,6	1.003
Mak	231,9	46,72	58,43	3.364
Mak-Min	221,9	37,8	49,83	2.361
1/Mak-Min	0,004507	0,026455	0,020068	0,000424

Hazırlanan bu veri setleri oluşturulacak sinir ağında kullanılmak üzere MATLAB programına okutulmuştur. MATLAB üzerinde 7 farklı eğitim ağı oluşturulmuştur. Hidden layer'da 84, 45, 44, 43, 42, 32, 21 nörona sahip ağlar oluşturulmuştur. 42 nöronlu 3 no'lu ağda yüksek eğitim oranı tespit edilince 42 nöron üstü ve altı test edilmiştir. 42 nöronlu ağda eğitim verileri arasındaki ilişki yüksek olsa da test verisinde %78 gibi düşük bir değer oluşmuş buda ağın ezbercilik yaptığı düşüncesi ile daha farklı nörona sahip ağlar oluşturularak sonuçlar irdelenmiş ve 44 nöron ile tüm veriler arasındaki ilişkinin en yüksek olduğu görülmüştür. Tüm ağlara ait eğitim, doğrulama, test ve tüm veriler arası ilişki R^2 değerleri çizelge-2'de verilmiştir. Oluşturulan ağlar Levenberg-Marquardt algoritması ile eğitim gerçekleştirilmiştir. 524 veriye sahip input ve target verisinin %70'i eğitim için %15'i doğrulama ve %15'i test amacıyla kullanılmıştır.

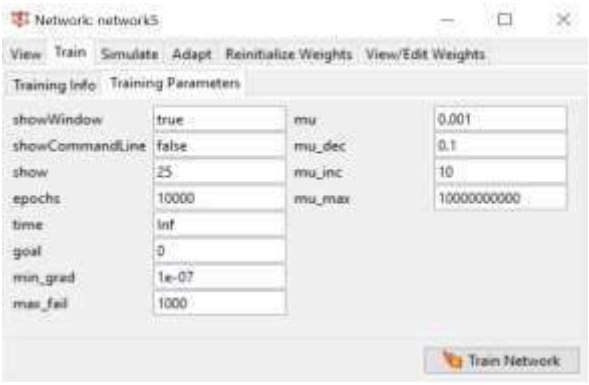
Çizelge 2. Eğitim Ağlarının R^2 Değerleri

		R^2 Değerleri(%)			
	Nöron sayısı	**Eğitim Verisi**	**Doğrulama Verisi**	**Test Verisi**	**Tüm veriler**
Network -1	84	87,24	89,49	93,51	88,36
Network -2	42	93,70	88,92	78,50	91,01
Network -3	21	86,12	91,78	88,55	87,24
Network -4	32	87,80	82,81	94,09	88,55
Network -5	44	91,33	88,40	93,00	91,13
Network -6	45	88,36	87,80	85,56	87,98
Network -7	43	83,36	87,80	85,75	84,46

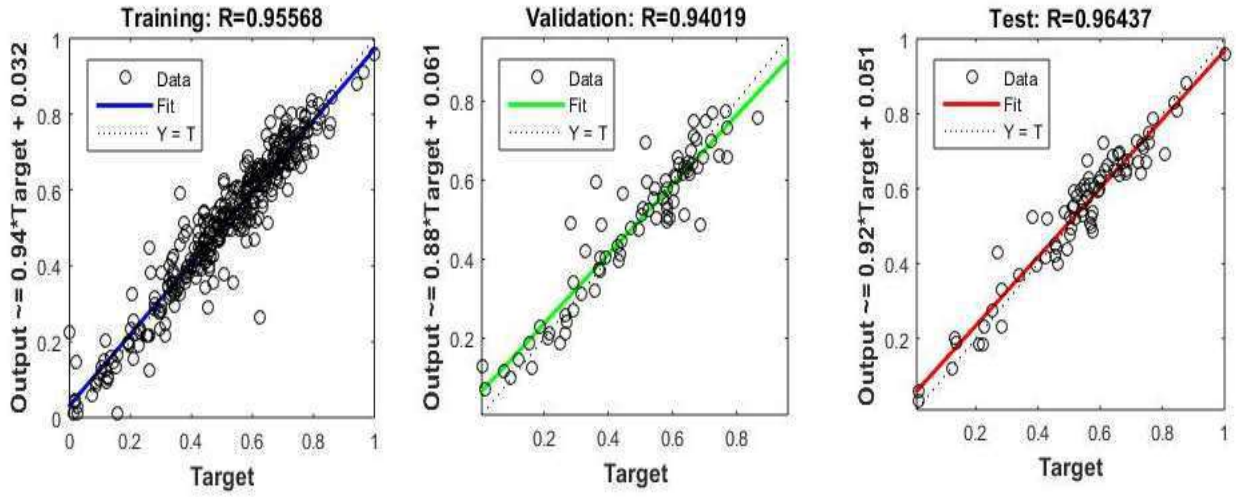
Aynı eğitim parametreleri ile gizli katmanda 44 nöron kullanılarak ağ eğitimi çalışması gerçekleştirilmiş olup 44 nöronlu yapay sinir ağı 1000 iterasyon sonucu eğitim tamamlanmıştır (şekil-7). Eğim parametreleri şekil-5'de ağ yapısı ise şekil 4'de gösterilmiştir. Eğitim sonucunda eğitim, doğrulama ve test verileri ilişkisi şekil 6.'daki gibi oluşmuştur.



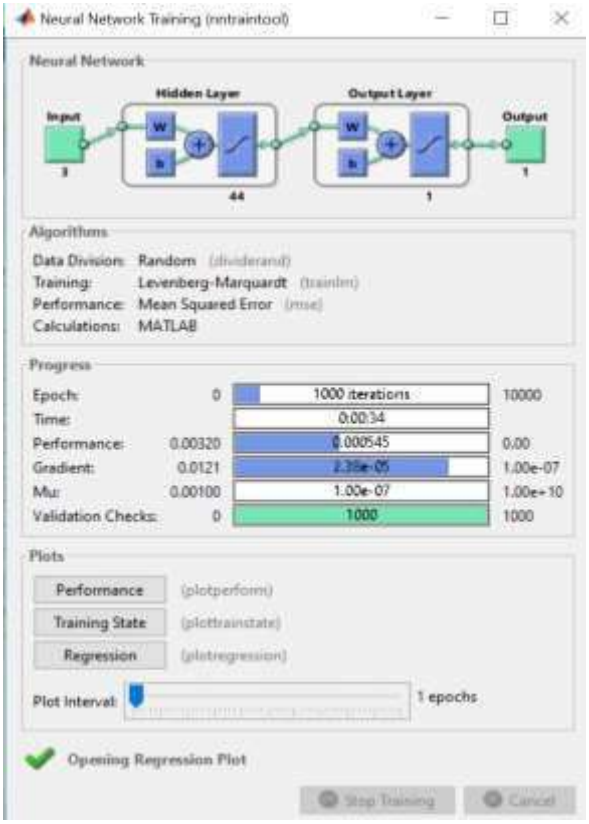
Şekil 4. 44 nörona sahih Ağ



Şekil 5. Eğitim Parametreleri



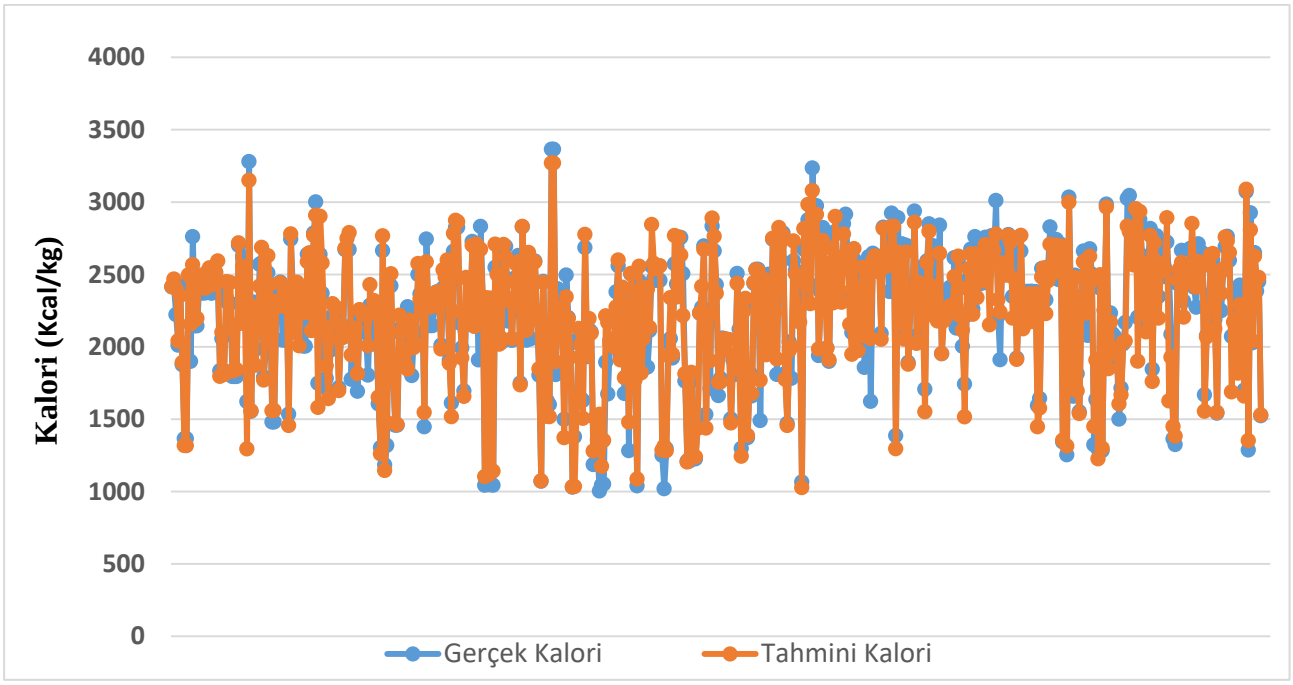
Şekil 6. 44 Nöronlu Ağ Eğitim Çıktıları



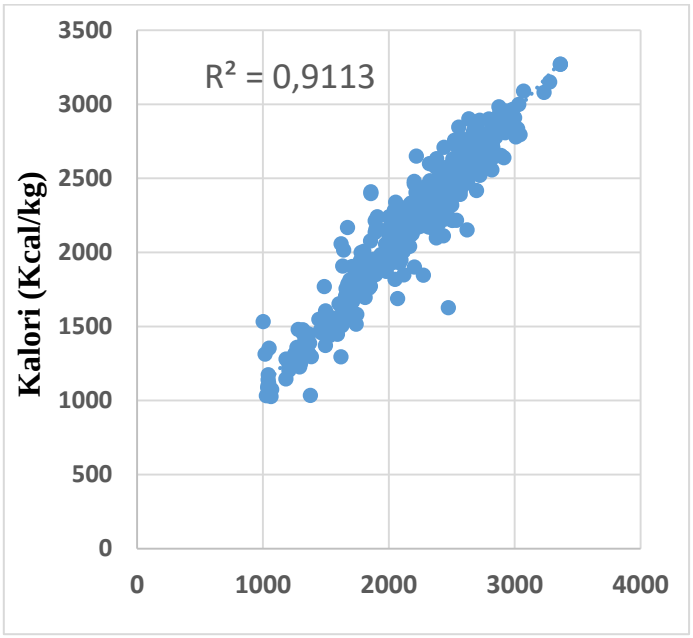
Şekil 7. 44 Nöronlu Ağ Eğitim Simülasyonu

44 nörona sahip sinir ağı kalori değerleri çıktıları gerçek kalori çıktıları ile karşılaştırılmak amacıyla sistemden çıkan veriler reverse edilerek ters normalizasyon yapılmıştır. 524 analiz sonucuna ait gerçek kalori değerleri ile elde edilen kalori değerleri çakıştırılmıştır (şekil 8.). Çakıştırma grafiği incelendiğinde sistem gerçek kalori değerlerine çok yakın değerlerde tahminde bulunduğu görülmektedir. Gerçek kalori ile tahmin edilen kalori arasındaki ilişki Şekil 9.'da görüldüğü gibi oluşmuştur ve Gerçek Kalorifik değerler ile Tahmin edilen Kalorifik değerler arasında R^2=0.91 gibi çok güçlü bir ilişki olduğu tespiti yapılmıştır.

Bu aşamadan sonra kalori değerleri bilinmeyen analiz sonuçlarına karşılık eğitilmiş ağın kalori değeri üretmesi için simulate işlemi gerçekleştirilmiştir. Simülasyon sonucu ağ tarafından üretilen kalori değerleri ters normalizasyon ile tahmin verisine ilave edilmiştir. Bir kısım kalori değerler için oluşturulan tablo çizelge 3.'deki gibi gerçekleşmiştir. %91 olasılıkla tahmin edilen kalori değerleri ile Muğla-Tınaz linyit sahası modellemesi için gerekli tüm veri seti hazır hale gelmiştir.



Şekil 8. Gerçek Kalori Değerleri ile Tahmin Edilen Kalori Değerlerinin Çakıştırılması



Şekil 9. Gerçek Kalori Değerleri ile Tahmin edilen Kalori Değerleri Arasındaki İlişki

Çizelge 3. Kalorifik Değerleri bilinmeyen 88 noktadan bazıları için eğitilmiş ağdan üretilen kalori tahminleri

Sondaj No	Derinlik (m)	Nem (%)	Kül (%)	Eğitilmiş Ağdan Tahmin Edilen Kalori (Kcal/kg)
T_11	70,8	38,21	17,72	2457,6
T_12	36	38,64	11,9	2681,3
T_17	67	35,59	19,21	2489,5
T_18	134,75	29,02	41,09	1605,6
T_19	131	31,35	32,79	2174,1
T_20	86	32,45	26,84	2071,3
T_21A	184,53	29,42	26,29	2483,9
T_23	100,4	31,62	29,17	2132,8
T_25	86,4	34,31	21,51	2467,4
T_26	61,75	40,24	11,16	2686,4
T_36	105,65	34,82	21,31	2601,0
T_40A	26,55	30,03	29,57	2312,0
T_41	55,65	35,94	10,46	2637,4
T_43A	144,5	31,6	36,79	1981,7
T_47	48,7	39,67	19,89	2191,9
T_48	81,6	37,07	21,13	2168,9

Sonuç olarak;

- ✓ Yapay sinir ağları ile kömür sahaları numune analiz sonuçlarından kalori tahmini oldukça başarılı bir şekilde yapılabilmektedir.
- ✓ Kalori Tahminin yanı sıra diğer parametrelerde aynı yöntem ile tespit edilebilir. Eksik analiz sonuçları yüksek güvenilirlik düzeyinde tahmin edilebilir.
- ✓ Muğla-Tınaz linyit sahası için oluşturulan yapay sinir ağı ile bilinmeyen kalori değerleri bilinen derinlik, kül ve nem değerleri kullanılarak % 91 oranında başarılı bir şekilde tahmin edilmiştir.

Kaynaklar

Aran, O., Yıldız, O.T., Alpaydın, E., An Incremental Framework Based on Cross-Validation for Estimating the Architecture of a Multilayer Perceptron, Int. J. Pattern Recognit. Artif. Intell., vol. 23, no. 2, pp. 159–190, 2009.

Bayındır, R. Sesveren, Ö., Ysa Tabanlı Sistemler İçin Görsel Bir Arayüz Tasarımı, MÜHENDİSLİK BİLİMLERİ DERGİSİ, vol. 14, no. 1, pp. 101–109, 2008.

Freeman, J. A., Skapura, D. M., Neural Networks Algorithms , Applications and Programming Techniques. New York, USA: Addison-Wesley Publishing Company, 1991.

Haykin, S., Neural Networks and Learning Machines (Vol.3.), Pearson. Upper Saddle River, NJ, USA, 2009.

Kriesel, D., A Brief Introduction to Neural Networks. 2007.

Minsky, M., Papert, S., Perceptrons. 1969.

Negnevitsky, M., Artificial Intelligence: A Guide to Intelligent Systems. Pearson Education, 2005.

Öztemel, E., Yapay Sinir Ağları. İstanbul: Papatya Yayıncılık Eğitim, 2012.

Rosenblatt, F., "The perceptron: A probabilistic model for information storage and organization in …," Psychol. Rev., vol. 65, no. 6, pp. 386–408, 1958.

YERALTI KÖMÜR MADENLERİNDE YAŞANAN BANT YANGINI İÇİN DENEYSEL VE SAYISAL ANALİZ ÇALIŞMALARI

EXPERIMENTAL AND NUMERICAL ANALYSIS STUDIES FOR BELT FIRE IN UNDERGROUND COAL MINES

C. O. Aksoy [1, *], G.G. Uyar [2], E. Kaya [3]

[1]*Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Müh. Bölümü*
*(*Sorumlu Yazar: okay.aksoy@deu.edu.tr)*
[2]*Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
[3]*Diferans Mühendislik ve Simülasyon*

ÖZET

Ülkemizde madencilik sektöründe yaşanan kazalar, inşaat sektöründen sonra ikinci sırada yer almaktadır. Münferit kazalar da çok önemli olmakla beraber çoklu yaralanmalara ve hatta ölümlere neden olan kazalar sosyal hayat açısından öne çıkmaktadır. Bu çalışmada, büyük etkileri olabilen kaza nedenlerinin bazıları deneysel olarak incelemesi yapılmıştır. Bu incelemelerden elde edilen sonuçlardan faydalanılarak ocak içi gaz konsantrasyonu ve kirli havanın ocak içinde izlediği davranış Hesaplamalı Akışkanlar Dinamiği (Computerized Fluid Dynamics) ile incelenmiş ve oldukça önemli sonuçlar elde edilmiştir.

Anahtar Kelimeler: İş Kazası, Hesaplamalı Akışkanlar Dinamiği, İş sağlığı ve Güvenliği, Ocak Havası

ABSTRACT

The accidents in the mining sector in our country are the second after the construction sector. Even though individual accidents are very important, accidents that cause multiple injuries and even deaths stand out in terms of social life. In this study, some of the causes of accidents which may have great effects have been experimentally examined. By using the results obtained from these investigations, the gas concentration inside the mine and the behavior of the polluted air in the mine were examined with Computational Fluid Dynamics and very important results were obtained.

Keywords: Work Accidents, Computational Fluid Dynamics, Occupational Health and Safety, Mine Air

GİRİŞ

Madencilik sektörü "Tehlikeli İşler" kapsamında en yüksek risk derecesine sahiptir. İnşaat sektörü iş kazaları açısından birinci sırada görülmekle birlikte, madencilik sektörü de iş kazaları açısından oldukça fazla kaza sayısına sahiptir. Özellikle yeraltı madenciliği sektörel bazda değerlendirildiğinde, çok fazla risk içermektedir. Metal madenciliği, endüstriyel hammadde madenciliği, kömür madenciliği gibi kollara ayrılan yeraltı madenciliğinde, her bir ana kol farklı farklı riskleri içermektedir. Yeraltı madenciliği doğaya karşı verilen bir savaş sanatıdır. Bu bildirinin konusu olan kömür madenciliği, her havzada benzer riskleri içeriyor olsa da risklerin oluşum mekanizması açısından farklılık göstermektedir.

Yeraltı kömür madenciliği, iş kazaları açısından diğer iş kollarından farklılık göstermektedir. Münferit kazaların oluşumu haricinde, bazı durumlarda çok sayıda çalışanın yaralanmasına ve hatta bazen ölümüne neden olan kazalar oluşabilmektedir (Aksoy, 2017; Aksoy, 2018). Kömür madenciliğinde

yüksek riske sahip kaza olgularının başında metan patlaması, kendiliğinden yanma, göçük vb konular gelmektedir (Ayvazoğlu, 1984).

Yeraltı maden işletmelerinde iş güvenliği anlamındaki en önemli konulardan birisi havalandırmadır. İyi bir havalandırma projesi olmayan ocaklarda bu tip kazaların oluşması riski çok fazladır (Fişne ve Esen, 2014). Günümüzde, yeraltı madenciliğinde havalandırma çalışmaları genellikle ampirik temele dayalı olan yazılımlar ile yada basit formüller ile gerçekleştirilmektedir. Olağan şartlar altında bu durumun sakıncası olmamakla birlikte acil durum analizleri için bu tip çalışmaları yeterli olmadığı düşünülmektedir. Acil durumlarda ne ile karşılaşılacağı ve nasıl hareket edileceğine dair önceden hazırlanacak olan Acil Durum Eylem Planlarına katkı koyması için bir bant yangını sonucu açığa çıkan gazların izleyeceği davranışı analiz etmek için Hesaplamalı Akışkanlar Dinamiği yöntemi kullanılmıştır. Bu yönteme veri sağlamak içinde bir araştırma galerisinde yapılan bant yakma deneyleri sonucunda elde edilen sonuçlar kullanılmıştır.

ARAŞTIRMA GALERİSİ ÇALIŞMALARI

Bu araştırma kapsamında bir Araştırma Galerisi kullanılmıştır. Galerinin kesit alanı 16 m^2'dir. Galeri ait görünüm Şekil 1'de verilmektedir.

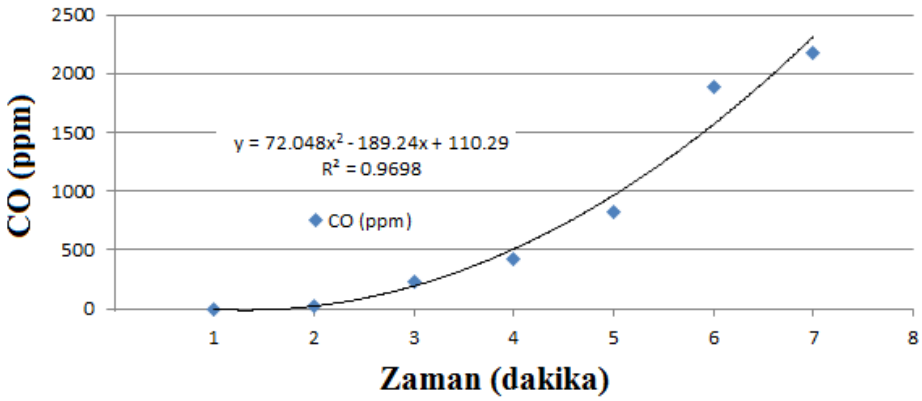
Şekil 1. Araştırma Galerisinden bir görünüm

Galeri içerisinde bulunan teçhizat ve ekipmanı daha rahat anlatabilmek adına Şekil 2 incelenmelidir. Şekil 2'de, (a) resmi galerinin boylamışına görünümünü vermektedir. Bu resmin arkasında bulunan ve (b) resminde detaylandırılan teçhizat yeraltı madenlerinin havalandırmasında kullanılan "Havalandırma Vantilatörü" dür. Vantilatör, Fantüp vasıtası ile galeriye hava göndermektedir. (c) ve (d) resimlerinden görüleceği üzere, galeri içerisinde yeraltı tahkimatını temsil etmesi açısından TH 27 Çelik Tahkimat, ağaç kamalar bulunmaktadır. (c) ve (f) resimlerinde açıkça görüleceği üzere, galeride nakliyatı temsil etmesi açısından bant konveyör bulunmaktadır. Bu aşamada şunu belirtmek gerekmektedir. Bant Konveyörün Kayışı Alev Yürütmez özellikte değildir. (d) ve (E) resimlerinde görüleceği üzere bir yeraltı madenindeki galeride bulunan basınçlı hava, su gibi malzemeleri taşıyan çelik ve plastik borular yerleştirilmiştir.

Bahsi geçen Araştırma Galerisinde yapılan bant yakma çalışmalarına ait görüntüler Şekil 3'de verilmektedir. Bu deneyler sırasında ortaya çıkan gazların miktarları zamana bağlı olarak ölçülmüş ve Şekil 4'de elde edilen veriler sunulmuştur.

Şekil 2. Galeri Teçhizatı

Şekil 3. Bant yakma çalışmaları



Şekil 4. Deneylerden Elde Edilen Zamana Bağlı CO Gazı Değerleri

HESAPLAMALI AKIŞKANLAR DİNAMİĞİ ANALİZİ

Hesaplamalı Akışkanlar Dinamiği (HAD), ilgili alanda ayrıntılı hesaplamaların yapılabildiği, akış alanı, sıcaklık dağılımı ve benzeri fiziksel detayların bakıldığı, bilgisayar tabanlı bir mühendislik yöntemidir. Çalışmada kullanılan ANSYS FLUENT HAD, çözücüsünde akışın hesaplanabilmesi için Denklem 1 ve 2'de sırasıyla verilen kütle ve momentum korunum denklemleri çözülür. Bu denklem seti Navier-Stokes denklemleri olarak adlandırılır.

Kütle Korunum Denklemi:

$$\frac{\partial p}{\partial t} + \nabla.(\rho\overrightarrow{v}) = S_m \tag{1}$$

Burada S_m sürekli faza eklenen kullanıcı tanımlı kaynak terimidir.

Momentum Korunum Denklemi:

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho\overrightarrow{v}) + \nabla.(\rho\vec{v}\vec{v}) = -\nabla p + \nabla.(\bar{\bar{\tau}}) + \rho\vec{g} + \overrightarrow{F} \tag{2}$$

Burada p static basınç, $\bar{\bar{\tau}}$ gerilme tensörü, $\rho\vec{g}$ ve $\vec{F}$ yerçekimi etkisi ve dış etkiler olarak verilmiştir. $\vec{F}$ ayrıca kullanıcı tanımlı kaynak terimlerini de içermektedir. Gerilme tensörü Denklem 3'teki gibi tanımlanmıştır.

$$\bar{\bar{\tau}} = \mu\left[(\nabla\vec{v} + \nabla\vec{v}^T) - \frac{2}{3}\nabla.\vec{v}I\right] \tag{3}$$

Bu ifadede μ moleküler viskozite ve I birim tensor olarak kullanılmıştır. Sözkonusu problemde yanma, dolayısıyla ısı transferi ve kütle transferi önemli olduğu için, Denklem 1 ve 2'de verilen Navier-Stokes denklemlerinin yanında, Denklem 4 ve Denklem 5 'te verilen enerjinin korunumu ve türlerin taşınım denklemleri de çözülmüştür.

Enerji Korunum Denklemi:

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho E) + \nabla.\left(\vec{v}(\rho E + p)\right) = \nabla.\left(k_{eff}\nabla T - \sum_j h_j\vec{J}_j + \left(\bar{\bar{\tau}}_{eff}.\vec{v}\right)\right) + S_h \tag{4}$$

Burada k_{eff} efektif iletim katsayısı ($k + k_t$, k_t'ın türbülanslı termal iletim katsayısı olarak verildiği durumda) ve $\vec{J}_j$ türlerin j ve akışın difüzyonu olarak verilmektedir. Sırasıyla, iletim, türlerin difüzyonu ve vizkos dağılım kaynaklı enerji transferi olarak verilmektedir. S_h Hacimsel ısı kaynağını tanımlamaktadır.

Türlerin Taşınım Denklemi:

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho Y_i) + \nabla.(\rho\overrightarrow{v}\,Y_i) = -\nabla.\vec{J}_j + R_i + S_i \tag{5}$$

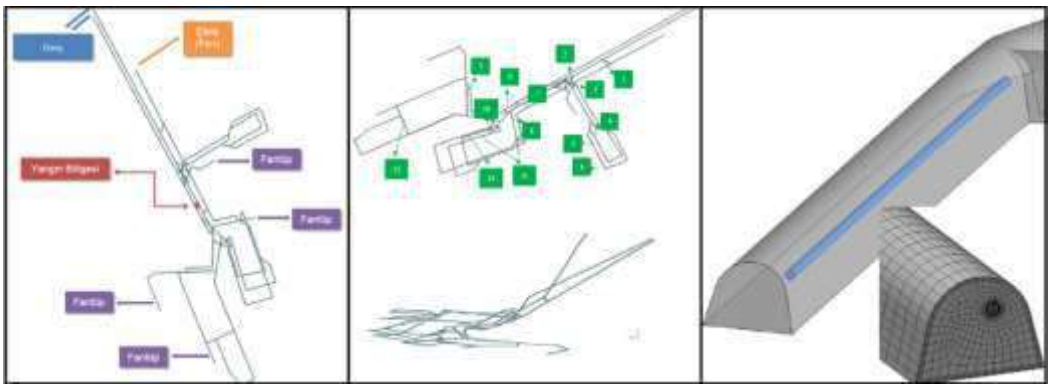
Burada Y_i her bir tür için yerel kütle kesiri, R_i kimyasal reaksiyon tarafından oluşan net türlerin üretimi, S_i kullanıcı tanımlı kaynaklar şeklinde gösterilmektedir. Maden içindeki akış belirlenen havalandırma şartlarına göre türbülanslı olacağından, nümerik modelde türbulans etkisini hesaba katmak için, yukarıda verilen denklemlere ek olarak, $k-\varepsilon$ türbülans modeli kullanılarak, sırasıyla Denklem 6 ve 7'de verilen türbülans kinetik enerjisi denklemi ve onun yayınım oranı denklemi çözülmüştür.

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho k) + \frac{\partial}{\partial x_i}(\rho k u_i) = \frac{\partial}{\partial x_j}\left[\left(\mu + \frac{\mu_t}{\sigma_k}\right)\frac{\partial k}{\partial x_j}\right] + G_k + G_b - \rho\varepsilon - Y_M + S_k \quad (6)$$

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho k) + \frac{\partial}{\partial x_i}(\rho k u_i) = \frac{\partial}{\partial x_j}\left[\left(\mu + \frac{\mu_t}{\sigma_k}\right)\frac{\partial k}{\partial x_j}\right] + G_k + G_b - \rho\varepsilon - Y_M + S_k \quad (7)$$

Bu denklemlerde G_k hız gradyenleri kaynaklı, G_b yükselme kaynaklı türbülans kinetk enerjisi üretimini tanımlamaktadır. Y_M sıkıştırılabilir türbülans için kararsız genleşme payını ifade etmektedir. $C_{1\varepsilon}$, $C_{2\varepsilon}$ ve $C_{3\varepsilon}$ sabitler, k ve ε için türbülans Prandtl sayısı σ_k ve σ_ε olarak belirtilmiştir. S_k ve S_ϵ kullanıcı tanımlı kaynak terimleridir.

Örnek yeraltı ocağına ait geometrik veriler 3 boyutlu olarak oluşturulmuştur. Bu araştırmada kullanılacak olan model ve modele ait bilgiler Şekil 5'de verilmektedir.

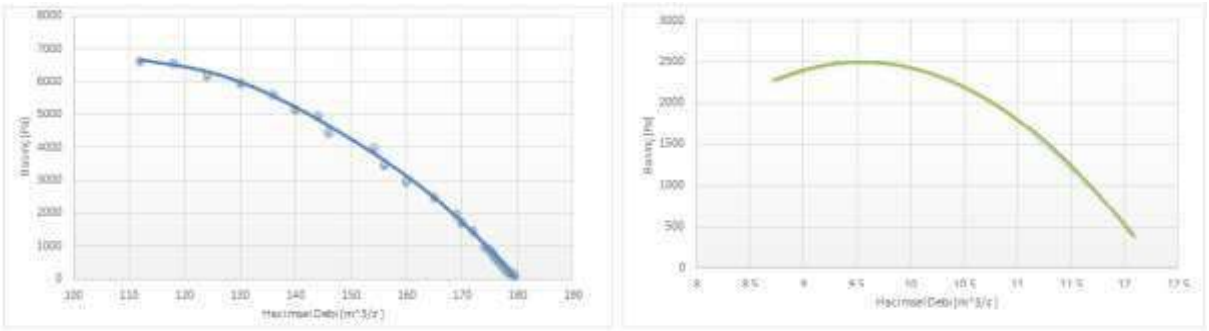


Şekil 5. HAD Modelinin 3 Boyutlu Görünümü

Farklı türde gazların birbirleri içerisindeki difüzyonu ve dağılımını modelleyebilmek için Species Transport Theorem (Türlerin Taşınımı Teoremi) kullanılmıştır. Hava, CO ve CO_2 sıkıştırılamaz ideal gaz olarak tanıltılmıştır. Yerçekimi etkisi –z yönünde $9.81\, m/s^2$ olarak tanımlanmıştır. Hava girişi olarak gösterilen iki sınır koşulu, atmosfer basıncı sınır koşulu olarak tanımlanmıştır. Aynı şekilde hava çıkışı olarak gösterilen sınır koşulunda, o bölgedeki ana havalandırma fanının özellikleri tanımlanmıştır. Maden çıkışındaki Fan Sınır Koşulu için, hacimsel debi değeri 140 m^3/s ' ye karşılık gelen ΔP basınç farkı değerleri girilmiştir. Modelde kullanılan Ana ve Tali fanlara ait Fan-Debi grafikleri aşağıda Şekil 6'da verilmektedir. Fantüp bölgelerindeki akış, hacimsel debisi 9.51 m^3/s olacak şekilde, momentum girdisi ile aşağıdaki gibi tanımlanmıştır:

$$S_{mom}\,[N/m^3] = \frac{K\ddot{u}tlesel\ Debi\ [kg/s] x Ort.Hız\ [m/s]}{B\ddot{o}lgenin\ Hacmi\ [m^3]} \quad (9)$$

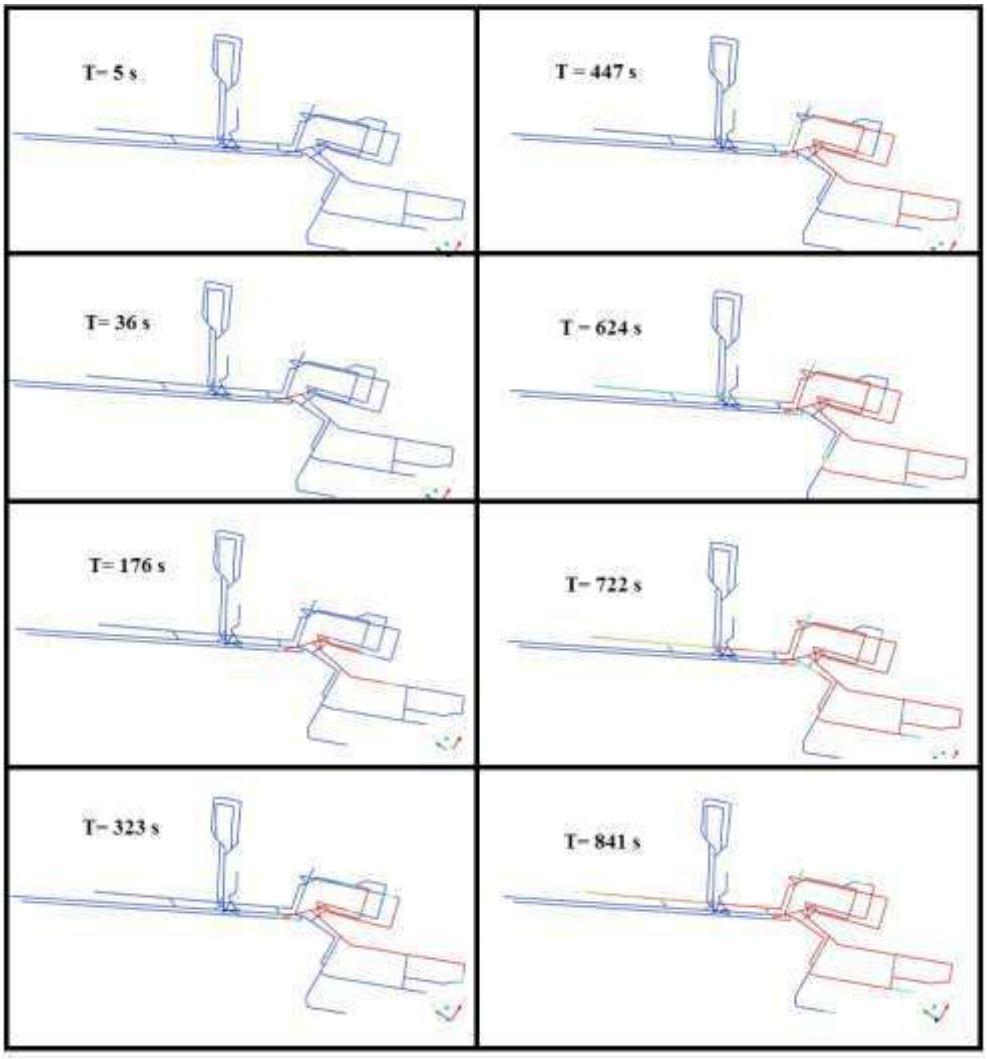
Simülasyonlar zamana bağlı (transient) olarak hesaplatılmıştır. Yanma denkleminden elde edilen kütlesel debi ve enerji değerleri, zamana bağlı olarak çözüm ağında oluşturulan $8\, m^3$'lük bir hacime "Source (Kaynak)" terimi olarak girilmiştir. Zaman adımı $\Delta t = 1\, s$ olarak belirlenmiş, analizler $840\, s$ süresince sürdürülmüştür. Ayrıklaştırma, basınç ve momentum için ikinci dereceden ileri yönlü (Second Order Upwind) metot ile yapılmıştır. Hız-basınç ilişkisi için SIMPLE algoritması kullanılmıştır. Her bir zaman adımı için yakınsama kontrolü; enerji için $1.0\text{x}10^{-6}$, çoklu faz ve momentum denklemleri içinse $5.0\text{x}10^{-4}$ olarak belirlenmiştir.



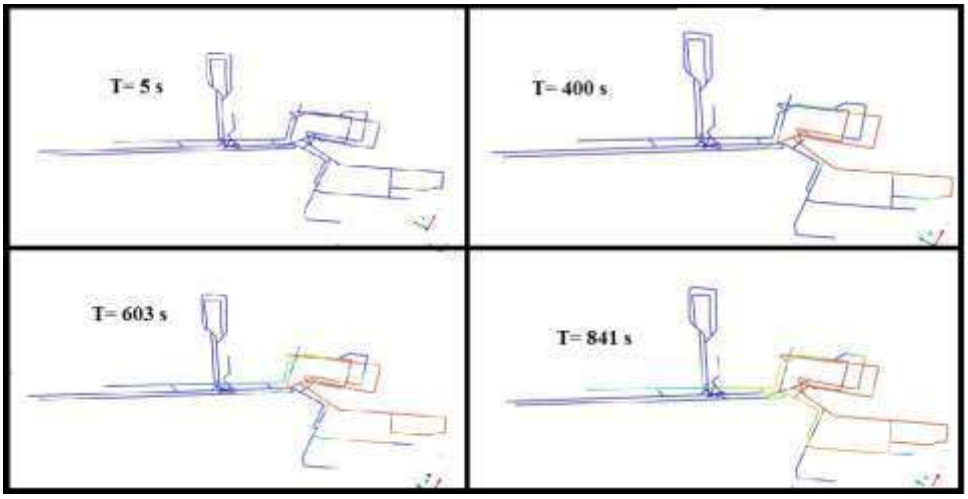
(a) (b)

Şekil 6. Modelde kullanılan Ana ve Tali fanlara Ait Fan-Debi grafikleri

Analizler sonucunda elde edilen CO gazı zamana bağlı dağılımı Şekil 7'de ve zamana bağlı sıcaklık değişimi Şekil 8'de verilmektedir.

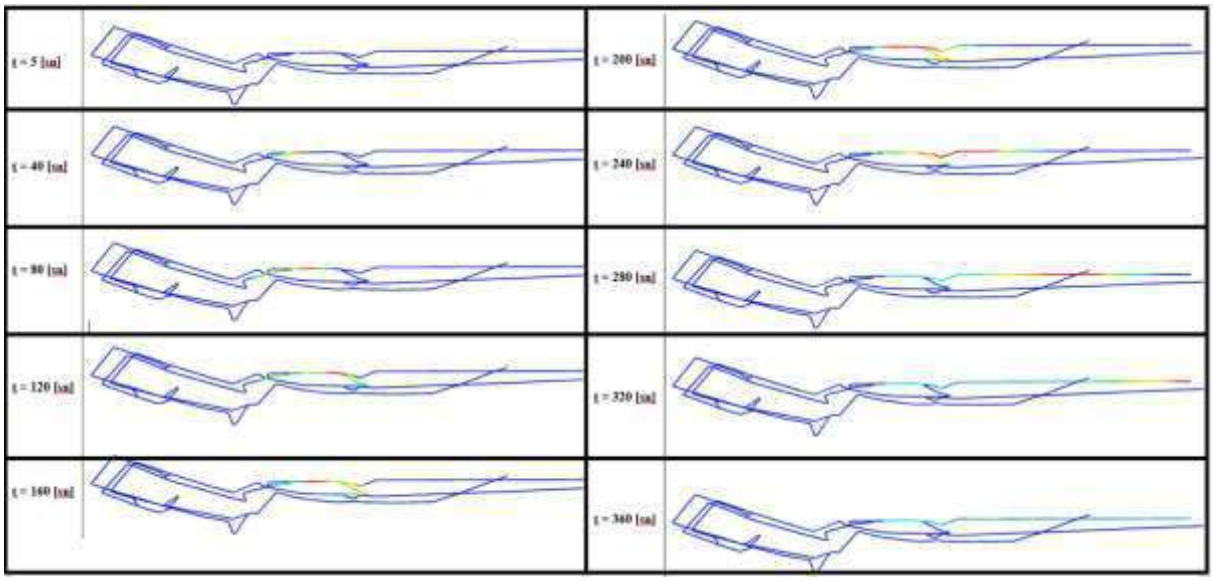


Şekil 7. Zamana Bağlı CO Gazı Dağılımı



Şekil 8. Zamana Bağlı Sıcaklık Değişimi

Aynı şartlardaki fakat geometri olarak farklı bir modelde, daha düşük kapasiteli bir yangın (7.5 MW) modele entegre edilip, Fan Sınır Koşulu için, hacimsel debi değeri 96.2 m^3/s 'ye karşılık gelen ΔP basınç farkı değeri girildiğinde, çok farklı ve belkide beklenmeyen bir sonuç ile karşılaşılabilmektedir. Bu modele ait sonuçlar aşağıda Şekil 9'da verilmektedir.



Şekil 9. Farklı Yangın Senaryosunda CO Gazı Dağılımı

SONUÇLAR

Yukarıda verilen geometrik ve ocak koşulları dahilinde yapılan Hesaplamalı Akışkanlar Dinamiği analizinde, 12.5 MW'lık ısı salınımı üstel bir şekilde artan konveyör yangını değerleri ve Şekil 4'de verilen gaz çıkışı değerleri kullanılmıştır. Bu değerler, araştırma galerisinde yapılan deneylerden elde edilmiştir. Burada debi arttıkça, sıcaklığı daha düşük olan hava yangın bölgesine yöneldiği için, yangın bölgesinde sıcaklık düşüşüne sebep olmaktadır; bu senaryo 4 için 100. s'den sonra görülmektedir. CO gazı, yangının başlamasını takiben yaklaşık 10 dakika sonra yangın çıkış noktasından sonraki bütün hava geçiş yollarını kat etmekte ve yaklaşık 2500 m yol alarak ocak çıkışına gelmektedir. Bu analizler sonucunda elde edilen en önemli bilgi, yangın sonrasında ocağın bütün termodinamik koşulları değişmektedir. Bu durumda,

akışkanlar mekaniği temeline dayalı olarak önemli sürpriz durumlarla karşı karşıya kalınmaktadır. Bu sürpriz durumlardan bir tanesi ise yeterli güçte fan olmaması durumunda yangın sonrası çıkan gazların, hava çıkışına yönelmek yerine hava girişine doğru hareket etmesidir.

KAYNAKLAR

Aksoy CO,"Yeraltı Ocaklarında Metan Parlaması ve Etkileri Üzerine Deneysel Bir Çalışma",Uluslararası Maden İşletmelerinde İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Sempozyumu, Adana, Kasım 2017.

Aksoy CO,"GÜVENLİ KÖMÜR MADENCİLİĞİ",Clean Coal Technologies Summit and Fair, İstanbul, Nisan 2018.

Ayvazoğlu, E, 1984, Madenlerde Havalandırma ve Emniyet, İTÜ Maden Fak. Ofset matbaasi, s:135.

Abdullah Fisne, Olgun Esen, "Coal and gas outburst hazard in Zonguldak Coal Basin of Turkey, and association with geological parameters", Natural Hazards, No. DOI: , 2014, ISSN: 1573-0840, Springer Netherlands.

ZONGULDAK KÖMÜRÜNDEN ULTRA TEMİZ KÖMÜR ÜRETİMİ

PRODUCTION OF ULTRA CLEAN COAL FROM ZONGULDAK COAL

H. Hacıfazlıoglu [1], A. Dikici [1,] *

[1]*İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
(*Sorumlu Yazar: *aydadikici@gmail.com*)

ÖZET

Zonguldak kömür havzasında üretilen ortalama %50 küllü tüvenan kömürden, jig ve ağır ortam gibi fiziksel zenginleştirme yöntemleriyle %7-8 küllü temiz kömürler üretilebilmektedir. Ancak, %7'den daha düşük kül içeriğine sahip kömürlerin üretimi için önce kömürün mikronize boyuta öğütülmesi ardından çeşitli asitlerle liç işlemine tabi tutulması gerekmektedir. Bu çalışmada, Zonguldak kömüründen ultra temiz kömür üretimi için HF, HCL, HNO_3 ve organik bir asit olan Sitrik asit ile ayrı ayrı liç deneyleri yapılmıştır. Liç işleminde asit tipinin, tane boyutunun, sıcaklığın ve liç süresinin etkisi araştırılmıştır. HF ile yapılan liç işlemi sonucunda, %8.84 küllü Zonguldak kömüründen %0.82 küllü ultra temiz kömürün üretilebileceği görülmüştür. Ancak, sitrik asit ile ultra temiz kömür üretimi mümkün değildir.

Anahtar Sözcükler: Ultra Temiz Kömür, Liç, Sitrik Asit, HF

ABSTRACT

Clean coal with 7% ash can be produced through physical separation methods such as jig and heavy media from run-of-mine coal with an average ash of 50% being produced at Zonguldak coal basin. But, coal is required to be first ground, and then subjected to leaching with various acids for the production of coal with ash content lower than 7-8%. In this study, chemical leaching tests were performed with aqueous HF, HCL, HNO_3 and citric acid in order to produce ultra clean coal from Zonguldak bituminous coal. The effects of type of chemical, particle size, temperature and leaching time in the leaching process were investigated. It was observed that ultra clean coal with 0.82% ash could be produced from coal sample containing 8.84% ash by HF leaching. However, ultra-clean coal production with citric acid is not possible.

Keywords: Ultra Clean Coal, Leaching, Citric Acid, HF

GİRİŞ

Ultra temiz kömür, %1'den daha az kül (mineral madde) içeren kömürlere denir. Ultra temiz kömürü elde etmenin yegane yöntemi asitlerle veya bazlarla yapılan liç yöntemidir. Bitümlü kömürler bünyelerinde genelde %3-7 oranlarında mineral madde içerirler. Bu mineral maddelerin fiziksel yöntemlerle giderilemeyeceği, sadece kimyasal yöntemler ile giderilebileceği pek çok araştırmacı tarafından rapor edilmiştir (Kumar and Gupta, 1997; Steel and Patrick, 2003; Gulen et al.,2013).

Liç işlem, kömürün çok ince boyutlara kadar öğütülmesi ve ardından çeşitli kimyasallar ile muamele edilmesini gerektirir. Bu bakımdan, ultra temiz kömürün yakıt olarak kullanılması ekonomik açıdan pek mümkün görülmemektedir. Ayrıca, liç işlemi sonunda kömürün yapısında bozulmalar meydana gelmekte, karbon ve hidrojen oranları azaldığı için kalorifik değer önemli ölçüde düşmektedir. Rubiera et al. (2003) HF ve HNO_3 asitlerini kullanarak yaptıkları liç çalışmasında, %6.2 küllü kömürden %0.3 küllü ultra temiz kömür üretmişler, ancak diğer taraftan kömürün kalorifik değeri 7761 kcal/kg'dan

6705 kcal/kg'a düşmüştür. Aynı çalışmada, ultra temiz kömür üretimi sonucunda, kömürdeki uçucu madde, oksijen ve azot içerikleri de artmıştır. Benzer sonuçlar, Yılmaz (2004) tarafından yapılan HF ve HNO_3'lü liç çalışmasından da elde edilmiş olup, kül %8.63'den %0.42'ye düşerken, kalorifik değer de 7676 kcal/kg'dan 6776 kcal/kg'a düşmüştür. Aynı çalışmada, karbon %80.93'den %71.90'a; hidrojen içeriği ise %4.48'den %3.72'ye düşmüştür.

Yukarıdaki literatür verilerinden de görülebileceği üzere, elde edilen kömürün kalorifik değeri açısından ultra temiz kömürün kullanımı yakıt olarak avantajlı görülmemektedir. Ancak, ultra temiz kömürün düşük kül içeriği nedeniyle gaz türbini pervanelerine zarar vermediği ve gaz türbinlerinde gaz yerine yakıt olarak kullanılabileceği belirtilmektedir (Brooks et al., 2000). Günümüzde ultra temiz kömürün üretilme amacı yakıttan ziyade teknolojik amaçlar içindir. Ultra temiz kömürden; aromatik kimyasallar, elektrot/karbon anodu, aktif karbon ve karbon nanotüpleri (CNTs) üretilebilmektedir (Solano vd. 2000; Rubiera et al., 2003; Dash et al., 2014). Tarihte ultra temiz kömür üretimi ilk kez Almanlar tarafından yapılmış olup, II. dünya savaşından önce alüminyum endüstrisi için karbon elektrot üretimi amacıyla ultra temiz kömür üreten birkaç tesis kurulmuştur. Bu tesislerde, HF kullanılarak yılda 70 bin ton ultra temiz kömür üretilmiştir. II. dünya savaşından sonra, daha verimli olması nedeniyle petrokoktan (petrol rafinerisi yan ürününden) karbon elektrodu üretimini tercih edilmiştir (Steel et al., 2001).

Gelecekte ileri teknolojinin hammaddesi olacak olan ultra temiz kömürün ülkemiz kömürleri ile üretilip üretilemeyeceği üzerine sınırlı sayıda çalışma bulunmaktadır. Bu bakımdan bu çalışmada, Zonguldak kömüründen ultra temiz kömür üretimi için çeşitli asitlerle liç deneyleri yürütülmüştür. Liç işleminde kullanılan asit tipleri genellikle güçlü inorganik asitler olup, kontrol altına alınmazsa çevreye önemli ölçüde zarar verebilmektedir. Bu bakımdan bu çalışmada bir ilk olarak, organik ve çevre dostu bir asit olan ve halk arasında "limon tuzu" olarak bilinen sitrik asit ile bir dizi liç çalışması yürütülmüştür.

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Kömür Numunesinin Özellikleri

Kömür numunesi Zonguldak Karadon bölgesinde faaliyet gösteren bir yeraltı ocağından alınmıştır. Düşük küllü ve düşük nemli olan kömür numunesi, kırıcıdan geçirildikten sonra 105 ^{0}C'lik etüvde 4 saat kurutulmuş ve daha sonra bilyalı değirmende öğütülmüştür. Öğütülmüş numune ile ASTM standartlarına (Speight, 2004) göre yapılan kimyasal analiz sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir. Yapılan mineralojik incelemeler sonucunda, kömürün içeriğinde bulunan külün çoğunlukla kuvars ve kil minerallerinden oluştuğu tespit edilmiş, XRF spektrometresi ile SiO_2, Al_2O_3 ve Fe_2O_3 içerikleri sırasıyla %3.70, %2.51 ve %1.02 bulunmuştur. Kömür numunesinde, külü oluşturan ana bileşiklerin %90'dan fazlası SiO_2, Al_2O_3 ve Fe_2O_3 içeriklerinden ileri gelmiştir.

Çizelge 1. Kömür numunesinin kimyasal analizi

Analiz	İçerik
Kül	%8,84
Uçucu Madde	%28,8
Sabit Karbon	%62,36
Toplam Kükürt	%0,73
Brüt Kalori	7802 kcal/kg
C	%81,6
H	%5.26
N	%1.28

Deneylerde İzlenen Yöntem

Liç deneyleri, 500 ml hacimli kapaklı cam reaktörde ve atmosferik basınçta gerçekleştirilmiştir. Karıştırma ve ısıtma işlemi manyetik hotplate üzerinde yapılmıştır. -212 µm tane boyutuna öğütülmüş olan kömür numunesinden her deneyde 20 gr kullanılmış ve toplam solüsyon hacmi 200 ml olacak şekilde saf su ve asit ilave edilmiştir. Önce, analitik saflıktaki çeşitli asitlerin (HF, HCL, HNO_3 and Sitrik Asit) sabit sıcaklıktaki (20 ^{0}C) ve sabit liç süresindeki (120 dk) kül giderme başarıları test edilmiştir. Saf su ile oluşturulan liç pülpündeki asit konsantrasyonları %5, %10, %15, %20, %25 ve %30 olacak şekilde ayarlanmıştır. Tüm deneylerde karıştırma hızı 200 dev/dk'dır. Daha sonraki deneylerde, en düşük küllü ürünü veren asit tipi ile çeşitli tane boyutlarında (-212 µm ve -63 µm), çeşitli sıcaklıklarda (20, 40, 60, 80 ^{0}C) ve çeşitli liç sürelerinde (60, 120, 180 ve 240 dk) deneyler yürütülmüştür. Deneyler sonunda elde edilen katı-sıvı karışımı pülp, önce bir filtre kağıdından süzülmüş, kağıt üstünde kalan ürün yıkandıktan sonra 105 ^{0}C'lik etüvde 12 saat kurutulmuş ve ASTM standartlarına göre kül analizleri yapılmıştır. Kül giderim değerleri aşağıdaki eşitlikle hesaplanmıştır.

$$Kül\ giderimi\ (\%) = \frac{\text{Besleme Malı Külü (\%)} - Ürün\ Külü\ (\%)}{\text{Besleme Malı Külü (\%)}} \text{x } 100 \quad (1)$$

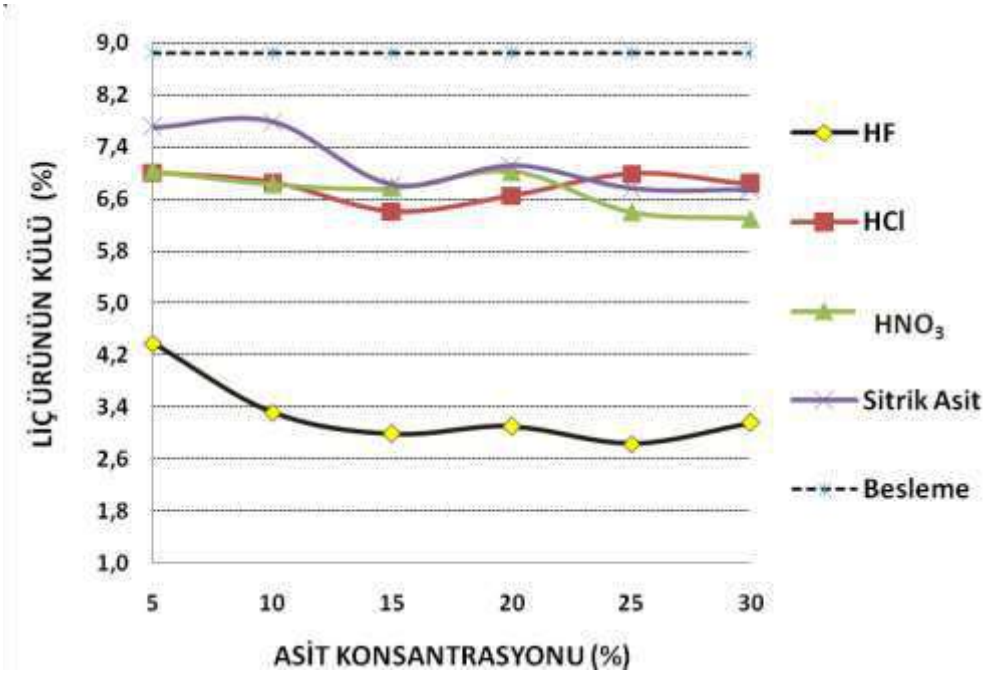
Kömür içerisindeki mineral maddelerin maksimum düzeyde giderilebilmesi için liç öncesinde mikronize öğütme yapmak gerekmektedir. Ancak öğütme önemli bir maliyet unsurudur. Bu çalışmada kullanılan kömür örneğinin öğütülebilirliğini saptamak amacıyla standart Hardgrove testi (ASTM D409/D409M-12) yapılmıştır. Kömür numunesinin Hardgrove değirmeni ile saptanan HGI değeri 58.50'dir. HGI değeri 50 ile 70 arasında olduğu için, numune orta derecede zorlukta öğütülebilen bir kömürdür. Bond (1954) tarafından önerilen ve HGI'nın İş indeksine (Wi) dönüşümünü sağlayan eşitlikle ($Wi=88/(HGI)^{0.5}$ hesaplanan iş indeksi değeri ise 11.50 kws/t'dur.

DENEY SONUÇLARI VE DEĞERLENDİRME

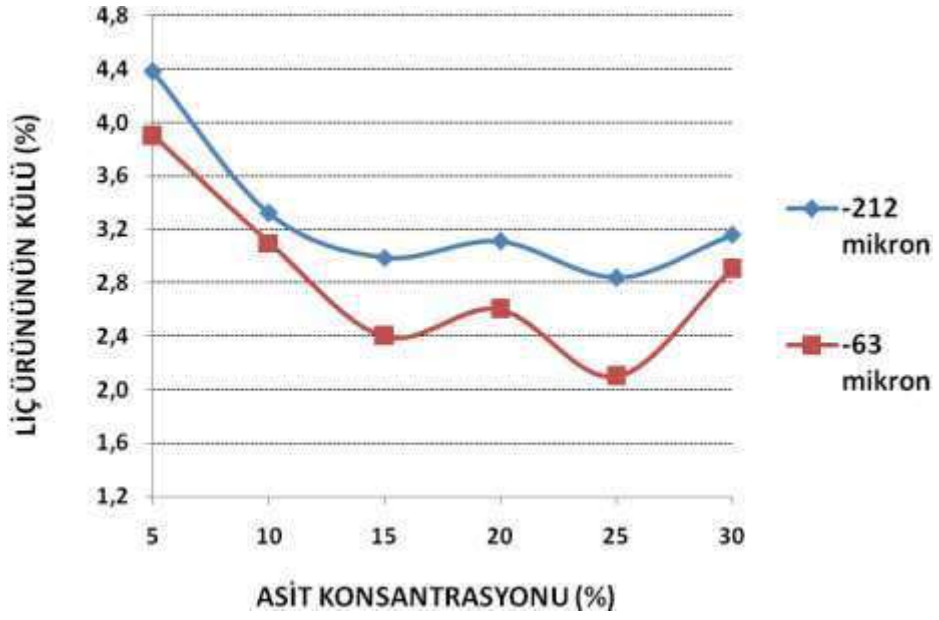
Asit tipinin etkisinin araştırıldığı deneyler 20 ^{0}C'de, -212 µm tane boyutunda ve 120 dk liç süresinde yapılmıştır. Şekil 1'de verilen deney sonuçlarından görülebileceği üzere, asit konsantrasyonlarının artmasıyla birlikte ürünlerin kül içerikleri azalmıştır. En düşük küllü ürünler HF asidi ile, en yüksek küllü ürünler ise organik bir asit olan sitrik asitle elde edilmiştir. En düşük küllü ürün %25 HF konsantrasyonunda elde edilmiş olup, bu konsantrasyonda ürünün kül içeriği %2.84 bulunmuştur. HF asidinin en yüksek kül giderimini sağlamasının ana nedeni diğer kül yapıcı mineraller yanında kuvars mineralini de etkili bir şekilde çözebilme yeteneğidir. Kuvars (SiO_2) mineralini çözebilen yegane asit "cam asidi" olarak bilinen HF asididir. Kömürün minerolojik analizinden de görülebileceği gibi en yüksek oranda kül yapıcı bileşen SiO_2'dir. Bu mineralin HF asidi ile çözülmesi ile ultra temiz kömür hedefine ulaşılabilmektedir. En düşük küllü ürünün elde edildiği %25 asit konsantrasyonu için, asit tiplerinin kül giderim değerleri HF, HCL, HNO_3 ve Sitrik Asit için sırasıyla %67.87; 20.93; 27.60 ve 23.53 olarak hesaplanmıştır. Söz konusu asit tipleri ile -212 µm tane boyutunda ve oda sıcaklığında (ya da düşük sıcaklıklarda) ultra temiz kömürün üretilemeyeceği görülmüştür. Liç işlemlerinde, mineral madde çözünme veriminin büyük ölçüde tane boyutuna ve pülp sıcaklığına bağlı olduğu Kumar ve Gupta'nın 1997 yılında yapmış olduğu bir çalışmada belirtilmiştir.

Ayrıca, Dash et al. (2013), kömürün tane boyutu inceldikçe mineral maddelerin daha hızlı çözündüğünü belirtmiştir. Aynı çalışmada, sıcaklık artışının da mineral madde çözünme hızında olumlu etki yarattığı rapor edilmektedir. Bu çalışmada, ultra temiz kömür hedefine ulaşmak için önce kömürün tane boyutu -212µm' den, -63µm'ye indirilmiştir. Öğütme işlemlerinde laboratuvar ölçekli klasik bilyalı değirmen kullanılmıştır. 20 ^{0}C'de ve farklı tane boyutlarında HF ile yapılan liç deneylerinin sonuçları Şekil 2'de verilmiştir. Şekil 2'den görülebileceği üzere, tane boyutu inceldikçe, liçten elde edilen ürünün külü daha düşük çıkmaktadır. Bunun nedeni, ince boyutlarda daha iyi serbestleşmenin sağlanmış olması ve asidin kömürdeki mineral madde ile direk temasının sağlanmış olmasıdır. Öyle ki, . -212 µm tane

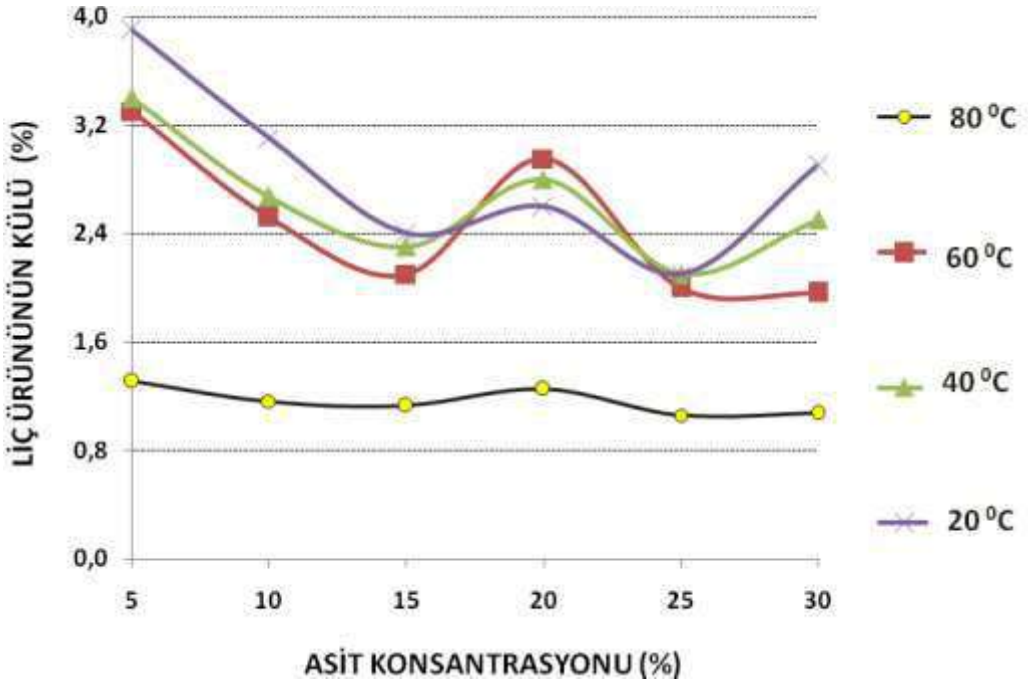
boyutunda yapılan liç deneyi sonucunda en düşük küllü ürün %2.84 kül içerirken, -63 µm tane boyutunda en düşük küllü ürün %2.1 kül içermektedir. Bu sonuçlardan da görülebileceği gibi, -63 µm tane boyutunda, 20 ^{0}C'de en etkili asit olan HF ile ultra temiz kömür üretilememektedir. Bu bakımdan, pülp sıcaklığı 80^{0}C'ye kadar yükseltilmiş ve Şekil 3'de verilen sonuçlara ulaşılmıştır. Şekil 3'e göre sıcaklık arttıkça elde edilen ürünlerin kül içerikleri azalmıştır. En düşük asit konsantrasyonunda ve en düşük sıcaklıkta (20 ^{0}C) ürünün kül içeriği %3.9 iken, en düşük asit konsantrasyonunda ve en yüksek sıcaklıkta (80 ^{0}C) ürün külü %1.31 bulunmuştur. Pülp ya da liç sıcaklığının 80 ^{0}C'ye yükseltilmesi durumunda, %25 asit konsantrasyonunda en düşük küllü ürün (%1.06 kül) elde edilmiştir. Ancak, bu deneyler sonucunda da ultra temiz kömür (kül < %1) üretilememiştir.



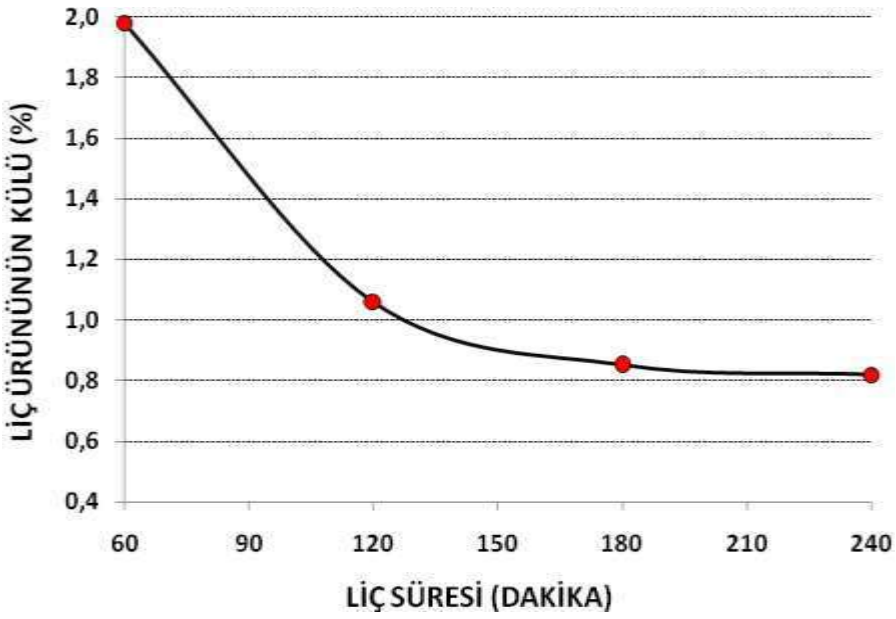
Şekil 1. Asit tipine ve konsantrasyonuna bağlı olarak liç ürününün kül içeriğinin değişimi



Şekil 2. Tane boyutunun liç ürün külüne etkisi (asit tipi HF)



Şekil 3. Pülp sıcaklığının liç ürün külüne etkisi (asit tipi HF)



Şekil 4. Liç süresine bağlı olarak liç ürünü külünün değişimi (asit tipi HF)

Zonguldak kömüründen ultra temiz kömür üretimini amaçlayan bu çalışmada, asit tipinin, asit konsantrasyon değerinin, kömür tane boyutunun ve pülp (liç) sıcaklığın etkisi araştırılıp optimize edildikten sonra kömürün kül içeriği %8.84'den %1.06'ya kadar düşürülmüştür. Ancak halen hedefe ulaşılamamış olup, ultra temiz kömür üretimi için kül içeriğinin %1'in altına düşürülmesi gerekmektedir. Liç işleminde, liç süresinin kömürden mineral madde çözme başarısında önemli etkiye sahip olduğu, Nabeel et al. (2009) tarafından yapılmış olan bir çalışmada açıkça belirtilmiştir. Bu bakımdan liç süresi 60, 120, 180 ve 240 dk olacak şekilde bir seri deney daha yapılmıştır. Farklı liç sürelerinde, %25 HF konsantrasyonu ve 80 ^{0}C'de yapılan deneylerin sonuçları Şekil 4'de verilmiştir.

Şekil 4'den görülebileceği üzere, liç süresi arttıkça elde edilen ürünün kül içeriği azalmakta ve %0.82'ye kadar düşmektedir. Elde edilen bu ürün ultra temiz kömür olup, Zonguldak kömüründen ultra temiz kömür üretimi için önerilebilecek prosesin genel akım şeması Şekil 5'de özetlenmiştir.

Şekil 5. Ultra temiz kömür üretimi genel akım şeması

SONUÇLAR

Zonguldak kömüründen ultra temiz kömür üretimini amaçlayan bu çalışmada, çeşitli asit tipleri kullanılarak, çeşitli tane boyutlarda, çeşitli pülp sıcaklık değerlerinde ve farklı liç sürelerinde deneyler yapılarak optimum çalışma koşulları belirlenmiştir. Çalışmalar sonucunda aşağıdaki sonuçlara ulaşılmıştır:

1. Dört farklı asit tipi (HF, HCL, HNO_3 ve Sitrik Asit) ile liç deneyleri yapılmış, en yüksek kül giderimi HF asidi ile elde edilmiştir.
2. Çevre dostu ve zayıf bir organik asit tipi olan sitrik asidin (limon tuzu) kül gidermedeki başarısı diğer asitlere göre daha düşük bulunmuştur.
3. Genel olarak asit konsantrasyonunun artmasıyla kül giderimi artmıştır.
4. Liç sıcaklığının ve liç süresinin arttırılması ile kül giderimi artmıştır.
5. Tane boyutu inceldikçe, asidin temas yüzeyi ve tane serbestleşme derecesi arttığı için kül giderimi artmıştır.
6. Hidroflorik asidin %25'lik konsantrasyon değerinde, -63 µm tane boyutlu ve %8.84 küllü Zonguldak kömür örneği ile 80 ^{0}C'de yapılan 240 dk'lık bir liç işlemi sonucunda, %0.82 küllü bir ultra temiz kömür üretilmiştir.
7. Optimum liç koşullarında, Zonguldak kömürünün külü %90.72 oranında giderilmiştir.

TEŞEKKÜR

Bu proje, İstanbul Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Komisyonu'nca 51401 No'lu proje kapsamında desteklenmiştir.

KAYNAKLAR

Bond, F.C. (1954). Crushing and Grinding Calculations, CIM Bulletin, 47, 507: 466-472.

Brooks P, Clark K, Waugh B, Langley J, Lothringher G. (2000). UCC as a gasturbine fuel. The 10th Japan/Australia Joint Technical Meeting on Coal, Fukuoka, Japan.

Dash, P.S., Sriramoju, S.K., Prasad, D. N., Banerjee, P. K., Ganguly, S., Kargupta, K. (2014). Formation of Carbon Nanostructures During Chemical Demineralization of Indian Coals, *International Journal of Coal Preparation and Utilization, 34*, 276–283.

Gulen, J., Doymaz, I. Piskin, S. and Ongen, S. (2013). The Effects of Temperature and Mineral Acids on the Demineralization Degree of Nallihan Lignite, *Energy Sources Part A, 35*, 202–208.

Kumar, M. and Gupta, R.C. (1997). Demineralization Study of Indian Assam Coking Coal by Sodium Hydroxide Leaching, *Energy Sources 19*,723-730.

Nabeel, A., Khan, T.A., Sharma, D.K. (2009). Studies on the Production of Ultra-clean Coal by Alkali Acid Leaching of Low-grade Coals, *Energy Sources Part A, 31*,594–601.

Rubiera, F., Arenillas, A. Aria, B. Pis,J.J. Sua´rez-Ruiz,I. Steel, K.M., Patrick, J.W. (2003). Combustion behaviour of ultra clean coal obtained by chemical demineralisation, *Fuel 82*, 2145–2151

Solano, A.L., Gullon, I.M., Lecea, C.S. and Talavera, B.S. (2000). Activated carbons from bituminous coal: effect of mineral matter content. *Fuel 79*, 635-643.

Steel, K.M., Besida, J., O'Donnell, T., Wood, D.G. (2001). Production of Ultra Clean Coal Part I—Dissolution behaviour of mineral matter in black coal toward hydrochloric and hydrofluoric acids, *Fuel Processing Technology 70*, 171–192.

Steel, K.M., Patrick, J.W. (2003). The production of ultra clean coal by sequential leaching with HF followed by HNO, *Fuel 82*, 1917–1920.

Speight, J. G. (2004) Handbook of Coal Analysis, First Ed., Hoboken, NJ: John Wiley & Sons Inc., 141–150.

Yılmaz, S. (2004). Katı fosil Yakıtlarda Mineral Giderme Üzerine Etkisi, Karaelmas Üniversitesi, Yüksek Lisans Tezi, Zonguldak, Türkiye.

DOĞAL TAŞ, ENDÜSTRİYEL MİNERALLER ve AGREGA ÜRETİMİ - NATURAL STONE, INDUSTRIAL MINERALSAND AGGREGATE PRODUCTION

3 T YÖNTEMİ İLE BİR MERMER FABRİKASINDA RİSK DEĞERLENDİRMESİ

RISK ASSESMENT IN A MARBLE FACTORY WITH 3 T METHOD

S. Önder [1], M. Önder [1], F. Çiçek [2,] *

[1] *Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
[2] *Çukurova Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: fcicek@student.cu.edu.tr)*

ÖZET

Günümüzde, çalışma koşullarının iyileştirilmesi teknolojik gelişmelere paralel olarak artmaktadır. Buna rağmen maden iş kolundaki iş kazaları ve meslek hastalıkları yoğun bir şekilde meydana gelmektedir. Son yıllarda doğal taş sektöründe ihracatta büyük bir gelişim kaydeden ülkemizde, mermer ocak işletmeciliği ve mermer üretim fabrikaları ön sıralarda yer almaktadır. Madencilik faaliyetlerinin çoğunun insan gücüne dayanarak yapıldığı bu alanların iş sağlığı ve güvenliği açısından daha güvenli hale getirilebilmesi için kazalar olmadan önce risk değerlendirmesi yapmak, gerek çalışan sağlığı gerekse işveren açısından büyük önem arz etmektedir. Çalışma kapsamında bir mermer işletme fabrikasındaki tehlike ve riskler belirlenmiştir. Sonrasında, KOBİ'lere yönelik olarak "Türkiye'de İş Sağlığı ve Güvenliği Koşullarının İyileştirilmesi Projesi (İSGİP)" kapsamında hazırlanan 3T Risk Değerlendirmesi Yöntemi ile risk değerlendirmesi yapılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Mermer, Tehlike, Risk, Risk Değerlendirmesi, 3T Risk Değerlendirme Yöntemi.

ABSTRACT

Nowadays, the improvement of working conditions is increasing in parallel with technological developments. Despite this, occupational accidents and diseases in the mining business line occur intensively. In our country, which has made a great progress in exportation in the natural stone sector in recent years, marble quarry operation and marble production factories are at the forefront. Before accidents, preparing of risk assessment in order to make safer these areas where most of the mining activities are based on manpower in terms of occupational health and safety is important to both employee health and employer. In this study, hazards and risks in a marble plant were determined. Then, the risk assessment was prepared by 3T Risk Assessment Method that was prepared within "Improvement of the workplace Occupational Health and Safety Conditions in Turkey Project (ISGIP)" for SMEs.

Keywords: Marble, Hazard, Risk, Risk Assessment, 3T Risk Assessment Method.

GİRİŞ

Günümüzde çalışma koşullarının iyileştirilmesi teknolojik gelişmelere paralel olarak artmaktadır. Buna rağmen maden iş kolundaki iş kazaları ve meslek hastalıkları yoğun bir şekilde meydana gelmektedir. Çalışanlara verilen iş sağlığı ve güvenliği eğitiminin yetersiz olması, çalışanların yeterince bilgilendirilmemesi, çalışanların kendilerine verilen eğitimler doğrultusunda güvenli çalışma yöntemlerini uygulamamaları gibi nedenlerden dolayı kazalar sık sık meydana gelmekte ve kayıplar yaşanmaktadır.

Maden sektörünün önemli iş kollarından biri olan mermer üretiminde; sektörde 2468 adet mermer işletme izinli ruhsat sahası (mermer ocağı), küçük ve orta ölçekli yaklaşık 2000 fabrika ve 9000

atölye de bulunmakta ve 300000 kişi istihdam edilmektedir. Üretimin tamamına yakın kısmı özel sektör tarafından yapılmaktadır (http://www.enerji.gov.tr/tr-TR/Sayfalar/Dogal-Taslar).

Mermer fabrikalarında yaşanan kazaların çoğu, mermer bloğunun devrilmesi ve mermer bloğunun altında kalma gibi vb. kazalardır. Bu bakımdan, iş sağlığı ve güvenliğinin önemi sektör açısından ön plana çıkmaktadır. Alanda yapılan önceki çalışmalara bakıldığında, Sade (2017), Sivas'da bulunan Fimar Mermer Fabrikası'nın risk değerlendirme analizini L Tipi Matris Yöntemi ve Fine - Kinney Yöntemi ile yapmıştır. İşletmede hammaddenin tesise girişinden nihai ürünün elde edilmesi aşamasına kadar gerçekleşen tüm faaliyetleri incelemiş ve tehlike oluşturabilecek risk unsurlarını belirleyerek risk derecelendirmelerini yapmıştır. L Tipi Matris Yöntemi ile yaptığı risk değerlendirmesi sonucunda, risklerin 3'nün kabul edilemez, 18'inin dikkate değer ve 4'ünün ise kabul edilebilir risk değerlerinde olduğunu belirlemiştir. Fine - Kinney Yöntemi ile ise risklerin 2'sinin tolere edilemez, 1'inin esaslı risk, 15'inin olası risk ve 7'sinin ise önemsiz risk seviyesinde olduğunu tespit etmiştir. Ersoy vd. (2017) yapmış oldukları çalışmada, mermer ocağında yapılan blok üretimi faaliyetlerini incelemiş ve muhtemel kaza türü ve etkilerini belirlemişlerdir. Ocakta risk analizini, Fine - Kinney Yöntemi ile yapmışlardır. Fine - Kinney sonucunda elde ettikleri verileri, Gri İlişkisel Analiz Yöntemi'ne göre değerlendirmişlerdir. Sonuç olarak, en etkili kaza türlerinin, çalışana elektrik çarpması, çalışanın hareketli bir nesne ile çarpışması, çalışanın yüksekten düşmesi gibi kazalar olduğunu belirlemişlerdir.

Çınar ve Şensöğüt (2016), çalışmasında Türkiye'de faaliyet gösteren mermer işletmeleri için mevcut tehlikeleri belirlemişler, belirlenen tehlikeler için risk skorları hesaplamış ve risk kaynaklarını tespit etmişlerdir. Risk oluşturan kaynakların ortadan kaldırılması veya risklerin en küçüklenebilmesi için alınması gerekli olan önlemleri belirlemişlerdir. Tanoğlu (2016), mermer işletme sektöründe iş kazalarına ve meslek hastalıklarına neden olabilecek tehlikelerin ve bunların ortaya çıkış sebeplerinin tespit edilmesi, bu tehlikelerin giderilmesi için çözüm önerilerinin getirilmesini ve sektörde uygulanabilecek olan 3T Risk Değerlendirmesi Yöntemi'ni çalışmıştır. Dülger (2015) yapmış olduğu çalışmada, mermer fabrikasında mevcut problemleri çözmek için Yaratıcı Problem Çözme Teorisi (Teoriya Resheniya Izobreatatelskikh Zadatch, TRIZ) Yöntemi'ni kullanmıştır. Uygulama sonrasında, gürültü düzeyinde ortalama %7,2, kusurlu parça oranında %5 ve malzeme taşıma işlemleri sırasında oluşan kas yorgunluklarında azalma, üretim süresinde %11 iyileşme sağlandığını gözlemlemiştir. Albayrak (2014), Greton Mermer Tesisi'nde gürültü, aydınlatma, termal konfor ve toz ölçümlerini gerçekleştirmiştir. Yapmış olduğu ölçümleri, L Tipi Matris Yöntemi ile analiz etmiş ve gürültü ve toz değerlerinin yüksek olduğunu, aydınlatma ve termal konfor koşullarının ise uygun olduğunu tespit etmiştir. Özçelik (2013), bir mermer işletmesindeki tehlikeleri öngörerek, bu tehlikelerden oluşabilecek riskleri belirlemiştir. Belirlenen riskler, Fine - Kinney Yöntemi ile analiz edilmiş ve tekrar gerçekleşmemesi için alınması gereken önlemleri belirlemiştir.

Birçok araştırmacı (Yavuz, 2018; Eleren ve Ersoy, 2011; Ağca, 2010; Eleren vd., 2009; Dike, 2009; Çakıroğlu, 2007; Gümüş ve Akkoyun, 2006; Karra, 2005; Bajpayee, 2003; Bacak, 2002; Akçın, 2001; Karadağ, 2000), madencilik iş kolunda tehlikelerin belirlendiği ve bu tehlikelerden doğabilecek risklerin, risk analizi yöntemleri ile değerlendirildiği çalışmalar yapmışlardır. Özler Köşek (2016), yapmış olduğu çalışmasında metal sektöründeki bir işletmede 3T ve Fine - Kinney Risk Analizi yöntemlerini kullanarak risk değerlendirmesi gerçekleştirmiştir. Risk derecelerinin doğru puanlanması ve yöntemlerin mukayesesini amaçlamıştır. Sonuç olarak, risk analizlerinin yapılırken kullanılan yöntemlerin iyi anlaşılması ve önceki verilerin detaylı bir şekilde incelenmesi gerektiği vurgulanmıştır. Ergenç (2018) çalışmasında, odun üretim faaliyetlerinde meydana gelebilecek olan tehlikeleri ve bu tehlikelerden doğabilecek olan risklerin değerlendirmesini L Tipi Matris Yöntemi ve Fine - Kinney Yöntemi'ni kullanarak yapmışlardır. Topuksak (2018), 3T Risk Değerlendirmesi Yöntemi'nin etkinliğinin arttırılması için Hata Türü ve Etkileri Analizi (FMEA) yöntemini kullanmıştır.

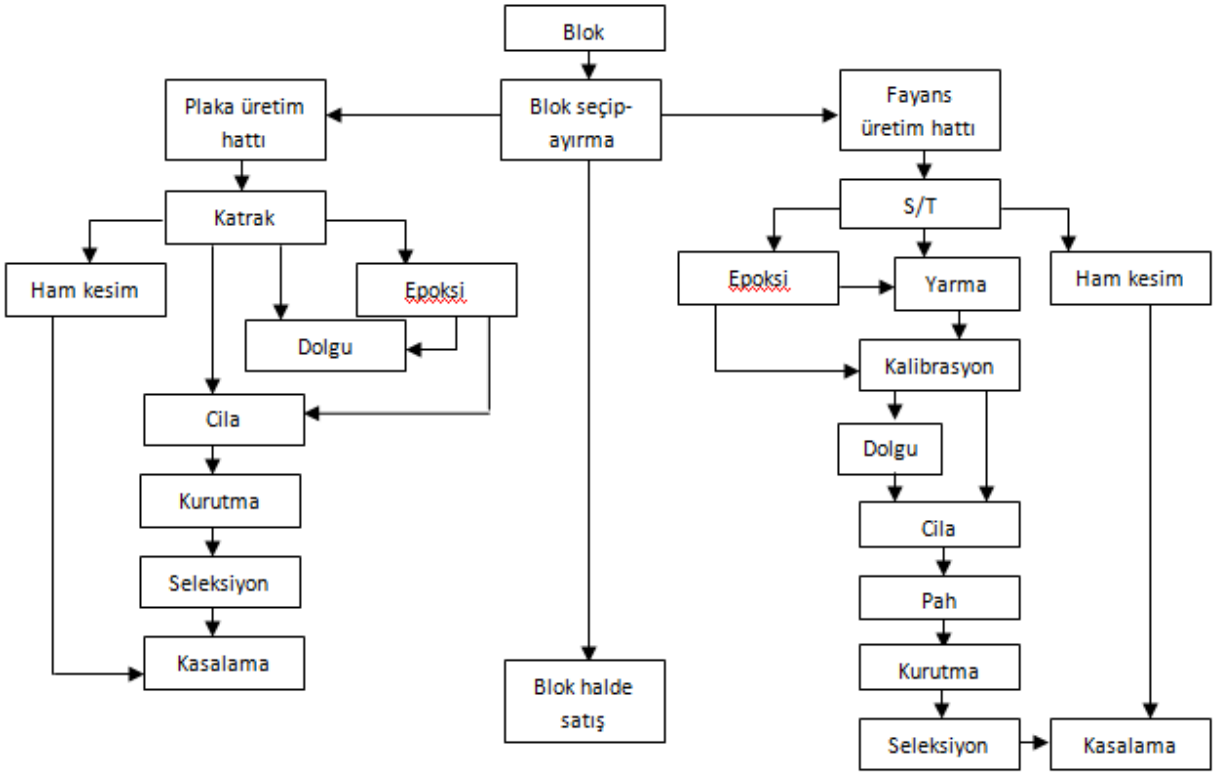
Yapılacak olan risk analizlerinde, değerlendirmelerin konuya hâkim olan, deneyimli ve sistemi bilen bir ekip tarafından yapılması tavsiye edilmektedir. Değerlendirmeyi yapacak olan ekibin, ayrıca; iş

sağlığı ve güvenliği ile ilgili yönetmeliklere, standartlara, sistemdeki ekipmanları ve bu ekipmanlarla ilgili teknik bilgileri iyi bilmesi gerekmektedir (Topuksak, D., 2018).

Yapılan bu çalışmada, bir mermer üretim fabrikasında görülen tehlikeler ve bu tehlikelerden doğabilecek olan riskler, 3T Risk Değerlendirme Yöntemi ile değerlendirilmiştir.

İŞLETMENİN TANITIMI

Fabrikada üretim, fayans hattı ve plaka hattı olmak üzere iki farklı şekilde yapılmaktadır. Müşteri talebine göre blok halinde mermer ihtiyacı da sağlanmaktadır. Blok halinde gelen mermerler, ihtiyaca göre katrak makinesinde veya ST makinesinde kesilmektedir. Sonrasında fabrikada bulunan bant makinelerinde işlenerek müşteriye sunulmaktadır. Mermer fabrikasının üretim akış şeması Şekil 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Mermer fabrikasının üretim akış şeması

Fabrikada görülen bazı tehlikeli durum ve hareketler Şekil 2'de verilmiştir.

(a) (b) (c)

(d) (e) (f)

Şekil 2. İşletmede görülen tehlikeli durum ve hareketler

Şekil 2'de görüldüğü gibi, çalışanlar kulaklık kullanması gerekli iken etkinliği çok daha az olan pamuk ile önlem alma yoluna gitmişlerdir (a). Forklift ile insan taşınmakta (b), malzeme konulan rafların önünde koruyucu bulunmamakta, ağır malzemeler üst raflarda istiflenmekte (c), iş ekipmanlarının koruyucu donanımları bulunmamakta (d), fabrika içerisinde yüksekte çalışma sırasında gerekli önlemler alınmamakta (e) ve işyeri zemininde takılıp düşmeye neden olacak malzemeler (f) bulunmaktadır.

3T RİSK DEĞERLENDİRMESİ YÖNTEMİ

Yöntem, Türkiye'de İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Koşullarının İyileştirilmesi Projesi (İSGİP) kapsamında hazırlanan KOBİ'lere yönelik çalışmada kullanılan bir yöntemdir. Finlandiya'da geliştirilmiş, kendine has bazı özellikleri olup; modüler bir yapıya sahiptir. Her modülde işyerindeki farklı bir risk unsuru ele alınmaktadır, örneğin kimyasal ve biyolojik tehlikeler için bir modül vardır. Her modül, olası bir çok farklı riski göz önüne getirecek bir kontrol listesi içeren A - 4 kağıdı boyutunda bir formdan oluşmaktadır. Bu özelliği ile hem riskler üzerinde sil baştan araştırma yapma yükünü hem de yanlışlıkla önemli bir riski kapsam dışına bırakma ihtimalini azaltmaktadır. İkinci olarak 3T Yöntemi, geleneksel risk tanımını değiştirerek riski kontrol düzeyleri ve olasılıklarla ifade edilen yeni bir tanım ortaya koymaktadır; bu tanımlama bize göre uygulaması daha kolay ve daha doğru risk puanlarına ulaşılmasını sağlayan bir yaklaşım olarak ortaya çıkmaktadır. Üçüncü olarak, iş güvenliğinden sorumlu personelin bu yöntemi kullanmak için alacağı eğitim yarım günü saha uygulaması olmak üzere yaklaşık bir günde tamamlanabilmektedir. Yöntem; öğrenilmesi ve uygulaması kolay, risk alanlarının tamamını kapsayan ve güvenilir risk puanları oluşturan bir yöntemdir (İsgip, 2011).

Yöntemde kullanılan temel modüller aşağıda verilmiştir.

A. Kazalara yol açabilecek tehlikeler

A1. Zemin, yollar ve merdivenler**:** Zemin hasar görmemiştir ve dayanıklıdır. Yollar, yeterli boyuttadır ve gerektiği takdirde işaretlerle belirtilmiştir. Düşmelere karşı koruyucular kuralına uygundur. Merdivenler ve rampalar korkuluklarla ve kaydırmazlıklarla donatılmıştır.

A2. Düzen, temizlik ve kaymayı önleyici tertibat**:** Zemin, yollar, tezgâhlar, mahfazalar, raflar ve askılar düzenli ve temizdir. Atık konteynerleri, hasar görmemiştir, düzgündür ve uygun bir şekilde işaretlenmiştir. Daha fazla atık saklanabilir ve hiçbir zararlı materyal ya da unsur içermemektedir. Kaymayı önleyici tertibat kötü havalarda da işlev görmektedir.
A3. İç nakliye ve transferler**:** Trafik planı güncel durumdadır. Nakliye yolları, yükleme ve boşaltma platformları yeterince geniş ve güvenlidir. Nakliye ekipmanı düzgündür ve uygun bir şekilde depolanmıştır. Personel güvenli çalışma yöntemlerine uygun çalışmaktadır.
A4. Genel trafikte araç kullanma: Araçlar ve güvenlik ekipmanları uygun ve düzenlidir. Güvenli ve dikkatli araç kullanmaya özen gösterilmektedir.
A5. Makineler ve el aletleri**:** Makineler ve el aletleri uygun ve güvenlidir, uygun güvenlik cihazlarına sahiptirler. Kontrol cihazları çalışır durumdadır ve açık bir şekilde işaretlenmiştir.
A6. Yüksekte çalışma: Yüksekte yapılan çalışmalar planlanmıştır ve güvenli bir şekilde yürütülmektedir.
A7. Yangın ve patlatmalara karşı güvenlik önlemleri**:** Depo alanları düzenlidir ve fazladan yanıcı madde yoktur. Elektrik kabloları ve cihazları düzgündür. Yangın alarmları ve ilk aşamada kullanılacak söndürme ekipmanı uygun durumdadır. Acil çıkışları uygun ve açık bir şekilde işaretlenmiştir. Yanıcı ve patlayıcı maddelerin, özellikle basınçlı kazanların bakımı ve kontrolü düzgün bir şekilde yapılmaktadır.
A8. İlk yardım ve acil durumlara hazırlık**:** İlk yardım ekipmanı ve ilk yardım becerilerine sahip olan çalışan sayısı yeterlidir, tahliye planı güncel durumdadır.

B. Çalışma ortamında fiziksel tehlikeler

B1. Gürültü: Yapılan iş, işitme açısından güvenlidir. Devamlılık arz eden ya da darbeli gürültü yoktur.
B2. Aydınlatma**:** Genel ışıklandırma yeterlidir, eşit derecede dağıtılmaktadır ve göz kamaştırmamaktadır.
B3. Sıcaklık koşulları (Sıcaklık, Hava değişimi, Nem)**:** Sıcaklık, yapılan işe uygundur ve hava akımı çok güçlü değildir.
B4. Titreşim**:** Yapılan iş, elleri ve vücudu titreşime maruz bırakmamaktadır.
B5. Işıma**:** Ortamda, zararlı iyonlaştırıcı radyasyon (gama, X – ışını vs.) ya da diğer ışınlar (UV, lazer, kızılötesi, elektromanyetik vs.) bulunmamaktadır.
B6. Soğuk ve sıcak nesneler**:** Soğuk ve sıcak nesneler vücutta yanık riskinin ortaya çıkmasına vs. neden olmamaktadır.

C. Çalışma ortamında kimyasal ve biyolojik etmenler

C1. Hava kirliliği**:** Hava solunan alanda zararlı olabilecek hava kirliliği yoktur (örn; toz, toprak, gaz, duman)
C2. Deri ya da ağızdan maruziyet**:** Yapılan işin içerdiği görevler, yutulduğu ya da deriyle temas ettiği takdirde sağlığa zararlı olan kimyasallarla çalışmaya kapsamamaktadır.
C3. Kimyasal paket ve kutuları, tesisat ve kimyasalların depolanması**:** Kimyasal kutuları ya da paketleri, konteynerler, tesisat ve depolar uygun durumdadır ve uygun bir şekilde işaretlenmiştir.
C4. Malzeme güvenlik bilgi formları**:** Çalışanlar için güncel malzeme güvenlik bilgi formları mevcuttur.
C5. Bulaşıcı hastalık tehlikesi**:** Yapılan işin büyük bir bulaşıcı hastalık riskiyle ilişkisi yoktur.

D. Yapılan işin kas – iskelet sistemine yaptığı baskılar

D1. Ekranlı terminal ergonomisi**:** Monitör yeteri kadar yüksektedir, rahatsız edici yansımalar yoktur. Klavye ve fare desteklenmiş el/bilekle doğal pozisyonda kullanılabilmektedir.
D2. Oturarak çalışılan çalışma alanlarının tasarımı**:** Çalışma alanında yeteri kadar boşluk vardır. Sandalyeler dayanıklıdır, sırt ve eller desteklenmektedir ve sandalye bacaklara baskı yapmamaktadır. Sandalye ve masanın yüksekliği ayarlanabilmektedir.
D3. Ayakta durarak yapılan çalışmalarda iş ortamının tasarımı**:** İşyerinde yeterli çalışma alanı vardır. Tezgâh hassas işlerde dirsek seviyesinde, hafif işlerde kalça seviyesinde ve ağır işlerde daha aşağı seviyededir.

D4. Elle kaldırma ve taşıma**:** Kaldırma araçları olmadan yapılacak hiçbir ağır ya da zorlu kaldırma işi yoktur.
D5. El ve kol ile tekrarlayan işler**:** Yapılan iş, sıklıkla tekrar eden hareketler içermemektedir.
D6. Araç - gereç ergonomisi**:** Araçlar elle tutması kolay araçlardır ve çalışırken el doğal pozisyonundadır.
D7. Kas - iskelet sistemindeki diğer baskı faktörleri**:** Yapılan iş fiziksel olarak çeşitli hareketleri içeriyorsa, örneğin oturarak yapılan işte çalışan kişinin gün içerisinde hareket etmesi de gerekiyorsa veya tam tersi durumundaki kişi gün içerisinde oturuyorsa iyi kabul edilir.

E. Yapılan işteki psikososyal stres faktörleri

E1. İş stresi (İşin içeriği ve miktarı)**:** Yapılacak görevler normal çalışma saatleri içerisinde tamamlanabilmektedir.
E2. Şiddet**:** Çalışma sırasında şiddet ya da şiddete yönelik tehdit söz konusu değildir.
E3. Taciz (Uygunsuz muamele)**:** İşyerinde insanlara yönelik yersiz muamele, taciz ya da ayrımcılık yapılmamaktadır.
E4. Görev ve sorumlulukların netliği**:** Yapılacak işin amaçları ve işletmeyle olan bağlantısı net bir şekilde açıklanmıştır.
E5. Eğitim ve rehberlik**:** Çalışanlara genel eylemler ve talimatlar hakkında bilgi verilir.
E6. İletişim**:** Çalışanlara bilgi verilmektedir, işin yürütümü sırasında işçilerin görüşleri alınmaktadır.
E7. Amirlerin desteği**:** Amirler ihtiyaç duyulduğunda gerekli desteği verir, adil ve tutarlı bir şekilde hareket ederler.

Yöntemde kullanılan özel modüller aşağıda verilmiştir.

F. İç nakliye ve taşıma

F1. Nakil edilecek ürünler**:** Parçaların ya da nesnelerin kaldırılması, yüklenmesi ve boşaltılması güvenlidir.
F2. Araçlar**:** İşletme içi taşımada kullanılan araçlar, örneğin forkliftler, cereskal, vinç vs. gibi kaldırma araçları uygundur.
F3. Kaldırma ekipmanları**:** Kaldırma amaçlı olarak yalnızca hasar görmemiş ve teftişi yapılan araçlar kullanılmaktadır.
F4. Taşıma sistemleri (konveyörler), otomatik depolama ve diğerleri**:** Taşıma sistemleri ve diğer otomatik depolama cihazları uygun bir şekilde korunmaktadır.
F5. İnsan taşıyan asansörler**:** Kişilerin kaldırılması için uygun ekipman kullanılmaktadır ve zemin sağlamdır.
F6. Nakliye yolları**:** İşletme içi taşıma ve transferler için kullanılan yollar güvenlidir.
F7. Nakliye ve çalışma yöntemlerinin organize edilmesi**:** İşletmenin güncel bir trafik planı vardır. Güvenliği dikkat edilmektedir, personel mesleki açıdan yetkindir ve güvenli çalışma yöntemlerine riayet edilmektedir.

G. Genel trafikte araç kullanma

G1. Araç**:** Araç ve aracın güvenlik ekipmanı uygun durumdadır.
G2. Araçların servis ve bakımı**:** Araç devamlı güvenli durumda tutulmaktadır.
G3. Sürücü eğitimi ve sürüş tarzı**:** Şoförler ihtiyaç duyulan mesleki becerilere sahiplerdir ve bunun sürdürülmesi sağlanmaktadır. Güvenli ve dikkatli sürüş alışkanlıklarına özen gösterilmektedir.
G4. Sürüşün tarihi, süresi ve programı**:** Profesyonel sürücüler sürüş ve dinlenme sürelerine riayet etmektedirler. Çok uzun sürelerden, yoğun programlardan ve gece/kötü havada araç kullanmaktan kaçınılmaktadır.
G5. Yükleme ve boşaltım yerleri**:** Hem şirkete hem de müşteriye ait yükleme ve boşaltım noktaları güvenlidir.

H. Makineler ve el aletleri

H1. El aletleri ve ekipmanlar**:** El aletleri ve ekipmanlar uygundur ve güvenli bir durumdadır.
H2. Makinelerin konumu**:** Makinenin konumu güvenlidir. Trafik yoluna olan mesafe/güvenli alanı yeterlidir.
H3. Düzen ve temizlik**:** Makinelerin etrafındaki alan düzenli ve temizdir. Alet ve malzemelerin kendilerine ayrılmış güvenli yerleri vardır.
H4. Makinelerden yayılan unsurlar: Makine zararlı gürültü, koku, sıcaklık, hava kirliliği ya da radyasyona vs. neden olmaz. Gerekli ise makinenin lokal aspiratörü vardır.
H5. Makinelerin durumu**:** Makine ve cihaz uygun ve dayanıklıdır. Elektrikli kaldırma aletleri ve spot ışıklar yönetmeliklere uygundur. Geçici eğreti tamiratlar yapılmamıştır. Bozuk bir makinenin kullanımı uygun bir şekilde önlenmektedir.
H6. Makine koruyucuları**:** Hareket halinde olan, sıcak ya da diğer tehlikeli kısımlar yönetmeliklere uygun bir şekilde korunmaktadır. Koruyucular hasar görmemiş, çalışır durumda ve olması gereken yerlerdedirler.
H7. Kontrol cihazları**:** Kontrol ve acil durdurma cihazları çalışır durumdadır ve üzerlerinde anlamı açık işaretler bulunmaktadır. Acil durum cihazına tehlike alanlarından ulaşmak mümkündür ve gerektiğinde makine acil durumda durdurma sistemine bağlıdır.
H8. Kazara çalıştırmanın engellenmesi**:** Gerektiğinde elektrik akımını bloke etmek için makine üzerinde bir kilitlenebilir bir kapatma düğmesi bulunmaktadır ya da makinenin yanlışlıkla başlatılmasını engelleyecek güvenilir bir başka yol vardır.
H9. İşaretler**:** Makinede makineyi tanımlayan, gerekli güvenlik ve kontrol işaretleri ve maksimum performans özelliklerini belirten bir levha bulunmaktadır. Yeni makinelerde uygunluk işareti olan “CE” işaretinin bulunması gereklidir.
H10. Her makine için trafik yolları ve çalışma alanları**:** Çalışılan ve bakım yapmak için kullanılan alanlara giden yollar tezgâh da dâhil olmak üzere güvenli ve yeterince geniştir.
H11. Malzeme ve parçalarla çalışmak**:** Çalışma sırasında kullanılan malzeme ve aygıtlarla çalışmak güvenlidir.
H12. Ergonomi**:** Makinenin kullanımı kolda tekrar eden bir gerginliğe neden olmamaktadır. Çalışma pozisyonu bir sağlık riski oluşturmamaktadır.
H13. Çalışanlara yönelik rehberler ve çalışma yöntemleri**:** Tüm makinelerin kullanma kılavuzları vardır ve makinelerin doğru ve güvenli kullanılması konusunda herkes eğitilmiştir.
H14. Denetim ve bakım**:** Makinenin denetimi ve bakımı uygun bir şekilde organize edilmiştir.

İ. Yangın ve patlamalara karşı güvenlik önlemleri

I1. Yangın yükü**:** Yapı ve yapılacak çalışmalar planlanırken göz önünde bulundurulur. Yangın kapıları kapalıdır ve fazladan malzeme yığınları bulunmamaktadır.
I2. Tutuşma ve sıcakta çalışma riski**:** Kolayca tutuşma riski bulunan alanlarda sigara içilmez ve açık ateş bulunmaz.
I3. Elektrikli cihazların durumu**:** Elektrikli cihazlar ve kablolar düzenlidir.
I4. Yanıcı ve patlayıcı materyaller**:** Yanıcı gaz ve sıvıların depolanması, kullanımı ve bu materyallerle ilgili ekipmanlar güvenlik gereklilik ve standartlarını karşılamaktadır.
I5. Yangın söndürücüler**:** İlk aşamada kullanılan yangın söndürücü ekipman, yangın riskini karşılayabilecek düzeydedir ve personel bu ekipmanı nasıl kullanacağını bilmektedir.
I6. Güvenlik çıkışları**:** Güvenlik çıkışları iyi işaretlenmiş ve bunlara kolayca erişilebilir.
I7. İlk yardım ve tahliye uyarı**:** Yeterli miktarda ilk yardım ekipmanı ve ilk yardım becerilerine sahip çalışan vardır ve tahliye planı günceldir.
I8. Yangın alarmı ve yangınla mücadele sistemi**:** Çalışılan odalarda çalışan yangın alarmları bulunmaktadır. Uygun yerlerde otomatik yangın söndürme sistemi vardır.

J. Çevresel konular

J1. Enerji kullanımı**:** Kullanılan enerji israf edilmemektedir.
J2. Tehlikeli ve özel atıklar**:** Özel atıklar sağlık ve çevre açısından uygun bir şekilde ele alınmaktadır.
J3. Kimyasal ve gazların çevreye yayılması: Kimyasalların ve dumanların çevreye yayılması engellenmektedir.
J4. Çevreye zararlı gürültü**:** İşyerindeki gürültü çevreye zararlı değildir.
J5. Çevre dostu çalışma şekli**:** Çalışanlara doğru ve çevre açısından güvenli çalışma güvenli çalışma yöntemlerine riayet etme konusunda rehberlik edilmekte çalışanlar bu konuda denetlenmektedir.

K. İşyerinde güvenlik ve davranış kültürü

K1. Temizlik ve düzenin sürdürülmesi**:** İşyerinde temizlik, düzen ve bakım için direktifler, işlemler ve yeterli kaynak mevcuttur.
K2. Çalışanların eğitimi: Çalışanları yapılacak işin gerektirdiği görevlere alıştırmak için sistematik bir yöntem bulunmaktadır.
K3. Risk değerlendirmesi**:** İşyerinde risk değerlendirmesi düzenli ve sistematiktir, bu değerlendirmelere dayalı adım atılması sağlanır.
K4. Çalışma talimatları**:** Çalışma, güvenlik ve iş talimatları günceldir ve herkesin erişimine açıktır.
K5. Tehlikeli işler ve çalışma izni**:** Özel tehlikeli işler yürüten çalışanlara çok iyi bir eğitim ve yazılı çalışma talimatlarının verilmesi gerekmektedir. Bazı işler için ehliyet gerekirken; bazı tehlikeli işler için çalışma izni gerekebilmektedir.
K6. Çalışma ortamının ve çalışma şeklinin izlenmesi: Çalışma koşullarının ne durumda olduğu ve çalışma yöntemlerinin izlenmesi gerekir.
K7. Çalışanların durumunun gözlemlenmesi**:** Çalışan kesimin durumu düzenli bir şekilde gözlemlenmektedir.
K8. Ortak iş sahası**:** Ana yetkilinin kim olduğu bilinmektedir ve herkes görevini bilir, buna uygun bir şekilde çalışır.

L. Bina ve işyeri tesisleri

L1. Tesisin güvenlik sınıfı ve alınması beklenen güvenlik önlemleri**:** Bina ve tesisler güvenlik ihtiyaçları temelinde bölümlere ayrılmıştır. Her bölümün diğerlerinden farklı erişim kontrol sistemleri bulunmaktadır.
L2. Bina güvenliği**:** Binaların yangınla ilgili teknik korunması mevcuttur.
L3. Tesislerin teknik gözetimi ve korunması**:** Elektrik erişim kontrolü, kamera gözetimi, yangın ve sızıntı detektörleri, hırsız alarm sistemleri ve trafik izlenmesi/kontrol edilmesi
L4. Ziyaretçiler ve şirket elemanı olmayan diğer çalışanlar**:** Ziyaretçilerin güvenli bir şekilde hareket etmesi sağlanır.
L5. Kimyasal tesislerin ve depoların güvenliği**:** Tehlikeli kimyasallarla nasıl çalışılacağı ve kaza durumunda nasıl hareket edileceğine dair yazılı direktifler bulunmaktadır.
L6. Özel tesislerin güvenliği**:** Yapılan iş açısından önemli ve/veya hassas veri işlemcileri ve işlevleri, güvenlik sınıfları özel alanlar için olması gereken sınıfa eşit seviyede olan alanlarda bulunmaktadır.
L7. Elektrik açısından güvenlik**:** Ana dağıtım panosunun yeri, işaretler, giriş şekilleri ve sorumlu kişilerin kim olduğu bilinmektedir.

M. Kurulum ve bakım çalışması

M1. Diğer kişilere danışma/diğerlerini bilgilendirme
M2. Nakliye ve insan taşıyan asansör güvenliği
M3. Gerekli özel nitelikler
M4. Çalışma alanının izole edilmesi

M5. Isıl işlemlerde izlenecek yollar
M6. Elektrikle ilgili güvenlik önlemleri
M7. Yanlışlıkla başlatmaktan kaçınma
M8. Kişinin düşmesinin önlenmesi
M9. Makineyle yapılan kaldırma işlemlerinin güvenliği
M10. Elle ağır kaldırma, kötü çalışma pozisyonları
M11. Kişisel koruyucuların kullanımı
M12. Çalışılan yerde temizlik ve düzenin sürdürülmesi
M13. Yanıcı ve tehlikeli malzeme ile çalışma

N. İş sağlığı hizmetleri

N1. İş sağlığı hizmetlerinin mevcudiyeti**:** İşletme yönetimi, çalışanları için yetkin bir iş sağlığı hizmeti sunucusu uzman ile birlikte, işyerinin ölçeğine ve yürütülen faaliyetlere uygun iş sağlığı ve hizmetleri sunmaktadır.
N2. İş sağlığı gözetimi**:** İşe alım muayenesi, periyodik muayeneler ile maruz kalma sonrası muayeneler gibi gerekli tıbbi muayeneler işçilerin sağlığını korumak amacıyla yapılır.
N3. Çalışma ortamı anketi ve risk değerlendirmesi**:** Sağlık çalışanları çalışma ortamlarını incelemiş ve işyerine özgü sağlık risklerini bilmektedirler. İşyerinde risk değerlendirmesi yapılırken ve çalışma ortamında değişiklik yapılması planlanırken bu kişilerin bilgilerine başvurulur.
N4. İlk yardım ve tıbbı acil durum hazırlığı**:** Gerekli ilk yardım planları yapılırken ve acil durumlara hazırlık ve müdahale düzenlemeleri planlanırken iş sağlığı profesyonellerinin bilgilerine başvurulur (İsgip, 2011).

O. Değerlendirilen iş/konunun özel nitelikleri

Verilen bu modüllere uymayan ya da verilen modüllerin yetersiz kaldığı yerde bu modül devreye girer.

3T Risk Değerlendirme Yöntemi'nin uygulamasında kullanılan Kontrol Ölçeği Çizelge 1'de, Şiddet Ölçeği Çizelge 2'de ve 3T Risk Değerlendirme Matrisi ise Çizelge 3'de verilmiştir.

Çizelge 1. Kontrol Ölçeği

Kontrol ölçeği	Değerlendirme
1	Önlem ve kontroller yeterlidir, hiçbir sorun belirmemiştir. Daha ayrıntılı olarak: a) makineler, aletler ve yapılar kanun ve standartlar ile uyumludur, b) iş sağlıklı ve güvenli olması için tasarlanmış ve organize edilmiştir, c) çalışanlar eğitim almış ve gerçekten doğru (güvenli) çalışma uygulamalarını kullanmaktadır.
2	İyileştirmeye bir miktar ihtiyaç duyulmaktadır, sorunlar belirmiştir.
3	İyileştirmelere ciddi ihtiyaç duyulmaktadır, sorunlar sık sık belirmektedir.

Çizelge 2. Şiddet Ölçeği

Şiddet ölçeği	Değerlendirme
1	Hafif şiddetli • hafif yaralanma veya rahatsızlık, en fazla 3 gün çalışamama
2	Orta şiddetli • uzun süreli yaralanma veya hastalık; basit yaralanmalar veya kırıklar gibi • en fazla 30 gün çalışamama
3	Son derece şiddetli • kalıcı yaralanma/hastalık veya ölüm • parmak kesilmesi, ikinci/üçüncü derece yanıklar, kafatası çatlakları, kanser, astım

Çizelge 3. 3T Risk Değerlendirme Matrisi

Mevcut önleme ve kontrol düzeyi	Yaralanma ve hastalıkların potansiyel şiddeti		
	Hafif	Ciddi	Çok Ciddi
Kontrol yeterli / sorun çıkmadı	0: Risk önemsiz.	1: Hafif risk. Durumu gözlemlemeye devam ediniz.	2: Küçük risk. Sorunların kontrol altında olmasını sağlayın.
İyileştirmeye ihtiyaç var / sorunlar çıktı	2: Küçük risk. Durumu gözlemlemeye devam edin ve kolay önlemleri uygulayın.	3: Orta derece risk. Uygun önlemleri planlayıp uygulayın.	4: Büyük risk. Önlemleri hızla planlayıp uygulayın.
Kayda değer iyileştirme gerekli / Sık sık sorun çıkıyor	3: Orta derece risk. Uygun önlemleri planlayıp uygulayın.	4: Büyük risk. Önlemleri hızla planlayıp uygulayın.	5:Vahim risk. Derhal önlemleri planlayıp uygulayın.

Örneğin, depoda çalışırken raftan malzeme indirme çıkarma işleminde raftan malzeme düşme riski vardır. Bu risk, A. Kazalara yol açabilecek tehlikeler modülünün alt grubu olan A2. Düzen, temizlik ve kaymayı önleyici tertibatlara dâhil edilmiştir. Çünkü yukarıda verildiği gibi bu grupta, rafların düzenli olması ile ilgili talimatlar mevcuttur. Raflara konulması gereken malzemeler, raftan taşma olmayacak şekilde uygun bir biçimde yerleştirilmelidir. Gerekli durumlarda, rafların önüne malzeme düşmesini engelleyecek koruyucular yerleştirilmelidir. Çalışmada, bu risk için risk değeri 2 olarak hesaplanmıştır. Rafların önüne koruyucu yerleştirilmesi ile risk değeri 0'a düşürülebilmiştir.

Diğer bir örnek, katrak makinesi için koruyucusu olmadığından dolayı volana kapılma riski vardır. Bu durum, H modülünün H6. Makine koruyucuları alt başlığına yerleştirilmiştir. Koruyucusu olmadığından dolayı, risk değeri 5 olarak hesaplanmıştır. Makinenin hareketli kısımları bir kafes içine alınarak izole edilmesi önlemi ile risk değeri 2'ye indirilebilmiştir.

Verilen örneklerde de olduğu gibi, fabrika genelindeki tehlikelerden doğabilecek olan riskler, temel veya özel modüllerden hangisine uygun ise o modüle yerleştirilmiştir. Çizelge 1, 2 ve 3 yardımıyla risk derecelendirmeleri yapılmıştır ve Çizelge 4'de verilmiştir.

Çizelge 4. Mermer fabrikası için risk puanları ve güvenlik indeksleri

Temel ve özel modüller	**Sorun sayısı (SS)**					**Toplam modül risk puanı**	**Modül güvenlik indeksi**
	1	2	3	4	5		
A.Kazalara yol açabilecek tehlikeler		4	1	1		15	%62.5
B.Çalışma ortamındaki fiziksel tehlikeler				2		8	%73.34
C.Çalışma ortamındaki kimyasal ve biyolojik tehlikeler		2	2			10	%60
D.Yapılan işin kas ve iskelet sistemine yaptığı baskı faktörleri		3	1			9	%74.29
E.İşte psiko-sosyal stres faktörleri							
F.İç nakliye ve taşıma		2	3	2	2	31	%11.43
G. Genel trafikte araç kullanma		2	3	2		21	%16
H.Makineler ve el aletleri			4	3	1	29	%58.57
I.Yangın güvenliği		2	2	1	1	19	%52.50

J.Çevresel konular						
K.İşyerinde güvenlik ve davranış kültürü	1		1		6	%85
L. Mülk ve işyeri tesisleri						
M. Montaj ve bakım çalışmaları		1	1	1	12	%81.54
N.İş sağlığı ve hizmetleri		2			6	%70
O.Hedefin özel nitelikleri						
TOPLAM	16	19	13	5	166	%37.36

Çizelgede;

Toplam Modül Risk Puanı = (SS*RP) (1)

Formülde yer alan; SS, modülde yer alan Sorun Sayısı, RP ise soruna verilen Risk Puanı olarak ifade edilmiştir. Örneğin A modülünde 2 risk puanına sahip olan 4 adet sorun, 3 risk puanına sahip olan 1 sorun ve 4 risk puanına sahip olan 1 sorun olduğu için toplam risk puanı 15 olarak hesaplanmıştır. Aynı şekilde diğer modüllerin de toplam modül risk puanı hesaplanmış ve Çizelge 4'de verilmiştir.

Modül Güvenlik İndeksi (MGİ) ise;

MGİ = %100-((MTRP/MARP)*%100) (2)

Formülde yer alan; MTRP, Modülün Toplam Risk Puanı ve MARP, Modülün Azami Risk Puanı olarak ifade edilmiştir.

Formüldeki azami modül risk puanı, modül içindeki maddelerin alabileceği en büyük risk puanı olan 5 ile çarpılması sonucunda bulunmuştur. Örneğin; A modülü için azami risk puanı, modülde 8 modül olduğundan 40 olarak hesaplanmıştır. Modül güvenlik indeksi ise; formül yardımı ile %62.5 olarak hesaplanmıştır. Bu durum, A modülünün %62.5 oranında güvenli olduğunu; %37.5 oranında ise güvensiz olduğunu göstermiştir. A modülünün alt başlıklarında yer alan tehlikelerin ve bu tehlikelerden dolayı oluşabilecek risklerin zarar verici etkisinin düşük olduğunu söylenebilir. D modülünün %74.29 oranında, B modülünün %73.34 oranında, C modülünün %60 oranında güvenli olduğu hesaplanmıştır. F modülüne bakıldığında ise, %11.43 oranında güvenli olduğu görülmüştür. Buradan F modülünün %88.57 oranında güvensiz olduğu yorumu yapılabilir. İşletme genelinde F modülünden kaynaklı tehlikelerden doğabilecek risklerin azaltılması öncelikli olmalı, modül içindeki, iç nakliye ve taşıma işlemleri sırasında tüm güvenlik önlemlerinin alınmasının yanında forklift operatörlerinin araç ile insan taşımaması ve azami hız sınırlarına uymasını sağlayacak önlemleri alması gereklidir. F modülünden sonra gelen güvensiz durum oluşturan ikinci modül, G modülüdür. G modülündeki risklerin azaltılması için mermer plakalarının taşınması sırasında, malzemenin düşme olasılığını en aza indirebilmek için uygun şekilde sabitlenmesi ve hız sınırlarına uyulması gereklidir. Benzer şekilde, I ve H modülleri de üzerinde iyileştirme yapılması gereken modüllerdir. Kimyasal maddelerden kaynaklı yangın oluşmasını engelleyebilmek için periyodik kontrollerin yapılması, ortamda uygun yangın söndürücülerinin bulunması, elektrik panolarının kapalı ve elektrik ile ilgili işlerde uzman kişilerin görevlendirilmesi gibi genel kurallara uyulduğunun denetimlerinin yapılması gereklidir. Kesim işlemi yapan tüm makinaların koruyucu donanımlarının olmasına özen gösterilmelidir. Örneğin, katrak makinesi ile kesim işlemi yapılırken, makinenin hareketli aksamı etrafında bir kafes olması, hem hareketli aksama kapılma olasılığını hem de malzeme sıçrama olasılığını azaltmış olacaktır.

Toplam güvenlik indeksi, yapılan hesaplamalar sonucunda %37.36 olarak bulunmuştur. Bu durum işletmenin %62.64 oranında güvensiz çalıştığını göstermektedir. Öncelikle F ve G modüllerinden daha sonra I ve H modüllerinden kaynaklı risklerin en aza indirilmesi, toplam güvenlik indeksini yükseltecektir.

SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Çalışmada bir mermer fabrikasında 3T Risk Değerlendirmesi Yöntemi kullanılarak risk değerlendirmesi yapılmıştır. Yöntemde 15 modül kullanmakta ve her bir modül için ayrı ayrı güvenlik indeksi hesaplanabilmektedir. Çalışmaya konu olan işletmenin, iç nakliye ve taşıma (F) modülünün %11.43, genel trafikte araç kullanma (G) modülünün %16, yangın güvenliği (I) modülünün %52.50 ve makineler ve el aletleri (H) modülünün %58.57 güvenlik indeksine sahip olduğu belirlenmiştir. Bu işletme için söz edilen modüllerden doğabilecek risklerin azaltılmasının öncelikli olduğu söylenebilir. Yöntemin uygulanmasının kolay olması ve her durumun değerlendirilerek gözden kaçmayacak şekilde sistematik bir çalışma yapılmasını sağladığından dolayı risk değerlendirmesinde yaygın olarak kullanılabilecek bir yöntemdir. Ülkemizde işyerlerinde farklı risk analiz yöntemleri kullanılmaktadır. Çalışmada kullanılan yöntem iş sağlığı ve güvenliği profesyonellerinin konuya bakışlarını güçlendirecek ve ayrıca, risk analizlerini belirgin bir standarda ulaştırmada yardımcı olacaktır.

KAYNAKLAR

Ağca, E., (2010), "Mermer Fabrikalarında İş Güvenliği Risk Analizi", Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Çukurova Üniversitesi, Adana

Akçın, N.A., (2001), "İş Kazalarının Nedenleri ve İş Kazası Raporu", Türkiye 10. Kömür Kongresi Bildirileri Kitabı, Zonguldak

Albayrak, O., (2014), "Greton Mermer Tesislerinde İş Güvenliği Ortam Ölçümlerinin Risk Değerlendirmesi", Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Süleyman Demirel Üniversitesi, Isparta

Bacak, B., (2002), "İş Kazalarını Etkileyen Faktörler ve Bunları Önlemenin Yolları", Sosyal Bilimler Enstitüsü Doktora Tezi, İstanbul Üniversitesi, İstanbul

Bajpayee, T.S., Rehak, T.R., Wowrey, G.L., Ingram, D.K., (2003), "Blasting in Juries in Surface Mining with Emphasis on Flyrock and Blast Area Security", Journal of Safety Research, s. 35: (47 – 57)

Çakıroğlu, N., (2007), "İş Sağlığı ve Güvenliği Kapsamında Risk Analizi, Denetimi ve Tetra Pak Fabrikasında Bir Uygulama", Sosyal Bilimler Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi, İzmir

Çınar, İ., Şensöğüt, C., (2016), "Türkiye Mermer Ocaklarında Risk Değerlendirmesi ve Uygulama Örnekleri", 8. Uluslararası Kırmataş Sempozyumu Bildiriler Kitabı, Sayfa: 445 – 452

Dike, İ., (2009), "İsdemir A.Ş. ve Kardemir A.Ş. Kok Fabrikalarında İş Kazaları Açısından Risk Değerlendirmesi", Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Çukurova Üniversitesi, Adana

Dülger, S., (2015), "Bir Mermer İşletmesindeki Problemlerin TRIZ Yöntemi İle Değerlendirilmesi", Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Eskişehir

Eleren, A., Ersoy, M., Şimşek, Ş., (2009), "Hata Türü ve Etkileri Analizi İle İş Sağlığı ve Güvenliği Tabanlı Süreçlerin İyileştirilmesi Mermer Ocak İşletmelerinde Bir Uygulama", Madencilik Dergisi, Cilt: 48, Sayı: 3, Sayfa: 19 – 32

Eleren, A., Ersoy, M., (2011), "Mermer Ocaklarında Elmas Tel ve Kollu Kesiciyle Kesme Teknolojilerinin İş Güvenliği Bakımından Karşılaştırılmasında Hata Türü Etki ve Analiz Yönteminin Uygulanması", TUBAV Bilim Dergisi, Cilt: 4, Sayı: 1, Sayfa: 9 – 19

Ergenç, İ., (2018), "Odun Üretim Faaliyetlerinin L Tipi Matris ve Fine Kinney Risk Analizi Yöntemleri İle Değerlendirilmesi ve Karşılaştırılması", Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Karadeniz Teknik Üniversitesi, Trabzon

Ersoy, M., Çelik, M.Y., Yeşilkaya, L., Çolak, M., (2017), "İş Sağlığı ve Güvenliği Problemlerinin Çözümünde Fine – Kinney ve Gia Yöntemlerinin Entegrasyonu", Mühendislik Mimarlık Fakültesi Dergisi, ID: 5000214104

Gümüş, A., Akkoyun, Ö., (2006), "Mermer Ocak İşletmeciliğinde Sık Karşılaşılan İş Kazaları Üzerine Bir İnceleme", Diyarbakır

İsgip, (2011), "Türkiye'de İşyerlerinde İş Sağlığı ve Güvenliği Koşullarının İyileştirilmesi Projesi", AB Projesi, EuropeAid/127926/D/SER/TR

Karadağ, K.Ö., (2000), “Ankara İlinde Üç Taş Ocağı İle İki Kum Ocağının ve Çalışanlarının İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Açısından Değerlendirilmesi”, Sağlık Bilimleri Enstitüsü Bilim Uzmanlığı Tezi, Hacettepe Üniversitesi, Ankara

Karra, V., (2005), “Proceeding of The Traffic Records Forum”, Volume: 36, Issue: 5, Pages: 413 – 421, Buffalo, NY, USA

Özçelik, A., (2013), “İş Sağlığı ve Güvenliğinde Fine – Kinney Yöntemi İle Risk Yönetimi: Mermer İşletmesi Örneği”, Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Eskişehir

Özler Köşek, M., (2016), “İş Sağlığı ve Güvenliğinde 3T ve Fine – Kinney Risk Analizi Yöntemleri ve Metal Sektöründeki Bir İşletmede Uygulanması”, Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Kırıkkale Üniversitesi, Kırıkkale

Sade, Z., (2017), “Sivas Fimar Mermer Fabrikasının Risk Analizi ve Değerlendirmesi”, Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Cumhuriyet Üniversitesi, Sivas

Tanoğlu Gürler, S., (2016), “Mermer İşletme Sektörünün İş Sağlığı ve Güvenliği Açısından Değerlendirilmesi ve 3T Risk Değerlendirme Yöntemi İle Bir Uygulama Çalışması Yapılması”, Sağlık Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Gazi Üniversitesi, Ankara

Topuksak, D., (2018), “3T Risk Değerlendirmesi Yönteminin Etkinliğinin Arttırılmasına Yönelik Bir Yaklaşım”, Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Kırıkkale Üniversitesi, Kırıkkale

Yavuz, N., (2018), “Eti Maden Kırka Bor İşletmeleri, Boraks Penta Fabrika Birimlerinin Risk Analizinin Mukayeseli Olarak Yapılması”, Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Kütahya Dumlupınar Üniversitesi, Kütahya

http://www.enerji.gov.tr/tr-TR/Sayfalar/Dogal-Taslar

AŞINDIRICI SUJETİ İLE KESME UYGULAMALARINDA GÜNCEL TEKNOLOJİK GELİŞMELER

CURRENT TECHNOLOGICAL DEVELOPMENTS IN CUTTING APPLICATIONS BY ABRASIVE WATERJET

İ. Karakurt [1,*], G. Aydın [1], F. Yıldırım [1], S. Kaya [1]

[1]*Karadeniz Teknik Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: karakurt@ktu.edu.tr)*

ÖZET

Aşındırıcı sujeti (ASJ) teknolojisi; çok yönlü kesim yapabilmesi, düşük kesme gücü gerektirmesi, malzeme kaybının düşük olması ve termal bozunma oluşturmaması gibi önemli üstünlükleri nedeniyle sert ve dayanıklı malzemelerin kesilmesinde/işlenilmesinde tercih edilen bir teknolojidir. ASJ teknolojisinin çeşitli sektörlerde tercih edilebilir olması, bu teknolojinin açıklanmasına/anlaşılmasına yönelik çok sayıda çalışma yapılmasına da yol açmıştır. Bununla birlikte farklı parça üretimine yönelik endüstriyel talepler, ASJ teknolojisinin çeşitlendirilmesine yönelik teknolojik arayışları da beraberinde getirmiştir. Hava katkılı aşındırıcı jet, manyetoreolojik akışkan katkılı aşındırıcı sujeti, soğutucu karışımlı aşındırıcı sujeti, termal destekli aşındırıcı sujeti ve buz katkılı aşındırıcı sujeti son yıllarda geliştirilen ve farklı sektörlerde araştırmalara konu olan bazı ASJ teknolojisi çeşitleridir. Bu çalışmada, ASJ teknolojisi ile kesme/işleme uygulamalarında bahsi geçen teknolojik çeşitlere yönelik bir değerlendirme sunulmuştur. İlgili teknolojilerin çalışma prensipleri, tercih edilmeleri için öne çıkan özellikleri, uygulamalarını kısıtlayan faktörler ve literatürde yapılan çalışmalar detaylı bir şekilde analiz edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Aşındırıcı sujeti, doğaltaş kesme, teknolojik gelişme.

ABSTRACT

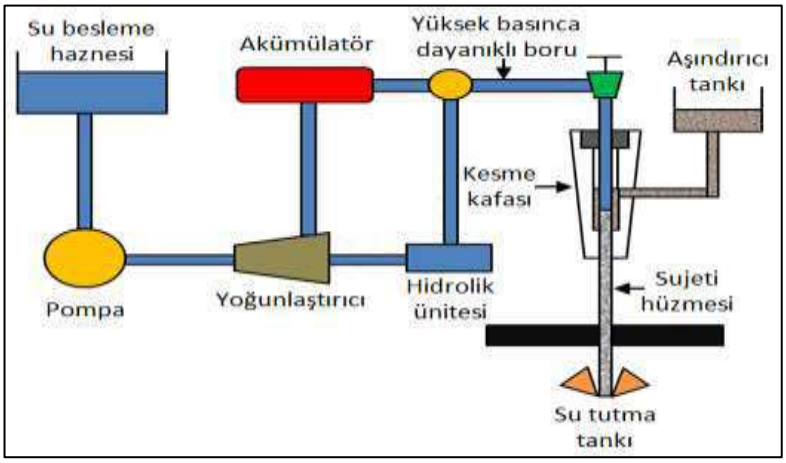
Abrasive waterjet (AWJ) technology is a preferred technology in cutting/processing hard and strength materials due to its important advantages such as its ability to multi-dimensional cut, small cutting force, low material loss and no thermal distortion on the workpiece. The fact that AWJ technology is preferable in various sectors has also led to many studies to explain/understand this technology. Nevertheless, industrial demands for various parts production has brought different technological searches for diversification of AWJ. Abrasive air jet, magnetorheological abrasive waterjet, cryogenic abrasive waterjet, thermally assisted abrasive waterjet and ice assisted abrasive waterjet are some types of AWJ technology developed in recent years and subject to research in different sectors. In this study, an evaluation of these technological varieties in AWJ technology is presented. Working principles of related technologies, their prominent characteristics, factors limiting their applications and studies in relevant literature are analyzed in detail.

Keywords: Abrasive waterjet, natural stone cutting, technological development.

GİRİŞ

Aşındırıcı sujeti (ASJ), birçok sektörde uygulama alanı bulan ve kullanımı ilgili sektörlerde giderek yaygınlaşan modern bir kesme/işleme teknolojisidir. İşlem sırasında yüzeyde ısıl işlem gerilmelerin olmaması, düşük kesme gücü gerektirmesi, kesici uç aşınma probleminin minimum olması, kısa sürelerde kesme işleminin gerçekleşmesi, çoklu ve karmaşık şekilli kesimlere elverişli olmasından dolayı geleneksel kesme teknolojilerinin yerini almıştır (Saraçyakupoğlu, 2012; Aydın vd., 2013). Günümüzde yaygınlıkla kullanılan ASJ teknolojisine ait şematik bir görüntü Şekil 1'de sunulmuştur. Şekilden de görüleceği üzere

ASJ kesme/işleme sistemi; başlıca yüksek basınçta su sağlayan bir pompa ve basınca dayanıklı borular, aşındırıcı malzemenin suya eklenmesini sağlayan aşındırıcı besleme tankı, jeti oluşturan kesme kafası, bilgisayar destekli kontrol ve hidrolik ünite ve su tutma tankı/masası parçalarından oluşur (Karakurt vd., 2014).



Şekil 1. Sujeti teknolojisine yönelik şematik bir gösterim (URL-1, 2019)

Günümüz modern sujeti teknolojisinin temelleri ahşap ve plastik malzemelerin kesilmesi/işlenmesi ile 1970'lerde atılmıştır. 1970 sonlarına doğru kayaç, seramik ve çelik gibi sert ve dayanıklı malzemelerin kesilme/işlenme ihtiyacı ortaya çıkmıştır. Bu nedenle, sujeti teknolojisine aşındırıcı partiküllerin ilave edilmesi ile ilgili alanda daha çok aşındırıcı sujeti teknolojisi tercih edilmeye başlanmıştır (Liu, 2004). Böylelikle sujetinin kesme gücü arttırılmış, daha düşük basınçlarda sert ve dayanıklı malzemelerin verimli kesilmesi mümkün hale gelmiştir.

Birçok sektörde tercih edilebilir bir teknoloji olması, ASJ teknolojisine yönelik hem literatürde hem de pratikte çok sayıda araştırma, geliştirme ve/veya iyileştirme çalışmalarının yapılmasına sebep olmuştur. Bu çabalara rağmen teknolojinin kesme/işleme verimi, özellikle kesim yüzey kalitesi ve toplam kesme derinliği temelinde hala istenen düzeyde değildir. Bunlara ek olarak, farklı geometrik şekilli parça üretimi için endüstriyel talepler de ASJ teknolojisinin çeşitlendirilmesine yönelik yeni teknolojik arayışları zorunlu kılmıştır. Son yıllarda geliştirilen ve bazı çalışmalarla da uygulaması gerçekleştirilen i) hava katkılı aşındırıcı jet, ii) manyetoreolojik akışkan katkılı aşındırıcı sujeti, iii) soğutucu karışımlı aşındırıcı sujeti, iv) termal destekli aşındırıcı sujeti ve v) buz katkılı aşındırıcı sujeti ön plana çıkan bazı ASJ teknolojisi çeşitleridir. Bu çalışmada, bahsi geçen ASJ teknolojisi çeşitleri tanıtılmıştır.

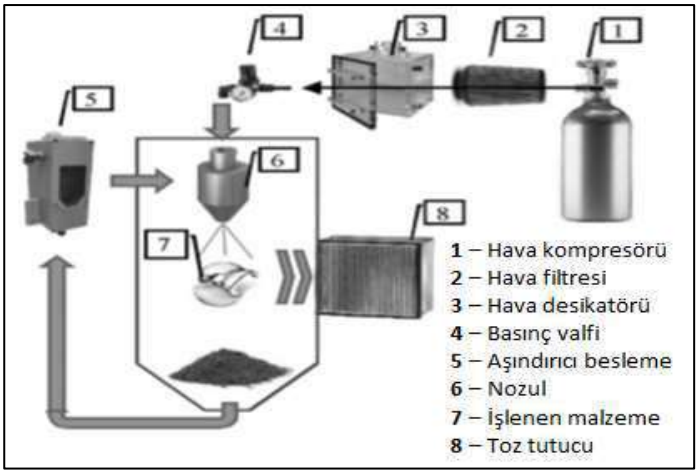
ASJ İLE KESME/İŞLEME UYGULAMALARINDA GÜNCEL TEKNOLOJİK YÖNTEMLER

ASJ ile kesme/işleme sistemlerine yönelik yapılan araştırmalara bakıldığında, birçok teknolojik alanda farklı amaçlar için bu sistemlerin kullanıldığını söylemek mümkündür. Bundan dolayı, ASJ teknolojisi Ar-Ge faaliyetleri yönüyle büyük bir potansiyele sahiptir. Bu çalışmada; ASJ ile kesme/işleme uygulamaları temelinde gerçekleştirilen teknolojik yöntemlerin, çalışma prensipleri, tercih edilmeleri için öne çıkan özellikleri, uygulamalarını kısıtlayan faktörler ve literatürde yapılan çalışmalara yönelik bir değerlendirme sunulmuştur.

Hava Katkılı Aşındırıcı Jet

Basınçlı hava yardımıyla kesme işleminin gerçekleştirildiği bir ASJ çeşididir. Teknoloji, aslında klasik aşındırıcı-su karışımının yerine aşındırıcı-basınçlı hava karışımı ile kesme/işleme yapılması esasına dayanır. Özellikle mikron boyutlardaki işleme uygulamalarında etkin olan bu yöntem, seramik, silikon ve

cam gibi kırılgan malzemelerin yüzey işlemesi ve delme işlemlerinde tercih edilmektedir. Yüksek verim ve düşük maliyetli olan bu teknoloji, plazma ekranların üretiminde en iyi yöntemlerden biri olarak kabul edilmektedir (Fan vd., 2009). Yönteme ait şematik bir görüntü Şekil 2'de verilmiştir.



Şekil 2. Hava katkılı aşındırıcı jet ile işleme teknolojisine ait şematik gösterim (Melentiev ve Fang, 2018)

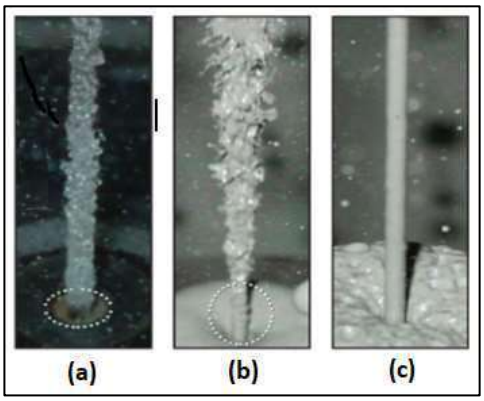
Sıkıştırılmış hava sistemde bulunan desikatör ve filtre yardımıyla temizlenerek kesme başlığına iletilir. Burada aşındırıcı partiküllerle karıştırıldıktan sonra kesme başlığının ucunda bulunan nozul ile işlenecek malzemeye odaklandırılır. İşlem parametreleri ve malzeme özelliklerine göre yüzeyde küçük çatlaklar ve aşınmalar gerçekleşir. Böylelikle malzeme işleme uygulaması meydana gelir. İşleme gerçekleşirken malzemeden kopan parçalar ile aşındırıcı partiküller, sistemde bulunan bir toz tutucu ile tutulur.

Manyetoreolojik (MR) Akışkan Katkılı Aşındırıcı Sujeti

Klasik ASJ teknolojisindeki jetin nozuldan çıkış sonrasında çapında büyüme meydana gelmesi, verimli bir kesme gerçekleşmesinin önüne geçmektedir. Bu, özellikle hassas yüzey kesimlerinin/işlemelerinin gerektiği yerlerde ikincil bir işlem gerektirmesinden dolayı istenmeyen bir durumdur. ASJ teknolojisinin uygulamasını da sınırlayan bu istenmeyen durumun iyileştirilmesi için bazı araştırmacılar, MR akışkanların ASJ teknolojisinde kullanılabileceğini önermişlerdir. Hatta buna yönelik yaptıkları çalışmalarda, ASJ kesme performanslarında kayda değer iyileştirmeler de tespit etmişlerdir (Jha ve Jain, 2004; Tricard vd., 2006; Kordonski ve Sharey, 2007). MR akışkan katkılı sujeti yöntemi, klasik aşındırıcı-su karışımına bazı kimyasal katkı maddeleri ve dağınık halde ferromanyetik parçacıkların ilave edilmesiyle elde edilen bir yöntem olarak tarif edilir. Karışım içindeki ferromanyetik parçacıklar, manyetik bir alan varlığında aşındırıcı parçacıklarının yüksek bir basınç kuvvetine sahip bir yapıda dizilmesine sebep olur. Bu, nozul içinde boşluksuz ve bir araya toplanmış bir karışım/sujeti elde edilmesi anlamına gelir (Şekil 3). Böylelikle, viskozitesi artan jetin nozul çıkış hızındaki kararlığı korunur ve çıkış çapının malzeme kesme derinliğine bağlı olarak büyümesi de önemli ölçüde engellenir. Jetin çıkış çapını uzun bir süre koruması, jet içindeki aşındırıcı tanelerinin mevcut enerjilerini uzun süre koruyarak daha etkin veya verimli bir kesme yapmasına neden olur (Melentiev ve Fang, 2018). Yönteme yönelik yapılan araştırmalar, klasik ASJ teknolojisinde jet çıkış çapı sadece birkaç nozul çapının ötesine kadar etkinliğini koruyabilirken bu yöntemde jet çıkış çapının 10 nozul çapına kadar etkin olduğunu göstermiştir (Kordonski ve Gorodkin, 2011). Sahip olduğu önemli üstünlüklerine karşın maliyetinin yüksek olması ve karmaşık bir teknik yapıya sahip olması, MR akışkan katkılı sujeti yönteminin kullanımını sınırlamaktadır (Melentiev ve Fang, 2018).

Soğutucu Karışımlı Aşındırıcı Sujeti

Soğutma işlemi, kesme/işleme uygulamalarında kesilen/işlenen malzemenin yapısında bazı değişikliklere sebep olur. Buda, malzemenin mekanik bir dış etkiye karşı direncini azaltır. Bu nedenle, soğutma işleminin kesme/işleme teknolojilerinde kullanımı hem performans arttırılması hem de çevresel açıdan alternatif bir yöntem olarak değerlendirilebilmektedir (Yuvaraj ve Kumar, 2016a). Kesme/işleme teknolojilerinde soğutucu olarak kullanılabilecek oksijen, hidrojen, azot, helyum, karbondioksit gibi farklı soğutucu alternatifler mevcuttur. Ancak, zararlı bir etkiye sahip olmaması, kesme/işleme sonrası bertafının kolay yapılabilmesi, aşındırıcı ve yanıcı olmaması gibi önemli üstünlükleri nedeniyle sıvı azot (LN_2) en çok tercih edilen türüdür (Yuvaraj ve Kumar, 2016b).



Şekil 3. Sujeti ve MR akışkan katkılı jetin karşılaştırılması, **a)** sujeti, **b)** manyetik alansız MR akışkan katkılı jet **c)** manyetik alanlı MR akışkan katkılı jet (Tricard vd., 2006)

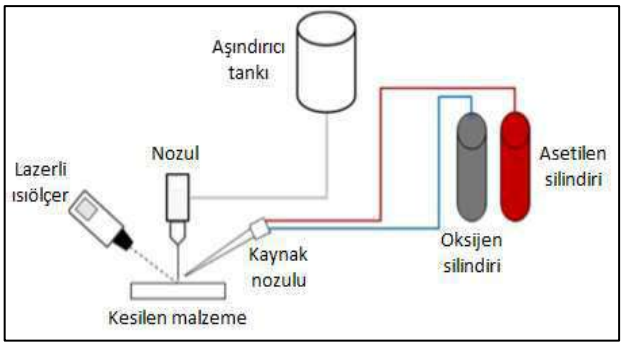
Bazı yumuşak malzemeler yüzey bütünlüklerindeki kayıplar nedeniyle klasik ASJ teknolojisi hassas bir şekilde kesilemez/işlenemez. Bu tür malzemelerin ASJ teknolojisi ile kesilmesinin/işlenmesinin soğutucu karışım kullanılarak yapılması, malzeme koparma mekanizmasını büyük ölçüde değiştirebilmektedir (Melentiev ve Fang, 2018). Böylelikle bu tür malzemelerin yüzey bütünlükleri korunarak hassas kesimlerin/işlemelerin yapılmasını sağlanabilecektir. Klasik ASJ ve soğutucu karışımlı ASJ ile yapılan bir çalışmada, soğutucu karışımlı ASJ ile daha düzgün bir kesme yüzeyi elde etmişlerdir (Yuvaraj ve Kumar, 2016b). İlgili araştırmada; basınçlı bir şekilde kesilen malzemeye iletilen soğutucunun, malzeme yüzeyini sertleştirmesinin bir sonucu olarak kesme/işleme sırasında yüzeye gömülen aşındırıcı partikül sayısının kayda değer bir ölçüde düştüğü tespit edilmiştir. Araştırmacılar, bununda kesme sonrası daha kaliteli bir yüzeyin elde edilmesine yol açtığını ifade etmişlerdir. Yöntemin sağladığı kesme/işleme performansı artışına rağmen toplam enerji tüketimindeki çoklu artış ve yüksek derecelerdeki soğutma nedeniyle oluşabilecek aşırı mikro çatlaklar, kullanımını kısıtlayan faktörler olarak ön plana çıkmaktadır (Melentiev ve Fang, 2018).

Termal Destekli Aşındırıcı Sujeti

Termal destekli aşındırıcı su jeti ile kesme/işleme yönteminde amaç, kesilmesi/işlenmesi zor malzemelerin yüzeyinin ısıtılarak sertliğini kaybetmesini sağlamaktır. Böylelikle sert yüzeylerin deformasyona uğrayarak daha kolay kesilebilen malzemelere dönüşmesi sağlanır. Kesme/işleme sırasında gerekli olan ısı, aşındırıcı su jetine bağlı olan oksi-asetilen kaynak ekipmanı tarafından sağlanır ve temel yakıt olarak asetilen kullanılır. Yönteme ait basit bir şematik gösterim Şekil 4'de verilmiştir. Asetilen birçok endüstriyel alanda kaynak uygulaması için yakıt olarak kullanılan hidrokarbonlu bir gazdır. Oksijenle birlikte kullanılarak metallerin kaynağı ve kesilmesi işlemlerinde kullanılmaktadır.

Buz Katkılı Aşındırıcı Sujeti

Bilindiği üzere klasik ASJ teknolojisinde sujetinin kesme gücünün arttırılması ve kayaç gibi sert ve dayanıklı malzemelerin kesilebilmesi için sisteme aşındırıcı malzeme ilavesi yapılır. Bu aşındırıcı malzeme için çeşitli alternatifler mevcut olmasına rağmen yaygınlıkla garnet kullanılır (Saraçyakupoğlu, 2012; Aydın vd., 2017). Garnet dâhil bu aşındırıcı malzemelerin sisteme eklenmesi, üretim ve işletim maliyetlerinin artması, çevre kirliliği ve nozul aşınması gibi bazı istenmeyen durumları da beraberinde getirmektedir (Geren ve Tutal, 2002). ASJ teknolojisine yönelik son yıllardaki ar-ge çalışmalarından biride ilgili teknolojide hem aşındırıcı malzeme kullanılması hem de aşındırıcı malzeme kullanımının dezavantajlarını giderilmesidir (Jerman vd., 2016).



Şekil 4. Termal destekli aşındırıcı su jetine ait şematik görünüm (Patel ve Tandon, 2015)

ASJ teknolojisinde aşındırıcı olarak kullanılabilecek malzemelerden biride buz parçacıklarıdır. Bu parçacıklar bir karışım borusunun kullanıldığı standart bir metot kanalıyla sujetinin içine entegre edilerek, aşındırıcı olarak kullanılabilmektedir. Buz parçalarının sertliği, ASJ teknolojisinde aşındırıcı olarak kullanılan diğer malzemelerden daha azdır. Bu yüzden kesme/işleme verimi düşüktür. Ancak, maliyetinin düşük olması ve çevreye karşı duyarlı oluşu toplam kesme/işleme verimi açısından avantaj sağladığı söylenebilir. Yöntem klasik sujeti (SJ) ve ASJ teknolojisi ile kıyaslandığında, ASJ teknolojisine göre daha çevreci, SJ teknolojisine göre daha yüksek kesme/işleme verimine sahip olduğu söylenebilir. Bir başka deyişle; buz katkılı ASJ yöntemi, SJ ile ASJ teknolojileri arasındaki boşluğu doldurmak için geliştirilmiş bir yöntemdir (Melentiev ve Fang, 2018). Buz parçacıklarının aşındırıcı olarak kullanıldığı bir ASJ teknolojisi, çevresel açıdan önemli avantajlar sunması nedeniyle kirli yüzeylerin temizlendiği sektörler, ilaç veya uzay sanayisi gibi kirliliğin istenilmediği sektörler ile yiyecek sektörlerinde önemli avantaj sunabilmektedir (Geren ve Tutal, 2002; McGeough, 2016).

SONUÇLAR

ASJ teknolojisine yönelik güncel teknolojik gelişmelerin tanıtıldığı bu çalışmada, ulaşılan sonuçlar şu şekilde özetlemek mümkündür. i) Seramik, silikon ve cam gibi kırılgan malzemeler hava katkılı aşındırıcı jet yöntemi, yumuşak malzemeler ise soğutucu karışımlı ASJ yöntemi ile etkin bir şekilde kesilebilmektedir/işlenebilmektedir. ii) MR akışkan katkılı ASJ yöntemi, aşındırıcı partiküllerin jet içindeki dağılımlarını kontrol ederek hassas yüzey kesimlerinin/işlemelerinin gerektiği yerlerde etkin bir yöntem iken termal destekli ASJ yöntemi, sert yüzeylere sahip malzemelerin kesilip/işlenmesinde daha etkindir. iii) SJ ile ASJ teknolojileri arasındaki boşluğu doldurmak için geliştirilmiş olan buz katkılı ASJ yöntemi, klasik ASJ teknolojisine göre daha çevreci, SJ teknolojisine göre daha yüksek kesme/işleme verimine sahip olduğu söylenebilir. Sonuç olarak; ASJ, farklı endüstriyel taleplerin karşılanmasında son yıllarda giderek kullanımı yaygınlaşan bir kesme/işleme teknolojisidir. ASJ teknolojisine yönelik yapılan ar-ge çalışmalarına bakıldığında, teknolojinin yakın gelecekte çok daha yaygın kullanım alanına sahip olacağını söylemek mümkündür.

KAYNAKLAR

Aydın, G., Kaya, S., Karakurt, I. (2017). Utilization of solid-cutting waste of granite as an alternative abrasive in abrasive waterjet cutting of marble. *Journal of Cleaner Production, 159;* 241-247.

Aydın, G., Karakurt, I., Aydiner, K. (2013). Prediction of cut depth of the granitic rocks machined by abrasive waterjet (AWJ). *Rock Mechanics and Rock Engineering, 46 (5),* 1223-1235.

Fan, J.M., Wang, C.Y., Wang, J. (2009). Modelling the erosion rate in micro abrasive air jet machining of glasses. *Wear, 266*, 968-974.

Geren, N. ve Tutal, M. (2002). Sujeti kesme teknolojisindeki son gelişmeler, yeni yönelimler ve ülkemizdeki durumu. GAP IV. Mühendislik Kongresi, 6-8 Haziran, Şanlıurfa-Türkiye.

Jerman, M., Orbanic, H., Lebar, A., Sabotin, I., Dresar, P., Valentincic, J. (2016). Measuring the water temperature changes in ice abrasive water jet prototype. *Procedia Engineering, 149,* 163-168.

Jha, S. ve Jain, V.K. (2004). Design and development of the magnetorheological abrasive flow finishing Process. *International Journal of Machine Tools and Manufacture, 44,* 1019-1029.

Karakurt, I., Aydin, G., Aydiner, K. (2014). An investigation on the kerf width in abrasive waterjet cutting of granitic rocks. *Arabian Journal of Geosciences, 7(7),* 2923-2932.

Kordonski, W.I. ve Gorodkin, S. (2011). Material removal in magnetorheological finishing of optics. *QED Technologies International*, 1-39.

Kordonski, W.I. ve Shorey, A.B. (2007). Magnetorheological jet finishing technology. *Journal of Intelligent Material Systems and Structures, 18,* 1127-1130.

Liu, H. (2004). A study of cutting performance in abrasive waterjet contouring of alümina ceramics and associated jet dynamic characteristics. PhD. Thesis, School of Mechanical, Manufacturing and Medical Engineering at Queensland University of Technology, Australia.

McGeough, J.A. (2016). Cutting of food products by ice-particles in a water-jet. *Procedia CIRP 42,* 863 – 865.

Melentiev, R. ve Fang, F. (2018). Recent advances and challenges of abrasive jet machining. *CIRP Journal of Manufacturing Science and Technology, 22,* 1-20.

Patel, D. ve Tandon, P. (2015). Experimental investigation of thermally enhanced abrasive waterjet machining of hard-to-machine metals. *CIRP Journal of Manufacturing Science and Techology, 10,* 92-101.

Saraçyakupoğlu, T. (2012). Aşındırıcı su Jeti ile kesmede malzeme, basınç, ilerleme hızı ve sujeti çapının yüzey kalitesine etkisinin analizi. Doktora Tezi, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Eskişehir, Türkiye.

Tricard, M., Kordonski, W.I. ve Shorey, A.B. (2006). Magnetorheological jet finishing of conformal, freeform and steep concave optics. *CIRP Annal-Manufacturing Technology, 55,* 309-312.

URL-1, 2019. http://www.mechanicalbooster.com/2017/05/water-jet-machining.html, Erişim Ocak 2019.

Yuvaraj N. ve Kumar M.P. (2016a). Experimental study of cryogenically enhanced abrasive waterjet cutting of AISI D2 steel. Proceedings of 6th International & 27th All India Manufacturing Technology, Design and Research Conference, College of Engineering, Pune, Maharashtra, India, December 16-18

Yuvaraj N. ve Kumar M.P. (2016b). Cutting of aluminium alloy with abrasive waterjet and cryogenic assisted abrasive wterjet: A comparative study of the surface integrity approach. *Wear, 362-363*, 18-32.

AŞINDIRICI SUJETİ KESME PERFORMANSININ İYİLEŞTİRİLMESİNE YÖNELİK GELİŞTİRİLEN YÖNTEMLER

METHODS FOR IMPROVEMENT OF ABRASIVE WATERJET CUTTING PERFORMANCE

İ. Karakurt [1,*], G. Aydın [1], F. Yıldırım [1], S. Kaya [1]

[1]*Karadeniz Teknik Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: karakurt@ktu.edu.tr)*

ÖZET

Aşındırıcı sujeti (ASJ), yüksek basınçlı su ve aşındırıcı kullanılarak çeşitli malzemelerin kesilebilmesinde/işlenilmesinde kullanılan bir teknolojidir. Endüstrinin farklı alanlarında başarıyla kullanılan bu teknoloji, doğal taşların kesilmesinde/işlenilmesinde de ön plana çıkan alternatif teknolojiler arasındadır. ASJ teknolojisinin kesme/işleme süreçlerinin açıklanmasına/anlaşılmasına yönelik literatürde çok sayıda çalışma yapılmıştır. Buna rağmen, kesme/işleme sonrası elde edilen malzeme yüzey kalitesi henüz istenilen seviyeye ulaştırılamamıştır. Bu da, teknolojinin ilgili alanlarda yaygın kullanımını önemli ölçüde kısıtlamaktadır. Son yıllarda geliştirilen jetin kesme düzlemine farklı açılardan iletilmesi, çoklu kesme yapılması ve kontrollü nozul (meme) salınımı/titreşimi gibi performans iyileştirme teknikleri, ASJ teknolojisi ile kesme/işleme süreçlerinin daha ileri bir seviyeye ulaştırılmasına imkân sağlamıştır. Bu teknikler ile kesme işlemine ek bir maliyet olmaksızın başarılı sonuçlar elde etmek mümkün olabilmektedir. Bu bildiride, ilgili teknikler detaylı bir şekilde tanıtılmıştır. Ayrıca, bu iyileştirme tekniklerine yönelik literatürde yapılan çalışma örnekleri de sunulmuştur. Çalışma sonuçları, ilgili tekniklerin çeşitli sektörlerde başarı ile uygulanabildiğini ve doğal taşların kesilmesi/işlenmesi süreçlerinde de uygulanabileceğini göstermiştir.

Anahtar Sözcükler: Aşındırıcı sujeti, doğaltaş kesme, iyileştirme yöntemi, kesme performansı

ABSTRACT

Abrasive waterjet (AWJ) is a technology used for cutting/processing various materials using high pressure water and abrasive. This technology, which has been used successfully in different areas of industry, is among the alternative technologies that are also in the foreground for the cutting/processing of natural stones. A large number of studies have been conducted in the literature to explain/understand the cutting/processing processes of AWJ so far. However, the surface quality of the material obtained after cutting/machining has not yet reached the desired level. This significantly limits the widespread use of technology in relevant areas. Developed in recent years, some performance improvement techniques such as forward angling the jet to the cutting plane, multiple cutting and controlled nozzle oscillation have enabled AWJ technology to deliver cutting/machining processes to a further level. With these techniques, it is possible to achieve successful results without additional cost of cutting. In this paper, the related techniques are described in detail. Additionally, some results of the studies carried out by these improvement techniques in the literature are presented. The results of the study have shown that the related techniques can be applied successfully in various sectors and can be applied in the cutting/processing of natural stones.

Keywords: Abrasive waterjet, natural stone cutting, improvement method, cutting performance

GİRİŞ

Dünya genelinde insanların evlerinde veya işyerlerinde daha sağlıklı ve hijyenik olan doğal malzeme kullanmayı tercih etmeleri, diğer ürünlerde olduğu gibi doğal taşlara olan talebinde her geçen yıl artmasına sebep olmuştur. Bu talep artışının fabrikada son ürün olarak piyasa sürülen ürünlere yoğunlaşması, doğal taş kesme/işleme teknolojilerinin verimlerinin arttırılması/geliştirilmesi ya da alternatif yöntemlerin kullanılması zorunluluğunu ortaya koymuştur. Bunun yanı sıra; fabrikada son ürün aşamasında kullanılan teknolojilerde (örneğin dairesel testereler) oluşan aşınma, malzeme kaybının fazla olması ve atık malzemenin artmasıyla bu teknolojilerin çevreye karşı duyarsız oluşu, yeni teknoloji arayışlarını hızlandırmıştır (Karakurt vd., 2012a). Bahsedilen dezavantajları gidermeye yönelik alternatif teknolojiler arasında su jeti (SJ) ile kesme yöntemi, endüstrinin diğer alanlarında olduğu gibi doğal taşların kesilmesinde de ön plana çıkan bir teknolojidir (Karakurt vd., 2012b). Bu teknoloji ile kesim yöntemi, yüksek basınçtaki suyun dar bir açıklıktan geçmeye zorlanması esasına göre çalışır. Suyun kesme gücünün arttırılması ve beton, seramik, titanyum, kayaç gibi sert ve dayanıklı malzemelerin de kolaylıkla kesilmesi için sisteme mikronize boyutta aşındırıcı malzemeler ilave edilir (Aşındırıcı sujeti, ASJ). Bir su jeti kesme/işleme sistemi; başlıca yüksek basınçta su sağlayan bir pompa, aşındırıcı malzemenin suya eklenmesini sağlayan aşındırıcı besleme ünitesi, su jetini oluşturan kesme kafası, bilgisayar destekli kontrol ünitesi ve kesme masası/tablası parçalarından oluşur. ASJ teknolojisi; çok çeşitli atölye içi ve uygulamaları için tercih edilebilir, çok yönlü kesim yapabilen, düşük kesme kuvveti gerektiren, emniyetli ve ekonomik bir teknolojidir. Teknolojinin kullanılmasını yaygınlaştıran önemli bir avantajı da malzeme kaybının az olmasıdır.

Alternatif teknolojilere göre üstün özelliklere sahip olması, ASJ ile kesme/işleme teknolojisinin ilgili literatürde çok sayıda araştırmaya konu olmasına yol açmıştır. Bu araştırmalarda; ASJ teknolojisinin çalışma parametrelerinin (ilerleme hızı, su basıncı, aşındırıcı besleme miktarı, meme-örnek mesafesi gibi) kesme performansı (kesme derinliği, kesme genişliği, kerf açısı ve yüzey pürüzlülüğü gibi) üzerindeki etkileri detaylı bir şekilde irdelenmiştir. Ancak yöntemin önemli bir dezavantajı olan kesme sonrası elde edilen malzeme yüzey kalitesinin veya kerf profilinin istenilen düzeyde olmaması, teknoloji ile ilgili daha fazla çalışmaların yapılmasını gerektirmektedir. Bu amaçla son yıllarda yapılan araştırmalarda, ASJ kesme performansının arttırılmasına veya iyileştirilmesine yönelik geliştirilen yeni teknikler arasında; Jetin kesme düzlemine farklı açılardan iletilmesi, çoklu kesme yapılması ve kontrollü nozul (meme) salınımı/titreşimi ön plana çıkmaktadır (Wang, 2007). Bu yöntemlere ait şematik görüntüler Şekil 1'de sunulmuştur. Endüstrinin farklı alanlarında bu teknikler ile yapılan çalışmalarda, kesme işlemine ek bir maliyet olmaksızın başarılı sonuçlar elde edilmiştir (Siores vd., 1996; Lemma vd., 2005; Wang vd., 2003; Patel, 2004; Shanmugam vd., 2008; Wang, 2010).

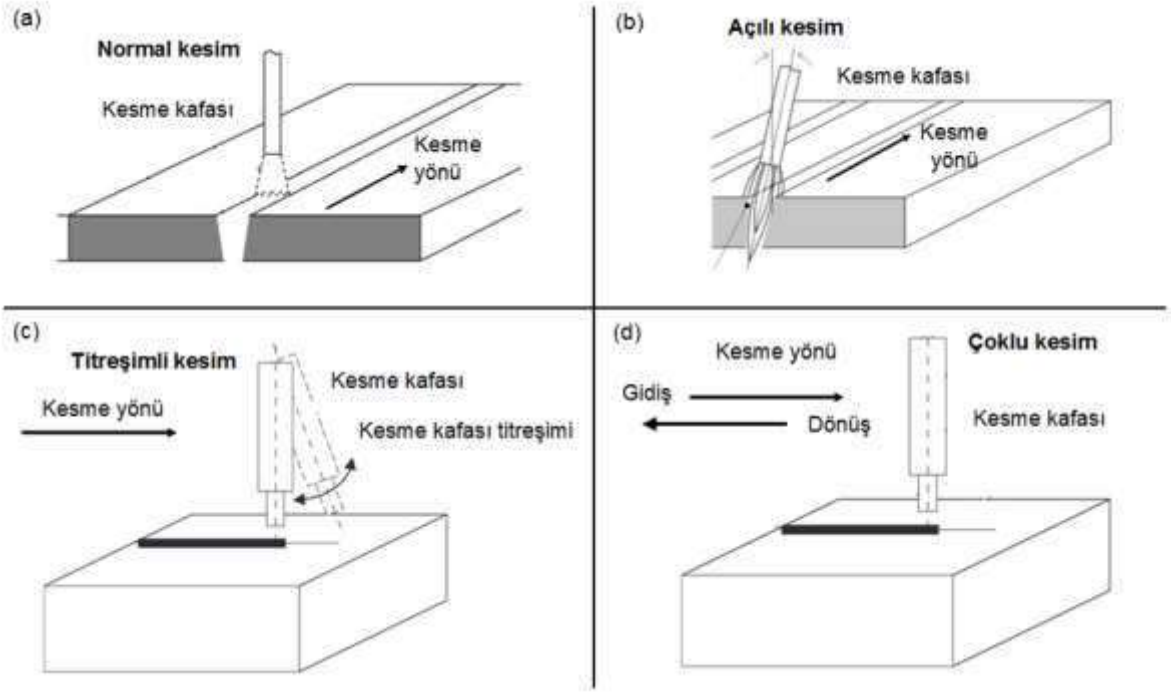
ASJ KESME PERFORMANSININ İYİLEŞTİRİLMESİNE YÖNELİK GELİŞTİRİLEN YÖNTEMLER

ASJ teknolojisi ile yapılan kesme/işleme uygulamalarının hızlı, verimli ve ekonomik olarak gerçekleştirilmesi istenmektedir. Ayrıca işlem sonrası elde edilen malzeme yüzey kalitesinin talep edilen parametrelere uygun olması da beklenmektedir. Bu nedenle ilgili teknolojide iyileştirme tekniği geliştirme çabalarının yanı sıra mevcut parametreler ve/veya sistem üzerinde değişiklikler yapılarak da ASJ teknolojisi kesme/işleme performansının artırılmasına yönelik çabalar, günümüzde hâlâ araştırılıp tartışılmaktadır. İzleyen bölümde ASJ kesme/işleme teknolojisi kesme performansının iyileştirilmesine yönelik geliştirilen ve farklı alanlarda başarı ile uygulama alanı bulan bazı teknikler tanıtılmıştır.

Jetin Kesme Düzlemine Farklı Açılardan İletilmesi

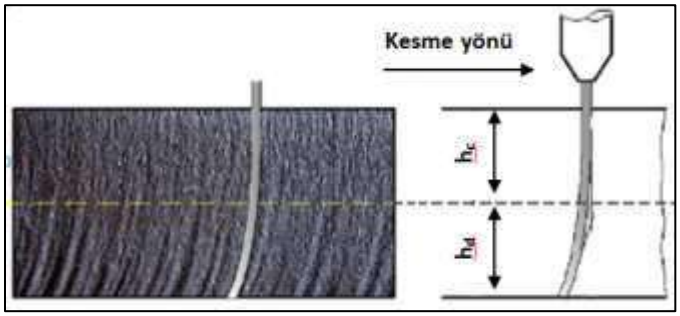
ASJ ile kesme/işleme uygulamalarında kesilen malzeme yüzeyinde, kesme aşınma ve deformasyon aşınma bölgesi olmak üzere iki bölge oluşur (Şekil 2). Bu bölgeler malzeme kesilme kalitesinin göstergeleridir ve bu kaliteler sırasıyla yüzey pürüzlülüğü ve/veya dalgalılık/çiziklik gibi parametrelerin temelinde değerlendirilir. Bu bölgelerin oluşumu doğrudan memeden çıkan jetin

malzeme yüzeyine çarpma açısı ile ilişkilidir. Memeden çıkan jet, malzemeye ilk temas ettiği anda çıkış açısında önemli bir değişiklik olmaz iken kesme derinliği artıkça (malzeme kalınlığı boyunca) bu açı büyür. Malzemeye çıkış açılarında veya bu açıya yakın değerlerde temas eden jet, etkin bir kesme yaparak malzeme kesim kalitesinin daha yüksek olmasına yol açar.



Şekil 1. ASJ kesme performansı iyileştirme tekniklerine ait şematik görünümler (**a:** normal kesim, **b:** açılı kesim, **c:** titreşimli kesim, **d:** çoklu kesim)

Temas açısının genişlemesi ile jet içindeki aşındırıcı tanelerinin kesme enerjileri düşer ve etkin bir kesim yapılamamanın sonucu olarak kesim yüzeyinde daha çok dalgalı/çizikli bir yapı ortaya çıkar. Bu nedenle, Şekil 1b'de gösterildiği gibi jetin malzemeye farklı açılardan temas etmesi gibi bir yöntemle malzeme kesim yüzey kalitesinin arttırılması ve/veya iyileştirilmesi sağlanabilmektedir. Jetin temas açısındaki değişiklikler, malzeme koparmada etkili olan erozyon modunda değişikliğe sebep olarak kesilme yüzeyinde oluşan dalgalı/çizikli bir yapının azaltılmasına yol açabilmektedir (Wang, 2003). Chen ve Siores (2001)'nin yaptıkları bir çalışmada bu yöntemin AWJ kesme performansına olumlu yönde etki yaptığını belirlemişlerdir. Benzer bir tespit Wang (2003) ve Shanmugam vd. (2008) tarafından da yapılmıştır. Ayrıca, yöntemde seçilecek optimum temas açısının kesilen/işlenen malzeme özellikleri ile de ilişkili olduğu belirtilmektedir (Wang, 2003).



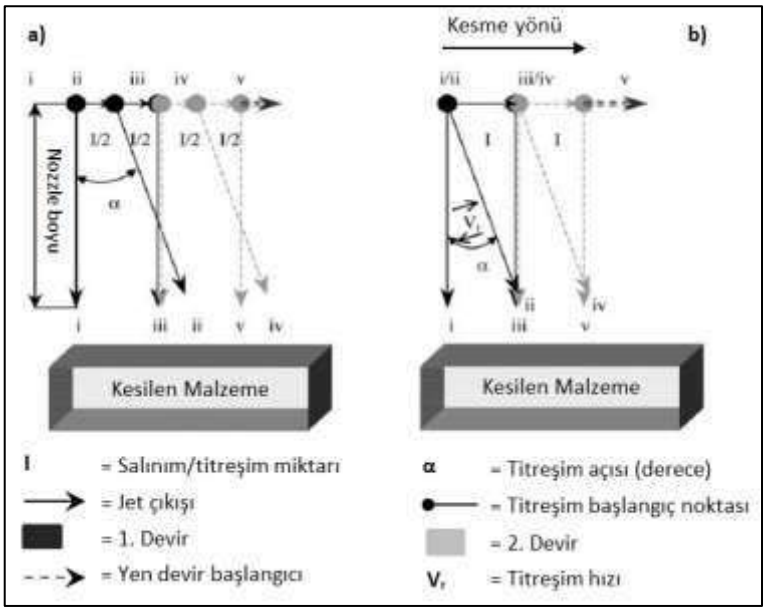
Şekil 2. ASJ ile kesme/işleme uygulamalarında kesilen malzeme yüzeyinde oluşan bölgeler (**h_c:** kesme aşınma bölgesi, **h_d:** deformasyon aşınma bölgesi (Valicek vd., 2007)

ASJ ile Çoklu Kesme Yapılması

Yüksek kalınlıklardaki malzemelerin ASJ teknolojisi ile kesilmesi/işlenmesi zordur. Malzeme kalınlığının jet kesim kapasitesinin ötesinde olduğu durumlarda istenen performans elde edilemez. Bu nedenle, bazı araştırmacılar yaptıkları çalışmalarla kesim parametrelerinin uygun bir kombinasyonuyla aynı kesme hattı (kerf) boyunca çoklu kesme yapılmasının (Şekil 1d), tek geçişli kesime göre belirgin üstünlük sağladığını ortaya koymuşlardır (Momber ve Kovacevic, 1998; Wang ve Guo, 2003; Wang ve Zhong, 2009; Wang, 2010; Azhari vd., 2016). Araştırmacılar, çoklu kesim yapmanın özellikle kesme derinliği ile kesme aşınma derinliği üzerinde oldukça olumlu etki yarattığını ifade etmişlerdir. Aynı araştırmacılar, çoklu kesimde malzeme kesme derinliği ile kesme aşınma bölgesi derinliklerinin ilk başlarda lineer olarak arttığını, kritik bir seviye ulaşıldığında da düşüşlerin başladığını vurgulamışlardır. Yönteme yönelik yapılan çalışmaların çoğu, çoklu kesimlerde yüksek ilerleme hızlarının tercih edilmesini ve bununla birlikte diğer kesme parametrelerinin de iyi bir kombinasyonunun yapılmasını önermektedirler. Böylelikle aynı zaman aralığında tek geçişli ve düşük ilerleme hızlarına göre çoklu kesme ile ASJ kesme performansı için oldukça iyi sonuçlar elde edilebileceği ifade edilmiştir.

Kontrollü Nozul Salınımı/Titreşimi

Kontrollü nozul (meme) salınımı/titreşimi ASJ kesme performansının iyileştirilmesine yönelik geliştirilen yöntemler arasında toplam kesme derinliği ve kesme aşınma bölgesi derinliği gibi performans göstergeleri temelinde en etkili yöntemlerden biridir (Wang, 2007; Wang ve Zhong, 2009). Yöntem, nozulün belirli bir açıda ve frekansta kesme yönüne paralel olarak açısal yönde sarkaç benzeri bir hareketle titreştirilmesi prensibine göre çalışır (Şekil 1c). Yöntemde, titreşim açısı ve titreşim frekansı kesme performansını etkileyen iki ana faktör olarak değerlendirilmektedir. Başka bir ifadeyle, ASJ ile normal kesim yönteminde nozuldan çıkan jetin malzemeye temas acısı 90^{o}'dir ve kesim sırasında da herhangi bir değişikliğe uğramaz. Titreşim tekniğinde ise kesilen malzeme özelliklerine bağlı olarak nozuldan çıkan jetin temas açısı kontrollü olarak değiştirilebilmektedir. Kesme düzleminde doğrusal hareket eden nozulun farklı titreştirilmesine yönelik şematik bir gösterim Şekil 3'te sunulmuştur.



Şekil 3. Nozzle titreşim teknikleri şematik gösterimi, **a:** çift artımlı hareket, **b:** tek artımlı hareket (Chen vd., 2002)

Şekil 3a'da nozzle, *i* noktasından *ii* noktasına doğru yarım artımlı olarak (*l/2*) *α* titreşim açısı ile kesme hattı doğrultusunda kesim yapmaya başlar. Ardından nozul, aynı *α* titreşim açısında geriye doğru salınım yaparken artım hareketinin diğer yarısının (*l/2*) ileri doğru aşaması gerçekleşir. Böylelikle *iii* noktasında nozul, kesilen malzemeye 90^{o} temas edecek şekilde konumlanır ve bu noktada yeni titreşim döngüsü başlar. Şekil 3b'de nozul, tek taraflı bir artım hareketi ile titreşimli kesim yapmaktadır. Bu yöntemde nozul, *α* titreşim açısında *i* noktasından *ii* noktasına doğru titreşmeye başlar. Burada artımlı hareket olmaz. Nozul, aynı *α* titreşim açısında *iii* noktasına geriye doğru titreşirken bir döngü için Şekil 3a'daki toplam artışa eşit olan bir artım hareketi *l* gerçekleşir. *iii* noktasında ikinci döngü başlar. İlgili metotlara yönelik yapılan çalışmalar, Şekil 3b'de gösterilen yöntemin kesim yüzey kalitesi açısından daha başarılı olduğunu göstermiştir (Chen vd., 2002).

SONUÇLAR

Endüstrinin farklı alanlarındaki kesme/işleme uygulamaları için geleneksel olmayan bir teknoloji olarak ön plana çıkan ASJ kullanımının yaygınlaşması, teknolojinin performans göstergelerinin arttırılması ve/veya iyileştirilmesi gibi arayışlarında hız kazanmasına yol açmıştır. Son yıllarda geliştirilen jetin kesme düzlemine farklı açılardan iletilmesi, çoklu kesme yapılması ve kontrollü nozul (meme) salınımı/titreşimi gibi performans iyileştirme teknikleri de bu arayışların bir sonucu olarak ortaya çıkmıştır. Bu teknikler ile kesme işlemine ek bir maliyet olmaksızın başarılı sonuçlar elde etmek mümkün olabilmektedir. Jetin kesme düzlemine farklı açılardan iletilmesi tekniği, malzeme koparmada etkili olan erozyon modunda değişikliğe sebep olarak kesilme/işleme yüzeyinde oluşan dalgalı/çizikli bir yapının azaltılmasına yol açabilmektedir. Ayrıca kerf açısı üzerinde de olumlu etki oluşturabilmektedir. Benzer şekilde, kontrollü nozul titreşimi tekniğini de malzeme kesme derinliği ve kesme aşınma bölgesi derinliklerinde kayda değer artışların meydana gelmesine olanak sağlamaktadır. Bunun yanı sıra, ilgili teknik ile düşük yüzey pürüzlülüğü değerleri de elde edilebilmektedir. Öte yandan, düşük kapasiteli çalışmalarda uygun ilerleme hızı ve geçiş sayısı ilişkisinin ayarlanması ile çoklu kesim tekniği ile de daha derin kesme derinliği, kesme aşınma bölgesi derinliği ve düşük yüzey pürüzlülüğü ile kerf açısı elde etmek mümkün olabilmektedir. Bu sonuçlar bir bütün olarak değerlendirildiğinde, çalışmada tanıtılan tekniklerin ASJ kesme/işleme performansını ileri seviyelere taşıdığı ve endüstride farklı alanlarda başarı ile uygulama alanı bulduğu ve ASJ kesme/işleme performansının iyileştirilmesine yönelik teknoloji arayışlarının günümüzde hala devam ettiği söylenebilir. İlgili teknikleri ile farklı sektörlerde yapılan başarılı çalışmalar, bu tekniklerin ASJ teknolojisinin uygulama alanlarından biri olan doğal taşların kesilmesinde/işlenilmesinde uygulanabileceğinin bir göstergesi olduğunu da söylemek mümkündür.

KAYNAKLAR

Azhari, A., Schindler, C., Godard, C., ve Gibmeier, J. (2016). Effect of multipasses treatment in waterjet peening on fatique performance. *Applied Surface Science, 388,* 468-474.

Chen, F.L. ve Siores, E. (2001). The effect of cutting jet variation on striation formation in abrasive waterjet cutting. *International Journal of Machine Tools & Manufacture, 41(10),* 1479-1486.

Chen, F.L., Siores, E., ve Patel, K. (2002). Improving the cut surface qualities using different controlled nozzle oscillation techniques. *International Journal of Machine Tools & Manufacture, 42,* 717–722.

Karakurt, I., Aydın, G., Aydıner, K. (2012a). A study on the prediction of kerf angle in abrasive waterjet machining of rocks. *Proc IMechE Part B: Journal of Engineering Manufacture, 226 (9),* 1489-1499.

Karakurt, I., Aydın, G., Aydıner, K. (2012b). An experimental study on the cut depth of the granite in abrasive waterjet cutting. *Materials and Manufacturing Processes, 27 (5),* 538-544.

Lemma, E., Deam, R., ve Chen, L. (2005). Maximum depth of cut and mechanics of erosion in AWJ oscillation cutting of ductile materials. *Journal of Materials Processing Technology, 160,* 188-197.

Momber, A.W. ve Kovacevic, R. (1998). Principles of abrasive waterjet machining, New York, Springer.

Patel, K.J. (2004). Quantitative evaluation of abrasive contamination in ductile material during abrasive waterjet machining and minimising with a nozzle head oscillation technique. *International Journal of Machine Tools & Manufacture, 44,* 1125–1132.

Shanmugam, D.K., Wang, J., ve Liu, H. (2008). Minimisation of kerf tapers in abrasive waterjet machining of alümina ceramics using a compensation technique. *International Journal of Machine Tools & Manufacture, 48,* 1527–1534.

Siores, E., Wong, W.C.K., Chen, L., ve Wager, J.G. (1996). Enhancing abrasive waterjet cutting of ceramics by head oscillation techniques. *CIRP Annals, 45(1),* 327-330.

Valicek, J., Drzik, M., Hloch, S., Ohlidal, M., Miloslav, L., Gombar, M., Radvanska, A., Hlavacek, P., ve Palenikova, K. (2007). Experimental analysis of irregularities of metallic surfaces generated by abrasive waterjet. *International Journal of Machine Tools & Manufacture, 47,* 1786-1790.

Wang, J. (2003). The effect of jet impact angle on the cutting performance in AWJ machining of alumina ceramics. *Key Engineering Materials, 238-239,* 117-122.

Wang, J. (2007). Predictive depth of jet penetration models foraAbrasive waterjet cutting of alumina ceramics. *International Journal of Mechanical Sciences, 49,* 306–316.

Wang, J. (2010). Depth of cut models for multipass abrasive waterjet cutting of alumina ceramics with nozzle oscillation. *Frontiers of Mechanical Engineering in China, 5(1),* 19–32.

Wang, J., Kuriyagawa, T., ve Huang, C.Z. (2003). An experimental study to enhance the cutting performance in abrasive waterjet machining. *Machining Science and Technology, 7(2),* 191-207.

Wang, J., ve Guo, D.M. (2003). The cutting performance in multipass abrasive waterjet machining of industrial ceramics. *Journal of Materials Processing Technology, 133,* 371-377.

Wang, J., ve Zhong, Y. (2009). Enhancing the depth of cut in abrasive waterjet cuttingof alümina ceramics by using multipass cutting with nozzle oscillation. *Machining Science and Technology, 13,* 76-91.

AŞINDIRICILI SU JETİ İLE MERMER KESMEDE AŞINDIRICI TİPİNİN KESME DERİNLİĞİNE ETKİSİNİN ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE EFFECT OF ABRASIVE TYPE ON CUT DEPTH IN MARBLE CUTTING WITH ABRASIVE WATER JET

S. Kaya [1,] *, G. Aydın [1], İ. Karakurt [1]

[1] *Karadeniz Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: s.kaya@ktu.edu.tr)*

ÖZET

Bu çalışmada, Aşındırıcılı Su Jeti (ASJ) ile mermer kesmede farklı tip (garnet, zımpara tozu, cam küre) aşındırıcıların kesme performansları irdelenmiştir. Aşındırıcıların kesme performanslarının değerlendirilmesinde kesme derinliği referans alınmıştır. Kesme deneyleri süresince, kesme parametreleri sabit tutulmuş ve mermer örnekleri uzunlukları boyunca kesilmiştir. Aşındırıcıların performanslarında görülen farklılıklar aşındırıcıların çeşitli özellikleri temelinde yorumlanmıştır. Çalışmada, en iyi kesme performansının garnet ile elde edildiği, onu sırasıyla zımpara tozu ve cam kürenin takip ettiği belirlenmiştir. Sertliğin, yoğunluğun ve tane şeklinin hep birlikte aşındırıcıların kesme performansını etkileyen önemli özellikler olduğu sonucuna ulaşılmıştır. Çalışmada kullanılan aşındırıcıların ASJ ile mermer kesmede etkin bir şekilde kullanılabileceği tespit edilmiştir.

Anahtar Kelimeler: Aşındırıcılı su jeti, mermer kesme, garnet, zımpara tozu, cam küre

ABSTRACT

In this study, cutting performances of different types of abrasives (garnet, emery sand and glass beads) in marble cutting with Abrasive Water Jet (AWJ) are investigated. The cut depth is considered to evaluate the performances of abrasives. During cutting experiments, cutting parameters are kept constant and marble samples are cut longitudinally. The differences observed in the performance of abrasives are interpreted based on some properties of the abrasives. In the study, the best cutting performance is obtained with garnet, followed by emery sand and glass beads, respectively. It is concluded that hardness, density and grain shape all together are significant properties of the abrasives affecting the cutting performances. It is determined that the abrasives used in the study can be effectively used in marble cutting with the AWJ.

Keywords: Abrasive Water Jet, marble cutting, garnet, emery sand, glass beads

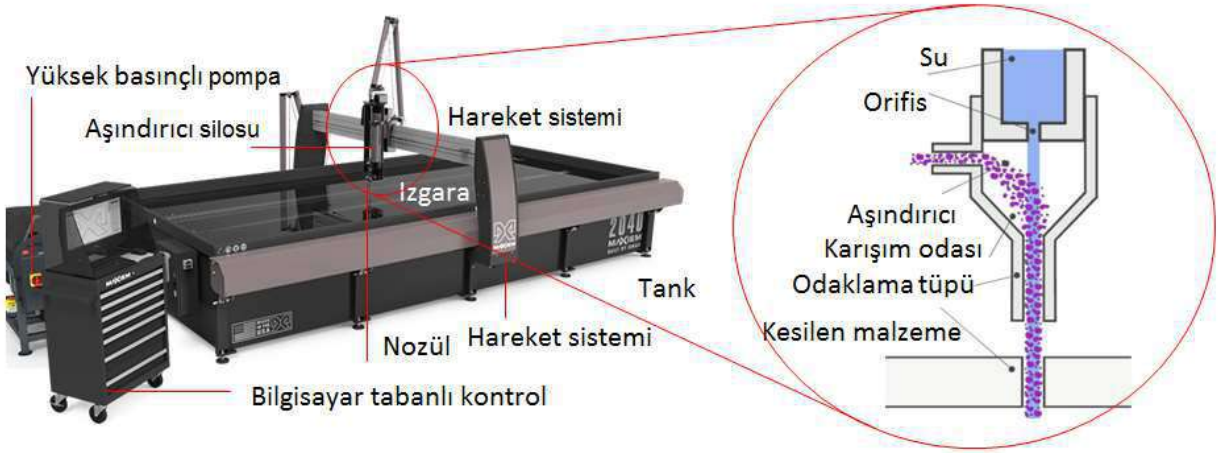
GİRİŞ

Suyun aşındırma etkisinden yararlanarak malzemelerin parçalanması eski zamanlardan beri bilinen bir gerçektir. 1800'lerde özellikle Sovyet Rusya ve Yeni Zelanda'da uygulanan hidrolik madencilik su jetinin ilk uygulamaları arasında yer almaktadır. Hidrolik madencilikle beraber basınçlı su ilk defa aşındırma ve kesme amacıyla kullanılmıştır. Bu yöntem kullanılarak genellikle kömür ve benzeri düşük sertliğe sahip malzemeler basınçlı su kullanılarak kesilmekteydi. 1933 yılında bir kâğıt şirketi, diyagonal olarak hareket eden bir su jeti huzmesini yatay hareket eden kâğıtları kesmede kullanmıştır (Fourness ve Pearson, 1935). Su jetine aşındırıcı katma fikri ilk olarak 1935'lerde ortaya atılmıştır. Aşındırıcı ve suyun karışımlı püskürtülerek aşındırma ortamı sağladığı ilk meme 1937'de üretmiştir (Tirrell, 1939). Hashish ve arkadaşları, 1987 yılında aşındırıcılı su jetine yönelik yaptıkları tasarımın patentini almış ve ürünü

geliştirmeye devam etmişlerdir. Su jeti operasyon ömrünü arttıran tungsten karbür (WC) kompozit tüpten üretilen dayanıklı nozül ve yüksek basınca dayanıklı karıştırma tüpü bu araştırmacıların teknolojiye kazandırdığı önemli yenilikler arasındadır. Geliştirilen bu su jetinin günümüzde dünya çapında 50'den fazla endüstride uygulaması bulunmaktadır (Kaya, 2016).

Su Jeti teknolojisi; hassas şekilli kesim yapabilmesi, uzun makine ömrüne sahip olması, otomatik işlem kabiliyeti, karmaşık şekilli kesime olanak sağlaması, iyi çalışma koşulları sunması ve çevresel etkilerinin minimum düzeyde olması gibi avantajlara sahiptir. Sağladığı bu avantajlar, geleneksel doğal taş kesme ve işleme yöntemlerine nazaran ASJ'yi teknolojik ve çevresel açıdan ön plana çıkarmaktadır (Miranda ve Quintino 2005; Vundavilli vd., 2012). Su jeti, sunduğu çeşitli avantajlarından ötürü günümüzde endüstride farklı alanlarda (kesme, dekoratif yüzey işleme ve benzeri) kullanılmaktadır. Su jeti ile kesme/işleme yöntemde, yüksek basınç koşullarında dar bir memeden (nozül) yüksek hızla geçen su demetinin malzeme yüzeyine çarptırılmasıyla yüzeyden malzeme uzaklaştırılmaktadır. Su jetleri, saf ve aşındırıcılı su jeti olmak üzere ikiye ayrılmaktadır. Saf su jetlerinde yalnızca su kullanılırken aşındırıcılı su jetlerinde suya ilave olarak aşındırıcı malzemeler kullanılmaktadır. Saf su jetleri gıda, plastik ve kereste gibi yumuşak malzemelerin kesilmesinde ve işlenmesinde kullanılırken aşındırıcılı su jetleri cam, metal ve kayaç gibi sert malzemelerin kesilmesinde ve işlenmesinde kullanılmaktadır (Karakurt, 2011).

ASJ makinesi genellikle; kesim için ihtiyaç duyulan yüksek basıncı sağlayan bir pompa, aşındırıcı ve suyun karıştırıldığı karıştırma odası, aşındırıcılı suyun içinden geçtiği bir kesme memesi (nozül), hidrolik sistem, borular, bilgisayar kontrol sistemi ve kontrol paneli gibi bazı bileşenlerden meydana gelir. Basınç ünitesinde, bir pompa yardımıyla sürekli ve sabit yüksek basınçlı bir akış sağlanır. Basıncı arttırılan su, basınca dayanıklı ve kesme kafası hareketine uyum sağlamak adına yeterince esnek olan borular yardımıyla kesme kafasına taşınmaktadır (Kaya, 2016). Aşındırıcı besleme haznesinden ilave edilen aşındırıcı taneler ile yüksek basınçlı su, kesme kafasında yer alan karıştırma odasında birbirleriyle karışmaktadır. Ardından bu aşındırıcı-su (jet) karışımı dar bir memeden (nozül) malzeme yüzeyine püskürtülerek kesim gerçekleştirilmektedir. Şekil 1'de temsili bir ASJ ve nozül bileşenleri gösterilmektedir.



Şekil 1. Temsili bir ASJ ve nozül bileşenleri (URL1, 2018; Sitek vd., 2012)

Su jeti ile kayaç kesimine yönelik bir literatür taraması yapıldığında, ilgili araştırmaların önemli bir kısmının kesme parametreleri ile kesme performansı arasındaki ilişkileri irdelediği görülmektedir (Aydın vd., 2011, 2013; Bartolussi vd., 1988; Hagan, 1992; Huang vd., 2006; İnal, 2011; Karakurt, 2007; Karakurt vd., 2011, 2012; Liu ve Chen, 2004; Ma ve Deam, 2006; Summers ve Peters, 1974). Bunun yanında, kayaçların dokusal ve mineralojik özelliklerinin kesme performansı üzerindeki etkilerini irdeleyen çeşitli çalışmalar bulunmaktadır (Aydın vd., 2012; İnal, 2011; Karakurt, 2011; Miranda ve

Quintino, 2005). Ayrıca, ASJ ile kayaç kesmede, aşındırıcının tekrar kullanılabilirliğini inceleyen çalışmalar da mevcuttur (Aydın, 2014, 2015; Babu, 2003; Bishop, 2009). Literatür taraması kapsamında sunulan çalışmalarda aşındırıcı olarak garnet kullanılmıştır. ASJ ile kayaç kesmede garnete alternatif olarak kullanılabilecek malzemelerin kesme performansını irdeleyen sınırlı sayıda çalışmanın olması dikkat çekmektedir (Coşansu ve Çoğun, 2012; Kaya, 2016).

Bu çalışmada, ASJ ile mermer kesmede garnet ve alternatif aşındırıcılar olarak zımpara tozu ile cam küre kullanılmıştır. Aşındırıcıların kesme performansları kesme derinliği referans alınarak değerlendirilmiş ve ASJ ile mermer kesmede alternatif aşındırıcıların kullanılabilirliği irdelenmiştir.

MATERYAL VE METOT

Piyasada rağbet görmesi ve homojen bir yapıya sahip olması nedeniyle çalışma kapsamında Crema Eda (Sivrihisar Bej) isimli bir kireçtaşı türü kullanılmıştır (Şekil 2). Kayacın homojen yapısı, aşındırıcıların kesme performanslarının aynı koşullar altında değerlendirilmesine olanak sağlamıştır. Çizelge 1'de, çalışmada kullanılan kireçtaşının bazı özellikleri sunulmaktadır. Kireçtaşının, Mohs sertliği yaklaşık 3'tür. Kireçtaşı örnekleri, 3 cm kalınlık, 10 cm genişlik ve 20 cm uzunlukta hazırlanmıştır (Şekil 2). Kireçtaşı, kimyasal içerik olarak %55,5 CaO, %41,75 kızdırma kaybı, %2,20 MgO, %0,24 SiO_2 ve %0,21 Fe_2O_3'ten oluşmaktadır.

Şekil 2. Crema Eda kireçtaşı örneğinin yüzeyi

Çizelge 1. Crema Eda kireçtaşının bazı özellikleri

Standart	Özellik	Değer
ASTM-C170	Tek Eksenli Basma Dayanımı	88,80 (MPa)
ASTM-C880	Eğilme Dayanımı	8,85 (MPa)
ASTM-C97	Yoğunluk	2,68 (g/cm^3)
ASTM-C97	Su Emme	0,19 (%)

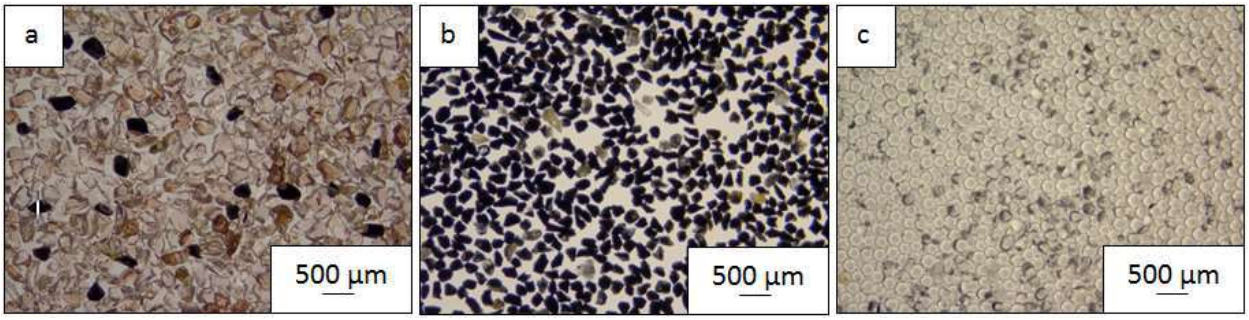
Çalışmada kullanılan aşındırıcılardan, garnet; bir grup demir alüminyum silikat minerallerine verilen genel bir isimdir. ASJ ile kesme işlemlerinde genellikle bu minerallerden (bu çalışmada da kullanılan) bordo-kahve renkli almandine garnet kullanılmaktadır. Zımpara tozu ise korendon içeren koyu renkli bir kayaçtan elde edilmektedir. Garnet ve zımpara tozu, yüksek sertlikte doğal aşındırıcılardır. Cam küre ise küresel form verilmiş camlardır, sertlik ve yoğunluğu çalışmada kullanılan diğer aşındırıcılardan daha düşüktür. Her üç aşındırıcının da boyut küçültme/form verme gibi ek işlemden geçirilerek hazırlanmış doğal aşındırıcı olduğu söylenebilir.

Garnet, zımpara tozu ve cam kürenin yoğunlukları, ilgili standart (ASTM D854-14) referans alınarak sırasıyla 4,03; 4,02 ve 2,55 g/cm^3 olarak belirlenmiştir. Mohs sertlikleri ise sırasıyla yaklaşık 7,5; 8 ve 6'dır (Hallaçoğlu, 1999). Aşındırıcılar, belirli bir boyut aralığında (80 mesh) temin edilmiştir. Kesme performansı irdelenen aşındırıcıların kimyasal bileşimi ise Çizelge 2'deki gibidir.

Çizelge 2. Aşındırıcıların kimyasal bileşimleri

Aşındırıcı	İçerik(%)						
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	MgO	CaO	Na_2O	K_2O
Garnet	23,0	35,0	33,0	7,0	1,0	-	-
Zımpara tozu	62,3	8,4	25,6	0,2	1,2	-	-
Cam küre	2,5	71,5	0,5	5,0	8,0	11,0	1,5

Şekil 3'te, aşındırıcı tanelerinin mikroskop altında görünümü sunulmaktadır. Anlaşılacağı gibi, zımpara tozu tanecikleri biraz daha keskin köşeli olmalarına rağmen garnetle benzer şekilsel özelliklere sahiptir (keskin köşeli ve hafifçe yuvarlak). Cam küre ise küresel formda üretildiği için, doğal olarak yuvarlak tanelidir. Ayrıca, cam küre homojen tanelere sahipken, diğerlerinin serbestleşmiş farklı fraksiyonlar içerdiği de görülmektedir.



Şekil 3. Aşındırıcıların mikroskopta görünümü; a: garnet, b: zımpara tozu ve c: cam küre

Deneysel çalışmaların gerçekleştirildiği ASJ'ye ait bazı özellikler Çizelge 3'te gösterilmektedir. Kireçtaşı örnekleri, her bir aşındırıcı için uzun eksenlerine paralel olarak eşit aralıklı kesimlere tabi tutulmuştur (Şekil 4). Elde edilen verilerin güvenirliliğini arttırmak için her bir kesme deneyi üç kez tekrarlanmıştır. Kesme parametreleri deneyler süresince sabit değerlerde tutulmuştur (Çizelge 4). Aşındırıcıların performans değerlendirilmesi için kesme derinliği değerleri referans alınmıştır.

Çizelge 3. Deneysel çalışmalarda kullanılan ASJ'ye ait bazı özellikler

Özellik	Model/Değer
Konsol tip	S-HP boşluksuz vidalı mil-Yüksek performans
CNC kontrol sistemi	Siemens
Mak. pozisyonlanma hızı	PH_{max}: 30000 mm/dak
Mak. hatasız kesme hızı	KH_{max}: 12000 mm/dak
Tekrarlama hassasiyeti	0,03 mm
Yüksek basınç sistemi	Pompa: KMT 50 HP, Kesme kafası: KMT
Basınç (Nominal-Sürekli)	413,6-400 MPa
Pompa debisi	Max. 3,8 l/dak
Aşındırıcı tüketimi	100-400 g/dak
Nozül çapı-uzunluğu	1,1-75 mm
Orifis çapı	0,33 mm

Çizelge 4. Kesme parametreleri ve değerleri

Kesme parametresi	Değer
Kesme hızı	100 m/dak
Aşındırıcı besleme miktarı	350 g/dak
Meme-örnek mesafesi	4 mm
Pompa basıncı	200 MPa
Aşındırıcı boyutu	80 mesh

Şekil 4. Uzunlukları boyunca kesilmiş ve parçalara ayrılmış numuneler

Kesme derinliği, ASJ ile kesme yönteminde kesme performansını belirleyen en önemli göstergelerden birisidir. Kesim yüzeyi ile kesilen malzemenin içine doğru oluşan yarığın (kesiğin) en dip noktası arasındaki dikey mesafe, kesme derinliği olarak tanımlanmaktadır. Kesme derinliğinin artması iyi bir kesme performansına işaret etmektedir. Kireçtaşı örnekleri üzerinde elde edilen kesme derinliklerinin ölçülebilmesi için kesme hattının net bir şekilde görülmesine ihtiyaç duyulmaktadır. Bu amaçla, mermer örnekleri kesildikleri hatlar boyunca 4 parçaya ayrılmıştır (Şekil 4). Yüzeylerin zarar görmesini önleyecek şekilde her kesiğe mukavva parçalar yerleştirilmiş ve hafif bir darbeyle önemli bir bölümü kesilmiş olan örneklerin çoğunun rahatça ayrılması sağlanmıştır. Bu yöntemle ayrılması mümkün olmayan örneklerin (düşük kesme derinliklerinin elde edildiği) ayrılmasında ise dairesel testereli bir kesme makinesi kullanılmıştır. Bu amaçla, kireçtaşı örnekleri ters çevrilmiş ve ASJ ile kireçtaşlarında oluşturulan kesiklerle aynı hizada kesimler yapılmıştır. Kesim hatlarının çakışmamasına özen gösterilmiş ve elde edilen kesme derinliklerine bağlı olarak her iki kesim arasında emniyetli bir mesafe bırakılmıştır. Ayrılmış her bir parça sıra ve yönleri karıştırılmadan numaralandırılarak ölçümler için hazırlanmıştır. Her bir kesim için kesme hattı boyunca 2 cm aralıklarla dijital kumpas kullanılarak hassas bir şekilde kesme derinliği ölçülmüştür (Şekil 5). Her bir aşındırıcı için gerçekleştirilen kesme deneyleri sonucunda, kireçtaşı örnekleri üzerinden toplamda 27 [9 (kesim hattından) x 3 (tekrar)] ölçüm alınmış ve ilgili değerlerin aritmetik ortalamaları alınarak nihai kesme derinliği belirlenmiştir. Zımpara tozu kullanılarak gerçekleştirilen kesimlerde, numune yüzeylerinden 4 noktada ölçüm alınamamış (kesimin dip noktasındaki sınırın belirsizliğinden dolayı) ve geri kalan 23 değerin aritmetik ortalaması alınarak kesme derinliği hesaplanmıştır.

Şekil 5. Kesim hattında kesme derinliği ölçümü

BULGULAR VE DEĞERLENDİRME

Kesme deneylerinden elde edilen sonuçlar Çizelge 5'te sunulmaktadır. Anlaşılacağı gibi, en iyi kesme performansı, 15,62 mm ile garnetin aşındırıcı olarak kullanıldığı kesimlerden elde edilmiştir. Garneti, sırasıyla 11,90 mm ile zımpara tozu ve 9,37 mm ile cam küre takip etmektedir.

Çizelge 5. Deney sonuçları

Ölçüm Noktası	Kesme derinliği (mm)		
	Garnet	Zımpara tozu	Cam küre
1	13,70	13,24	9,38
2	16,52	10,71	9,43
3	15,47	12,38	10,78
4	15,46	9,43	9,04
5	15,42	*	9,11
6	14,65	*	9,12
7	16,23	*	9,42
8	15,82	12,11	9,67
9	14,77	9,81	8,56
10	16,00	11,84	9,25
11	16,88	12,26	8,85
12	14,69	11,33	9,28
13	16,02	11,38	9,31
14	15,31	11,81	9,80
15	16,29	13,00	9,08
16	16,00	13,02	9,58
17	16,24	*	9,49
18	16,20	11,13	8,65
19	15,47	12,42	9,75
20	15,01	12,32	10,14
21	16,61	13,88	9,88
22	17,42	13,96	8,99
23	16,35	11,08	10,22
24	15,51	12,73	9,77
25	14,20	11,07	8,85
26	14,65	11,81	9,12
27	14,76	11,09	8,55
Ortalama	**15,62**	**11,90**	**9,37**
Standart sapma	**0,87**	**1,15**	**0,52**

* *Ölçüm alınamadı*

ASJ ile kesme, nozülden çıkıp malzeme yüzeyine çarpan aşındırıcı ve su karışımının malzeme yüzeyini aşındırmasıyla gerçekleşmektedir. Bu işlem akışkanla aşındırma olarak isimlendirilmektedir ve kesme sırasında aşındırılan malzeme miktarı, akışkanın kinetik enerjisiyle doğru orantılıdır (Kaya, 2016). Bir su jetinin temel kesme kuvveti, kütle hızıyla çarpılan bir fonksiyondur. Bu nedenle ideal aşındırıcı, su akışının maksimum hıza kadar hızlandırabileceği en ağır parçacıklara sahiptir. Bu, maksimum kesme kuvveti oluşturur (Rapple, 2014). Dolayısıyla, aşındırıcı yoğunluğun belli bir değere kadar artması jet (aşındırıcı-su karışımı) akışkanın ivmesini arttırarak tanelerin kesilecek malzemenin yüzeyine daha hızlı

çarpmasını sağlamaktadır. Bu ise, malzeme yüzeyindeki aşınmayı artırmaktadır. Bunun yanında, etkili bir kesme için aşındırıcının etkileşime geçtiği malzemeden daha sert olması gerekmektedir (Onargan vd., 2006). Kesilen malzeme ile aşındırıcının sertliği arasındaki fark arttıkça daha fazla malzeme uzaklaşacak, dolayısıyla daha yüksek kesme derinlikleri elde edilecektir. Ayrıca, bilindiği gibi aşındırıcılar farklı sistemlerde kristalleştiklerinden değişik şekillerde kırılırlar. Kırılma sonucunda bazılarının uçları küt, bazılarınınki ise sivri olmaktadır (Hallaçoğlu, 1999). Bazı üreticiler küresel formlarda da aşındırıcılar üretmektedir. Bir kürenin, yüksek güçlü bir su akımında öngörülen ideal kütle taşıyıcısı olduğunu kabul ederek, bir imalatçı, su jeti üreticilerinin küresel parçacıkları aradığını varsayabilir. Ancak, hızlanma, aşınma ve kesmeyi içeren sabit dengeleme hareketinin akılda tutulması gerekmektedir. Rapple (2014), ASJ ile kesim işlemlerinde kullanılan keskin kenarlı, köşeli tanelerin daha iyi kesme performansı sağladığını belirtmiştir. Çalışmada, cam küre'ye nazaran daha yüksek sertlik ve yoğunluğa sahip aşındırıcılarla (garnet ve zımpara tozu) daha iyi kesme performansı elde edilmiştir. Belirtilen aşındırıcı özelliklerinin yanında, garnet ve zımpara tozunun tane şekillerinin de ilgili aşındırıcıların kesme performanslarına katkıda bulunduğu söylenebilir.

SONUÇLAR

Bu çalışmada, ASJ ile mermer kesiminde zımpara tozu ve cam kürenin, garnete alternatif aşındırıcılar olarak kullanılabilirlikleri araştırılmıştır. Zımpara tozu ve cam küre kullanılan kesimlerde, garnete göre daha düşük kesme derinlikleri elde edilmesine rağmen ilgili aşındırıcılarla etkili bir şekilde kesimler gerçekleştirilmiştir. Bu açıdan, ASJ ile mermer kesiminde zımpara tozu ve cam küre, garnete alternatif aşındırıcılar olarak kullanılabilirler. Çalışma sonuçları, aşındırıcıların sertlik, yoğunluk ve şekilsel özelliklerinin kesme performansını etkilediğini göstermiştir. Bu çalışmada, kesme deneyleri kesme parametrelerinin sabit değerlerinde gerçekleştirilmiştir. İleriki çalışmalarda, kesme parametrelerindeki değişimlerin ilgili aşındırıcıların kesme performansları üzerindeki etkileri araştırılabilir.

KAYNAKLAR

ASTM (2014). Standard Test Methods for Specific Gravity of Soil Solids by Water Pycnometer. D 854-14, West Conshohocken, PA.

ASTM (2015). Standard Test Method for Flexural Strength of Dimension Stone. C880, West Conshohocken, PA.

ASTM (2015). Standard Test Methods for Absorption and Bulk Specific Gravity of Dimension Stone. C97, West Conshohocken, PA.

ASTM (2016). Standard Test Method for Compressive Strength of Dimension Stone. C170 West Conshohocken, PA.

Aydın, G. (2014). Recycling of Abrasives in Abrasive Waterjet Cutting with Different Types of Granite. *Arabian Journal of Geosciences*, 7, 10, 4425-4435.

Aydın, G. (2015). Performance of Recycling Abrasives in Rock Cutting by Abrasive Water Jet. *Journal of Central South University*, 22, 3, 1055-1061.

Aydın, G., Karakurt, İ. ve Aydıner K. (2011). An Investigation on the Surface Roughness of the Granite Machined by Abrasive Waterjet. *Bulletin of Materials Science*, 34, 4, 985-992.

Aydın, G., Karakurt, İ. ve Aydıner K. (2012). Performance of Abrasive Waterjet in Granite Cutting: Influence of the Textural Properties. *Journal of Materials in Civil Engineering*, 24, 7, 944-949.

Aydın, G., Karakurt, İ. ve Aydıner K. (2013). Prediction of Cut Depth of the Granitic Rocks Machined by Abrasive Waterjet (AWJ). *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 46, 5, 1223-1235.

Babu, M.K. ve Chetty, O.V.K. (2003). A Study on Recycling of Abrasives in Abrasive Water Jet Machining. *Wear*, 254, 7-8, 763-773.

Bartolussi, Yazıcı, S. ve Summers, D.A. (1988). The Use of Waterjets in Cutting Granite. 9th International Symposium on Jet Cutting Technology (pp. 1-15). Sendai, Japan.

Bishop, M. (2009). Reusing Waterjet Cutting Abrasive. *The Fabricator*, 29 Haziran 2009.

Coşansu, G. ve Çoğun, C. (2012). An Investigation on use of Colemanite Powder as Abrasive in Abrasive Waterjet Cutting. *Journal of Mechanical Science and Technologhy*, 26, 8, 2371-2380.

Duflou, J.R, Kruth, J.P., Bohez, E.L. (2001). Contour Cutting of Pre-formed Parts with Abrasive Waterjet Using 3-axis Nozzle Control. *Journal of Material Processing Technology,* 115, 38-43.

Fourness, C.A. ve Pearson, C.M. (1935). Paper metering, cutting and reeling (Patent). US2006499 A.

Hagan, P.C. (1992). The Cuttability of Rock Using a High Pressure Water Jet. The University of New South Wales (UNSW), Sydney, Australia.

Hallaçoğlu, İ. (1999). Aşındırıcılar. İstanbul, Kastaş Yayınevi.

Hashish, M., Kirby, M. ve Pao, Y.H. (1987). Method and Apparatus for Forming a High Velocity Liquid Abrasive Jet (Patent). US4648215 A.

Huang, Z., Hou, C., Wang, J. ve Feng, X.Y. (2006). The Effect of High Pressure Abrasive Water Jet Cutting Parameters on Cutting Performance of Granite. *Key Engineering Materials*, 304-305, 560-564.

İnal, S. (2011). Aşındırıcı Katkılı Su Jeti ile Kesmede Çalışma Parametreleri ve Kayaç Özelliklerinin Kesme Kalitesi Üzerindeki Etkilerinin Araştırılması. Yüksek Lisans Tezi, K.T.Ü., Fen Bilimleri Enstitüsü, Trabzon.

Karakurt, İ. (2007). Aşındırıcı Su Jeti Kesme Sistemlerinin Kayaç Kesme Performanslarının Araştırılması. Yüksek Lisans Tezi, K.T.Ü., Fen Bilimleri Enstitüsü, Trabzon.

Karakurt, İ.,(2011). Aşındırıcı Su Jeti (ASJ) ile Kayaç Kesmede Parametrik Değişimlerin ve Malzeme Dokusal Özelliklerinin Kesme Performansı Üzerindeki Etkilerinin Araştırılması. Doktora Tezi, K.T.Ü., Fen Bilimleri Enstitüsü, Trabzon.

Karakurt İ., Aydın G. ve Aydıner K. (2011). Analysis of the Kerf Angle of the Granite Machined by Abrasive Water Jet (AWJ). *Indian Journal of Engineering and Material Sciences*, 18,6, 435-442.

Karakurt İ., Aydın G. ve Aydıner K. (2012). A Study on the Prediction of Kerf Angle in Abrasive Water Jet Machining of Rocks, Proceedings of the Institution of Mechanical Engineers, Part B. *Journal of Engineering Manufacture*, 226, 1489-1499.

Karakurt İ., Aydın G. ve Aydıner K. (2012). An Experimental Study on the Cut Depth of the Granite in Abrasive Waterjet Cutting. *Materials and Manufacturing Processes*, 27,5, 538-544.

Kaya, S. (2016). Su Jetiyle Kayaç Kesmede Çeşitli Aşındırıcıların Kullanımı. Yüksek Lisans Tezi, K.T.Ü., Fen Bilimleri Enstitüsü, Trabzon.

Liu, Y. ve Chen, X. (2004). A Study on the Abrasive Water Jet Cutting for Granite. *Key Engineering Materials*, 257-258, 527-532.

Ma, C. Ve Deam, R.T. (2006). A Correlation for Predicting the Kerf Profile from Abrasive Water Jet Cutting. *Experimental Thermal and Fluid Science*, 30, 337-343.

Miranda, M.R. ve Quintino, L. (2005). Microstructural study of material removal mechanisms observed in abrasive waterjet cutting of calcareous Stones. *Mater Charact,* 54, 4-5, 370-377.

Mort, A. (1995). Results of abrasive water jet market survey. Proceedings of 8th American Water Jet Conference (Vol. 1, pp. 259-289). Houston, Texas, USA.

Onargan, T., Köse, H. ve Deliormanlı, A.H. (2006). Mermer, 4. Baskı, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayınları, Ankara.

Rapple, R.R. (2014). Selecting the Right Waterjet Abrasive. *The Fabricator*, https://www.thefabricator.com/article/waterjetcutting/selecting-the-right-waterjet-abrasive

Schwacha, B.G. (1961). Liquid Cutting of Hard Materials (Patent). US2985050 A.

Sitek, L., Foldyna, J., Martinec, P., Klich, J., Mašláň, M. (2012). On the preparation of precursors and carriers of nanoparticles by water jet techonology. Tehnički Vjesnik, 19, 3, 465-474

Summers, A.D. ve Peters, F.J. (1974). The Effect of Rock Anisothropy on the Excavation Rate in Barre Granite. 2nd International Symposium on Jet Cutting Technology (pp. 1-18), Cambridge, England.

Tirrell, L.L. (1939). Sandblast Device (Patent). US 2176577 A.

URL1, 2018. http://www.brooksmachinery.com

Vundavilli, R.P., Parappagoudar, M.B., Kodali, S. P. ve Benguluri, S. (2012). Fuzzy logic-based expert system for prediction of depth of cut in abrasive water jet machining process. *Knowl Based Syst,* 27, 456 - 464.

DOĞAL TAŞ OCAKLARINDA BLOK TAKİBİNDE KULLANILMAK ÜZERE GELİŞTİRİLEN BİR YAZILIM

A SOFTWARE DEVELOPED FOR USING BLOCK TRACKING IN NATURAL STONE QUARRIES

E. Berber [1,] *, A. Sakcalı [2], H. Cevizci [1], H. Yavuz [1]

[1] *Süleyman Demirel Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: emreberber@yahoo.com)*
[2] *Atatürk Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*

ÖZET

Doğal taş ürünlerine artan talep doğal taş madenciliğine yapılan yatırımların artmasını sağlamıştır. Doğal taş ocak işletmeleri için blok üretimi ve üretilen blokların takibi büyük önem taşımaktadır. Doğal taş ocaklarında üretilen bloklar ya stok sahasına gönderilmekte ya da üretim sonrası doğrudan satılmaktadır. Doğal taş ocakları çoğunlukla küçük ölçekli olup bu ocaklarda blokların üretilmesinden satışına kadar bütün işleri yürüten bir veya birkaç sorumlu bulunmaktadır. Ocak sorumluları geçmişten günümüze el ile not tutma, çizelgeleme gibi farklı yöntemler kullanarak doğal taş bloklarının stok takibini gerçekleştirmişlerdir. Son yıllarda bilgisayar kullanımının artması ile birlikte doğal taş blok stoklarının takibi bilgisayar ortamında Excel gibi kullanıcı açısından kullanımı kolay programlar ile sağlanmaktadır. Bu gibi programların dezavantajı ise sorumlunun değişmesi durumunda her bir sorumlunun kendi için yeni bir stok takip sisteminin geliştirmeye çalışmasıdır. Bu hem zaman alıcı hem de verilerin sürekli yenilenmesi gereken bir iş yüküdür. Ayrıca Excel programını profesyonel anlamda kullanmak için uzmanlık ve tecrübe gerekmektedir. Bu çalışmada, doğal taş ocaklarındaki blok takibinde yaşanılan bu problemlerin çözümü için görsel ve kullanımı kolay bir stok takip sisteminin geliştirilmesi hedeflenmiştir. Bu amaç doğrultusunda C# dili kullanılarak bir yazılım tasarlanmıştır. Tasarlanan bu yazılım ile her bir bloğun stoğa eklenmesi, satışının yapılması ve sevkiyatının gerçekleştirilmesi gibi işlemler kolayca yapılabilmektedir. Ayrıca blok çevresinden alınan anlık görüntüler veri tabanında tutularak blok satışı sırasında alıcıya stok sahasına gidilmeden stoktaki bloklar hakkında bir ön inceleme fırsatı sunulmaktadır. Bu yazılım Muğla'nın Kavaklıdere mevkiinde bulunan bir doğal taş ocağında test edilmiştir. Geliştirilen yazılımın bir doğal taş ocağında kolaylıkla kullanılabildiği ve stok takibi için faydalı olduğu sonucuna varılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Doğal taş bloğu, mermer, stok takip, yazılım, c#

ABSTRACT

The increasing demand for natural stone products has led to an increase of investments in the natural stone mining. Production and monitoring of natural stone blocks are of great importance. The blocks produced in natural stone quarries are either sent to the stockyard or sold directly after production. The natural stone quarries are mostly small scale quarries and there are one or more responsible employee who carry out all work from production to the sale of stone blocks. Responsible people in quarries have carried out stock tracking of natural stone blocks by using different methods such as taking note and scheduling from past to present. With the increase of computer usage in recent years, tracking of natural stone block stocks is provided by user-friendly programs like Excel. The disadvantage of such programs is that each responsible person attempts to develop a new stock tracking system. This is a task of both time consuming and needs to be constantly renewed data. In addition, expertise and experience are required to use the Excel program professionally. In this study, it is aimed to develop a visual and easy-to-use stock tracking system for the solution of these problems in block tracking of natural stone quarries. For this purpose, software was designed with C#. The operations such

as adding, selling and delivering each block to stock can be performed with this software easily. In addition, during the block selling, a preliminary review on the blocks in stock is offered to the buyer without going to stockyard by keeping in the database of snapshots taken around the block. This software has been tested in the natural quarry in Kavaklıdere, Muğla. It is concluded that developed software can be easily used in a natural stone quarry and is useful for stock tracking.

Keywords: Natural stone block, marble, stock tracking, software, c#

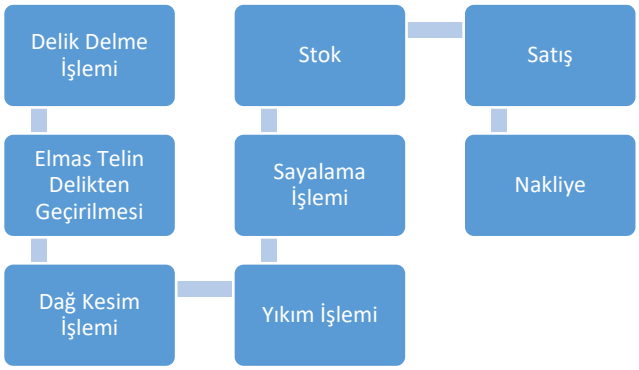
GİRİŞ

Doğal taş ürünlerine olan talep artışı yatırımcıların doğal taş üretimi yapan maden ocaklarına daha çok yatırım yapmalarına neden olmuştur (DTSR, 2018). Doğal taş sektörü, mermerlerin blok olarak üretimi ve bu blokların işlenmesi olarak ortaya çıkmıştır. Son dönemlerde birçok farklı doğal taşın da benzer amaçlarla üretilmesi ile doğal taş sektörü önemli oranda genişlemiştir (OKP, 2015). Yeni üreticilerin de pazara girmesiyle doğal taş madenciliği, son dönemde hem ülkemiz hem de dünya ticaretine büyük ivme kazandırmıştır.

Bu gelişmeler şüphesiz doğal taş ihracat değerlerine de yansımıştır. Doğal taşlar müşteri talebine göre ocaktan blok olarak veya fabrika sonunda plaka olarak ihraç edilmektedir. Hatta fabrikalarda farklı yüzey işleme teknikleri kullanılarak nihai ürün olarak da satışı gerçekleştirilmektedir. 2017 yılında Türkiye'nin toplam maden ihracından en fazla kazanç 1,1 milyar $ ile blok doğal taş olurken işlenmiş doğal taş 684,6 milyon $ ile ikinci sırada yer almıştır. (İMİB, 2017).

Türkiye'de yaklaşık 2500 ruhsatlı doğal taş ocağı olup 1500 ruhsatlı ocak aktif olarak üretimini sürdürmektedir. KOBİ niteliğinde olmak üzere 200 kadar büyük tesis ile yaklaşık 9000 adet orta ve küçük ölçekli işletme ve atölye bu sektörde faaliyet göstermektedir. Türkiye'de doğal taş sektöründe yaklaşık 180000 mavi yakalı işçi ile 5000 teknik personel istihdam edilmektedir (Ulusoy, 2014).

Doğal taş rezervleri farklı yöntemler kullanılarak bloklar halinde üretilmektedir. Teknolojik gelişmelere paralel gelişen kollu kesme makineleri Türkiye'deki bazı ocaklarda kullanılmaya başlasa da halen elmas telli üretim yöntemi yaygın olarak kullanılmaktadır. Büyük bloklar halinde kesilip yıkılan doğal taş kütleleri nakliye ve fabrika üretimi için sayalama ile belirli boyutlara getirilmektedir. Sayalama ile boyutlandırılan bloklar alıcıya sunulmakta ve satışı gerçekleştirildikten sonra nakliye edilmektedir (Urhan ve Şişman, 1992). Elmas telli üretim yöntemi ile blok üretiminin gerçekleştirildiği bir doğal taş ocağının genel bir iş akış şeması Şekil 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Elmas telli üretim yapan bir doğal taş ocağının genel bir iş akış diyagramı

Hangi yöntemle üretilirse üretilsin doğal taş blokları ya aynadan doğrudan satılmakta ya da stok sahasına gönderilerek satış için bekletilmektedir. Doğal taş ocağı işletmeleri üretilen bu blokların

takibinde geçmişten günümüze elle tutulan not defterlerinden takip çizelgelerine kadar farklı yöntemler kullanmışlardır. Gelişen teknoloji stok takibi için farklı yazılımların geliştirilmesini de kaçınılmaz kılmıştır. Çeşitli firmalar doğal taş stok takibi için farklı yazılımlar gerçekleştirmişlerdir.

Promer (PY, 2007), Intramer (RB, 2012), E-Mermerci üretim yönetim bilgi sistemi (EM, 2016) ve Mermer Sektörü ERP (US, 2018) gibi yazılımlar ulusal boyutta doğal taş stok takibi için kullanılan yazılımlara örnek olarak gösterilebilir. Bu yazılımlar doğal taş üretilirken farklı amaçlar için kullanılsa da Intramer ve E-Mermerci üretim yönetim bilgi sistemi yazılımlarının doğal taş ocak modülü de vardır. Ayrıca E-Mermerci üretim yönetim bilgi sistemi yazılımında blok takibinde barkodlama sistemi kullanılmaktadır. Türkiye'de doğal taş blok üretimi yapan işletmeler genellikle Microsoft Excel gibi elektronik tablo yazılımları kullanmaktadır. Microsoft Excel veri tabanının saklanmasında kullanılan iyi bir yazılım olmasına rağmen görsel olarak eksik kalmakta ve her bir kullanıcının kendisi için bir veri tabanı oluşturmasına neden olmaktadır.

Bu çalışmada doğal taş ocaklarında üretilen blokların takibini gerçekleştiren bir yazılımın geliştirilmesi hedeflenmiştir. Kullanıcıya kolaylık sağlaması adına basit ara yüzler kullanarak bir doğal taş stok takip sistemi geliştirilmiştir. Yazılım bir doğal taş ocağında kısa süreli test edilmiştir. Geliştirilen bu yazılım ile doğal taş ocağından sorumlu kişi kolaylıkla stok durumunu kontrol edebilecektir. Kullanımı kolay olan bu yazılım doğal taş blok üretimi yapan herhangi bir maden işletmesi tarafından kullanılabilecektir.

DOĞAL TAŞ OCAKLARINDA BLOK TAKİBİ

Doğal taş rezervleri tarihsel süreç içerisinde farklı yöntemler kullanılarak üretilse de makineli üretimin yaygınlaşması ile birlikte farklı üretim yöntemlerinin geliştirilmesi kaçınılmaz olmuştur (Şentürk vd. 1996, Onargan ve Köse, 2005, Kulaksız 2007). Son yıllarda zincir ve kayış kollu kesiciler ile doğal taş bloklarının üretimi yaygın olarak kullanılmaya başlamasına rağmen Türkiye'deki çoğu ocakta halen elmas tel kesme yöntemi kullanılmaktadır.

Satış ve nakliye edilebilir boyutlarda üretilen doğal taş blokları takibinin kolay olması için, blok takibinden sorumlu kişi tarafından numaralandırılır. Tek bir ticari türün üretildiği ocaklarda doğal taş bloklarının farklı stok sahalarına gönderilmesine gerek duyulmasa da farklı ticari ismi olan doğal taşların üretildiği ocaklarda her bir blok, renk ve desenine göre farklı ticari ismi olduğu için farklı stok sahalarına gönderilmesi takibini kolaylaştırır. Hatta, süreksizlik ve çatlak yapısına göre blok kalitesi belirlenerek farklı sınıflandırmalar da yapılabilmektedir.

Satışı gerçekleştirilen doğal taş bloğunun ocaktan nakliyesi sırasında nakliye aracı için izin verilen maksimum taşıma kapasitesinin aşılmaması için blok ağırlıklarının belirlenmesi de kontrolcü için önemlidir. Satışı gerçekleştirilen veya stok sahasına gönderilen doğal taş bloklarının boyutları stok kontrolünden sorumlu kişi tarafından ölçülerek yaklaşık hacmi belirlenir. Yine stok takibinden sorumlu kişi yaklaşık hacim ve doğal taşın ortalama birim hacim ağırlığını kullanarak stok sahasına gönderilen blokların yaklaşık ağırlıklarını hesaplar.

Doğal taş blok alımı yapacak kişilere sunulması için doğal taş blokları stok sahasına gönderilmektedir. Satışı yapılan bloklar satın alınan kişinin işareti konularak satın alındığı tarih de blok üzerine not edilmektedir. Bu yöntem her ocakta farklı olsa da Türkiye'deki doğal taş ocaklarında bu yöntem yaygın olarak kullanılmaktadır.

Satışı gerçekleştirilen doğal taş bloklarının nakliyesi satıldığı gün içerisinde olduğu gibi farklı günlerde de yapılabilmektedir. Nakliyesi sırasında doğal taş bloklarının blok numarası, sevkiyat tarihi gibi bilgiler sevk fişine girilerek beyan niteliğinde bir belge oluşturularak kayıt altına alınmış olur. Kontrolden sorumlu kişi tarafından bütün bunların yapılması ayrı bir iş yükü oluşturmaktadır. Doğal taş ocaklarında

sorumlu kişi tarafından blok takibinde farklı yöntemler kullanılmasına rağmen teknolojinin bu amaçla kullanılması büyük kolaylık sağlayacaktır.

DOĞAL TAŞ STOK TAKİP PROGRAMI

Programlama Dili Ve Veri Tabanı

Teknolojinin gelişimine paralel olarak bilgisayar kullanımı gün geçtikçe artmaktadır. Bilgisayar kullanımın artışıyla birlikte farklı kullanıcılar için hedeflenmiş yazılımların ortaya çıkması hayatı her açıdan kolaylaştırır hale getirmiştir. Bu yazılımlar hazırlanırken farklı diller kullanılsa da temel mantık işlemlerin bilgisayar ortamında yaptırılıp ara yüzler ile görsel sunumun yapılmasıdır.

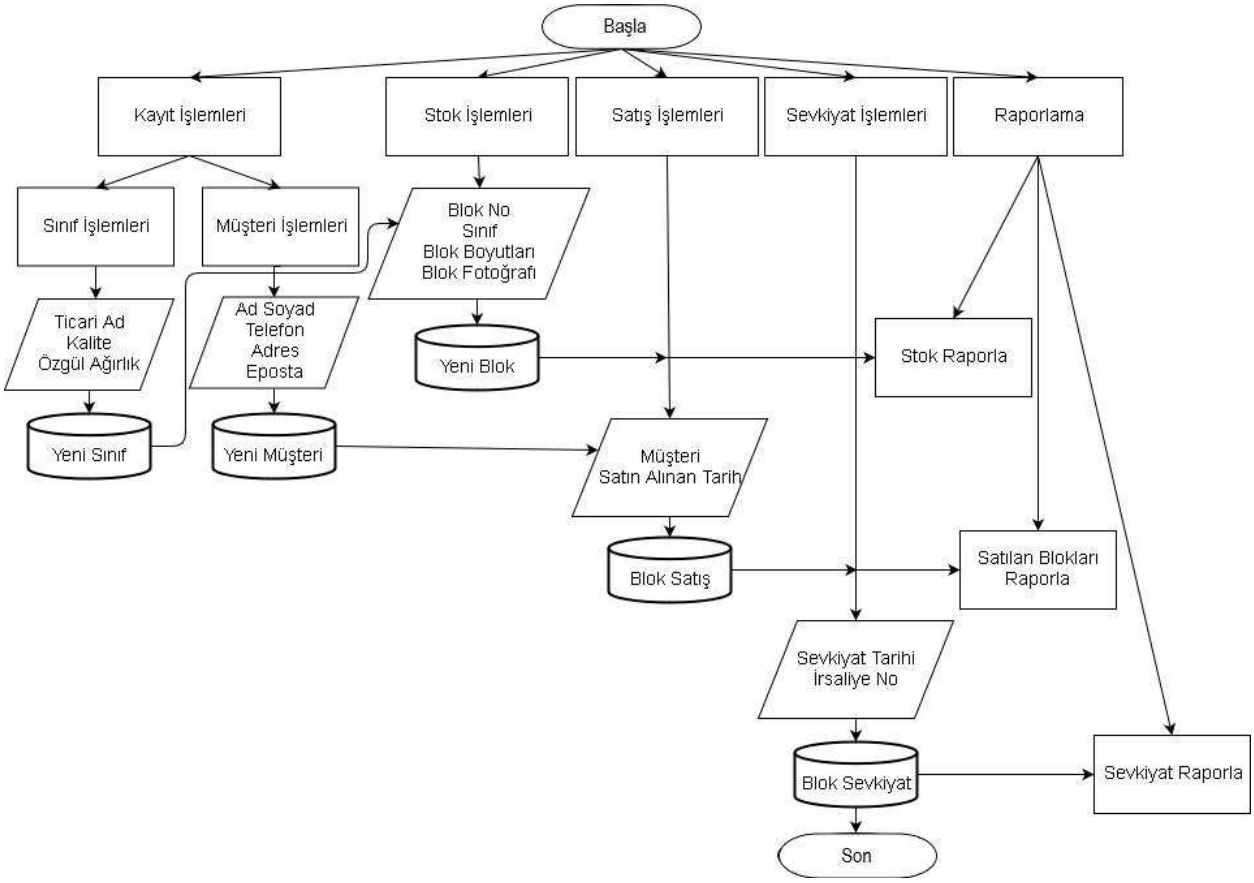
Bilgisayar ortamında kullanılabilecek bir yazılımın geliştirilmesinde C, C++, C#, F#, Visual Basic, Python ve Java Script gibi diller kullanılabilir. Bu diller kullanılarak farklı yazılımlar ortaya çıkmış olmasına rağmen son yıllarda yazılım geliştirilmesini kolaylaştırmak için form ve konsol uygulamaları (form, console application) ortaya çıkarılmıştır. Form uygulamaları buton ve görüntüleme paneli oluşturma gibi kodlamaların kendiliğinden yapılarak daha kolay bir uygulama geliştirilebilmesi amacıyla geliştirilmiştir. Böylelikle farklı amaçlar için herhangi bir yazılımın geliştirilmesi daha kolay hale gelmiştir.

Kolay programlama yapılabilmesi amacıyla geliştirilen Microsoft Visual Studio derleyicisinin ücretli versiyonlarının yanı sıra ücretsiz versiyonu da bulunmaktadır. Ücretsiz versiyon ile ticari amacı olmayan uygulamalar geliştirilebilmektedir. Geliştirilen program bir bilgisayar yazılımı olup, bu yazılımın geliştirilmesinde ücretsiz olan Microsoft Visual Studio Community 2017 versiyonunda C# dili kullanılmıştır (Visual Studio, 2019).

Geliştirilen yazılıma kullanıcı tarafından verilerin girilmesi, kaydedilmesi, istenildiği takdirde ulaşılabilmesi ve güncelleme yapılabilmesi için veri tabanı kullanılmıştır. Windows ortamında çalışabilecek yaygın olarak kullanılan MySql, SQLite, Oracle, PostreSQL, Oracle, MS Access MsSql, MS SQL Server gibi birçok veri tabanı bulunmaktadır (LS, 2019). Yazılımda veri tabanının oluşturulması için Microsoft Access 2016 kullanılmıştır (Microsoft Access, 2019). Microsoft Access veri tabanının grafiksel kullanıcı ara birimi, karmaşık komut dizilerini öğrenmeyi gerektirmeden kullanıcının çalışmasını sağlar.

Yazılımın Geliştirilmesi

Doğal taş ocaklarında üretim işlemi kadar üretilen malzemenin stoklanması ve satışı da büyük önem taşımaktadır. Doğal taş ocaklarında üretilen blokların takibi blok takibinden sorumlu kişiler tarafından farklı yöntemler kullanılarak yapılmaktadır. Bu çalışmada veri tabanı kullanılarak doğal taş ocaklarında blokların takibini gerçekleştiren bir yazılım geliştirilmiştir. Şekil 2'de geliştirilen bu yazılımın algoritması verilmiştir.



Şekil 2. Yazılımın algoritması

Doğal taş ocaklarında üretilen blokların stok takibinin gerçekleştirilmesi amacıyla geliştirilen bu program bir masaüstü yazılımı olup her kullanıcı basit bir CD kurulumu ile programı kullanabilecektir. Bu yazılıma herhangi bir uygulamacı, kullanıcı adı ve şifresi ile giriş yapabilecektir. Yazılıma giriş yapan bir uygulamacıyı karşılayacak ana menü Şekil 3'de verilmiştir.

Şekil 3. Yazılımın ana menüsü

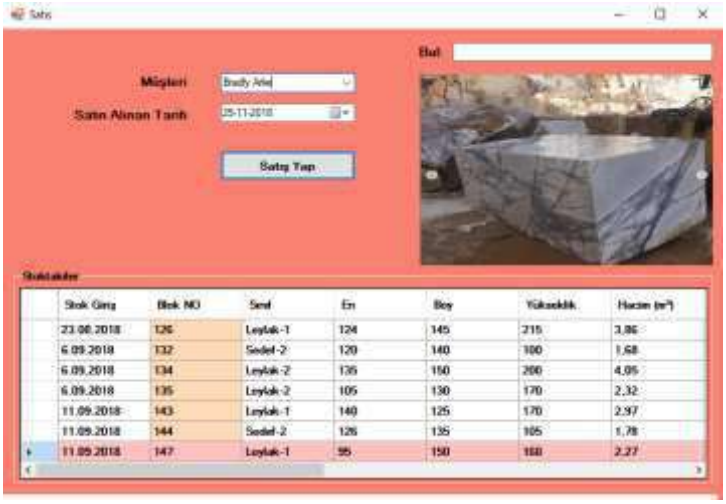
Yazılımın ana penceresinde uygulamacıya stok ekle, satış yap, sevkiyat gerçekleştir gibi blok seçeneklerin yanı sıra doğal taş ocağında üretilen taşların ticari isimleri ve sınıflarının tanımlandığı kayıt işlemleri seçeneği ile istenilen periyotlarda satış ve stoğun raporlandığı raporlama seçeneği de sunulmaktadır.

Yazılımı ilk kez kullanmaya başlayan bir uygulamacı kayıt işlemleri menüsünden sınıf ekle sekmesine girerek ocakta üretilen doğal taşların ticari adları ve kalitesini kayıt altına alacaktır. Ocak üretimi sırasında farklı bir ticari türle karşılaşılması durumunda yine bu menüden ekleme işlemi gerçekleştirilebilecektir. Yine aynı menüde doğal taş blok alımı gerçekleştirenin bilgileri girilecek ve veri tabanında kayıt altına alınacaktır. Doğal taş ocaklarında blok alımı genellikle belirli alıcılar tarafından yapılmaktadır. Yeni bir alıcıya satışın gerçekleştirilmesi durumunda bilgilerinin yine ilk buraya girilmesi gereklidir. Kısaca kayıt işlemleri menüsü farklı doğal taş türü ve alıcı işlemlerinin kullanıcı tarafından ayarlandığı menü olup diğer bölümlerde bunlarla ilgili veri girişi yapılmayacak, sadece seçenek sunulacaktır.

Üretilen doğal taş blokları stok işlemleri menüsünden sırayla numara verdirilerek stoğa alınmaktadır. Bu menüde blok numarası verilerek stokta kayıt altına alınan doğal taş blokları için blok sınıfı, blok boyutları ve blok fotoğrafı da eklenerek stok için bir veri tabanı oluşturulmaktadır. Doğal taş blokları üretildikten sonra stok sahasına gönderildiği gibi sipariş üzerine direk aynadan doğal taş satışı da yapılmaktadır. Yazılımda kesilen doğal taş bloklarının satışa sunulması için stoğa eklenmesi gerekir. Yani üretilen her bir bloğun satışının yapılabilmesi için stokta kayıt altına alınması zorunludur. Stok girişinin yapıldığı pencere Şekil 4'de verilmiştir.

Şekil 4. Stok giriş penceresi

Bir doğal taş ocağının stok sahasındaki doğal taş blokları satış sırasında alıcı tarafından yerinde görülmek istenecektir. Küçük ölçekli işletmelerde bu zaman alan bir iş yükü oluşturmamasına rağmen stok miktarı fazla olan ocaklarda hem alıcı hem de satıştan sorumlu kişi için büyük önem taşımaktadır. Yazılımın satış penceresinden blok alımı için ocağa gelmiş bir alıcıya stok sahalarına gidilmeden stokta bulunan doğal taş blokları ile ilgili fotoğrafla desteklenmiş bir ön bilgi sunulabilecektir. Böylelikle alıcıya hitap etmeyen doğal taş bloklarının incelenmesinin önüne geçilebileceği gibi stoktaki fotoğraflardan bakılarak satış da gerçekleştirebilecektir. Bu durumda ise alıcı sadece almayı düşündüğü blokları stok sahasında görecek ve üzerine koyduğu işareti ile kayıt altına alacaktır. Satış işlemlerinin yapıldığı satış penceresi ise Şekil 5'te verilmiştir.



Şekil 5. Satış penceresi

Satış penceresinde alıcı ve blok satış tarihi seçilerek satış yap butonuna basıldığında blok satışı gerçekleştirilmekte ve satılan blok stok veri tabanından düşürülüp sevkiyat veri tabanına eklenmektedir.

Yazılımın bir diğer penceresi satış sonrası sevkiyatın gerçekleştirildiği pencere olup satışı gerçekleştirilen ve sevkiyat için bekleyen bloklar bu pencereden kontrol edilebilecektir. Sevkiyatı gerçekleştirilen bloğun sevkiyat tarihi ve irsaliye numarası girilip sevkiyat yap butonuna tıklandığı takdirde bloğun sevkiyatı gerçekleştirilmiş olacaktır. Şekil 6'da sevkiyat işlemlerinin gerçekleştirildiği sevkiyat penceresi verilmiştir.

Şekil 6. Sevkiyat penceresi

Satışı yapıldıktan sonra sevkiyatı gerçekleştirilen ve satışı tamamlanan bloklar veri tabanına yollanır. Yazılımın ana menüsündeki bir diğer pencere ise haftalık, aylık ve yıllık raporların yanı sıra istenen bir tarih aralığı için de raporların alınabildiği raporlama penceresidir. Bu pencerede belirlenen aralıkta stoktaki bloklar, satılan bloklar ve sevkiyatı gerçekleştirilen bloklar raporlanıp değerlendirme yapılabilecektir. Böylelikle üretim ve satışın raporlanması gibi zaman alan iş yükü de yazılım sayesinde ortadan kalkacaktır.

Yazılımın Bir Doğal Taş Ocağında Kullanılması

Yazılım Muğla'nın Kavaklıdere mevkiinde yer alan bir doğal taş ocağında denenmiştir. Bu ocakta stok takibinden sorumlu kişi daha öncesinde Excel kullanarak stokları takip etmekteyken geliştirilen bu yazılım hakkında kısa bir bilgi verilip bu yazılım ile birkaç gün karşılaştırılması istenmiştir. Kısa süreli karşılaştırma sonucunda geliştirilen bu yazılımın kullanımının daha basit olduğu diğerine uzun süre hâkim olmasına rağmen bunda daha kolay işlem yapabildiğini belirtmiştir. Yazılım görsel olarak hitap ettiği için sıkılmadan kullanıldığı vurgulanmıştır. Yazılımdaki blok alımı sırasında stoklarda bulunanları gösterip bir ön bilgi vermesinin satış sırasındaki işleri kolaylaştıracağı belirtilmiştir. Kısa süreli değerlendirme fırsatı bulunduğu için belirli aralıklardaki üretim, satış ve nakliye gibi raporlama kısımları test edilememiştir. Sınıf, müşteri, stok ekleme, satış ve sevkiyat gibi ilk işlemler test edilebilmiştir. İlk izlenim olarak bir doğal taş ocağındaki blok stoklarının takibinde genel itibarı ile faydalı olabileceği sonucuna varılmıştır.

DEĞERLENDİRME VE SONUÇLAR

Madencilik yatırımları yüksek bütçeli yatırımlar olmasına rağmen teknolojik gelişmeler bu sektörde kendine çok geç yer bulmaktadır. Doğal taş madenciliği ise son yıllarda artarak devam eden madencilik yatırımlarından bir tanesi olup üretimden nakliyata kadar her aşamada geliştirilecek teknolojik ürünlere ihtiyaç duyulmaktadır. Teknolojik gelişmelere rağmen farklı yöntemler kullanılarak doğal taş blok üretimi gerçekleşse bile halen en yaygın olarak elmas tel kesme ile üretim yöntemi karşımıza çıkmaktadır.

Doğal taş ocaklarında üretilen bloklar ya doğrudan aynadan satılmakta ya da stok sahasına gönderilerek bekletilmektedir. Doğal taş ocağında stok sahasına gönderilen blokların takibinden sorumlu kişi kendine göre bir takip sistemi oluştursa da bu hem iş yükü oluşturan hem de zaman alan bir faaliyet olmaktadır.

Bu çalışmada doğal taş ocaklarında üretilen blokların takibinin gerçekleştirilmesinde kullanılmak üzere geliştirilmiş bir yazılım anlatılmıştır. Geliştirilen bu yazılım bir doğal taş ocağında kısa süreli test edilmiştir. Doğal taş bloklarının stoğundan sevkiyatına kadar her aşaması yazılım sayesinde kontrol edilebilecektir. Doğal taş madenciliğinde kullanılmak üzere benzeri yazılımların geliştirilmesi kullanıcıya büyük kolaylıklar sağlayacaktır. Çalışma içerisinde değinilen konular ve elde edilen sonuçlar aşağıda özetlenmiştir.

- Doğal taş ocaklarında blok takibinde kullanılmak üzere geliştirilen yazılımlar araştırılmış ve bu alandaki eksikliği gidermek amacıyla bir bilgisayar yazılımı geliştirilmiştir.

- Geliştirilen bu yazılımda bloklar sırasıyla sayı verilerek stokta kaydedilmektedir.

- Her bir bloğun ayrıntılı takip edilmesi amacıyla blokların fotoğrafları da veri tabanına eklenebilecektir. Bu özellikler sayesinde blok takibinden sorumlu kişi, stok sahasına gitmeden stoktaki blokları görebileceği gibi daha önceden satılan blokları da kontrol edebilecektir.

- Bloklara ait veri karmaşıklığı ortadan kaldırılarak kullanımı kolay bir yazılım geliştirilmiştir. Bloklar ayrıntılı olarak takip edilebilmesine rağmen geliştirilen yazılım son derece basit ara yüzlere sahiptir.

- Bu yazılım kullanılarak doğal taş ocaklarında blok takibi için harcanan vakit en aza indirilerek bu iş gücü farklı alanlarda kullanılabilecektir.

- Program halen geliştirme aşamasında olup eksiklikler ocaklarda denenerek belirlenecek ve düzeltilmesi için çalışmalar gerçekleştirilecektir.

KAYNAKLAR

DTSR (2018). Doğal taşlar sektörü raporu. T. C. Ticaret Bakanlığı İhracat Genel Müdürlüğü Maden, Metal ve Orman Ürünleri Dairesi, 8 s.

EM (2016). Mermerci üretim yönetim bilgi sistemi. Erişim tarihi: 12.05.2018, Erişim adresi: http://www.e-mermerci.com/index. php.

İMİB (2017). Maden sektörü görünümü raporu. İstanbul Maden İhracatçıları Birliği, 20 s.

Kulaksız, S. (2007). Doğal taş (mermer) maden işletmeciliği ve işleme teknolojileri. TMMOB Maden Müh. Odası Yayını, Ankara, 634 s.

LS (2019). LaunchSchool. Erişim Tarihi: 04.11.2018, Erişim adresi: https://launch school.com/books/sql _first_edition/read/preparations#whichrelationaldb.

Microsoft Access (2019). Microsoft access. Erişim tarihi: 04.01.2019, Erişim adresi: https://products.office. com/tr-tr/access.

OKP (2015). Onuncu kalkınma planı 2014-2018. T.C. Kalkınma Bakanlığı Madencilik Politikaları Özel İhtisas Komisyonu Raporu, Ankara 199 s., Onuncu Kalkınma Planı, Ankara.

Onargan, T., Köse, H., ve Deliormanlı, A.H. (2005). Mermer. TMMOB Yayınları, 324 s. Ankara.

PY (2007). Promer mermer üretim ve sipariş takip sistemi. Erişim tarihi: 12.05.2018, Erişim adresi: http://www.profyazilim.com/Promer.aspx.

RB (2012). Intramer mermer üretim takip bilgi sistemi yazılımı. Erişim tarihi: 12.05. 2018, Erişim adresi: http://www.ronbilisim. com/mermer/faq.html.

Şentürk, A., Gündüz, L., Tosun, Y.İ., ve Sarıışık, A. (1996). Mermer teknolojisi. S.D.Ü. Mühendislik-Mimarlık Fak. Maden Müh. Böl., Isparta, 242 s.

Ulusoy, M. (2014). Doğal taşların Türkiye madenciliğindeki önemi ve MTA doğal taş laboratuvarları. MTA Doğal Kaynaklar ve Ekonomi Bülteni, 17, s. 27-30.

Urhan, S., ve Şişman, N. (1992). Blok mermer üretiminde kullanılan tel kesme yönteminin gelişim ve önemi. Bilimsel Madencilik Dergisi, 31 (2), s. 35-39.

US (2018). Mermer sektörü ERP. Erişim tarihi: 16.12.2018, Erişim adresi: https://www.uyumsoft.com/ mermer-sektoru/.

Visual Studio (2019). Visual studio. Erişim tarihi: 03.01.2019, Erişim adresi: https://www.visualstudio.com.

DOĞALTAŞ İŞLEME TESİSLERİNDE OLUŞAN GÜRÜLTÜNÜN İSTATİSTİKSEL ANALİZİ

STATISTICAL ANALYSIS OF NOISE GENERATED IN NATURAL STONE PROCESSING PLANTS

T. Doğan [1,*], Z. Duran [2], Y. Karagöz [3], B. Erdem [1]

[1] *Sivas Cumhuriyet Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 58140 SİVAS*
*(*Sorumlu yazar: tcamuzcu@cumhuriyet.edu.tr)*
[2] *Sivas Cumhuriyet Üniversitesi, Sivas MYO, 58140 SİVAS*
[3] *Sivas Cumhuriyet Üniversitesi, Biyoistatistik Bölümü, 58140 SİVAS*

ÖZET

Doğaltaş işleme tesislerinde gürültü maruziyeti iş sağlığı ve güvenliği açısından önemli bir risk faktörüdür. Farklı süreçler ve makinelerde çalışan personel farklı gürültü düzeylerine maruz kalmaktadır. Bu çalışmada Sivas ilinde faaliyet gösteren yedi adet doğaltaş işleme tesisinde bulunan 12 farklı işleme makinesinden toplam 203 adet gürültü ölçümü alınmış ve sonuçlar SPSS™ paket programı ile değerlendirilmiştir. İstatistiksel analizler günlük gürültü maruziyet düzeyi baz alınarak gerçekleştirilmiştir. Makinelerin fabrika içindeki konumları, işledikleri doğaltaşın türü ve boyutsal özellikleri gibi değişkenler üzerinde çoklu karşılaştırma analizi yapılmıştır. Gürültü üreten süreçlerin kendi içlerinde ve birbirleri arasındaki ilişkileri değerlendirilmiştir. En yüksek günlük gürültü düzeyi eskitme kazanı ve S/T makinelerine, en düşük düzey ise dolgu ve güçlendirme makineleri ile plaka hattına aittir. Tesis içinde farklı noktalara konumlandırılan aynı tür makinelerin gürültü düzeyleri arasındaki farklılık, istatistiksel olarak anlamlı çıkmıştır.

Anahtar kelimeler: Çoklu karşılaştırma, dBA, hipotez testi, parametrik test, varyans analizi, t-testi

ABSTRACT

Noise exposure in natural stone processing plants is an important risk factor for occupational health and safety. Personnel working on different processes and machines are exposed to different noise levels. The determination of these levels plays an important role in determining the noise level that the staff is exposed to during the day and in reducing the exposure. In this study, a total of 203 noise exposure measurements were taken from 12 different natural stone processes in seven plants operating in Sivas province. The results were evaluated with the SPSS™ package. Statistical analyses were performed based on daily noise exposure level. Multiple comparison analyses were performed on variables such as the positions of the machines within the plant, the type and natural characteristics of the natural stones processed. The relations of the noise generating processes within themselves and between each other were evaluated. The highest daily noise level belongs to the stone aging tank and block cutting machines, while the lowest level to the void filling and reinforcement machines and the slabs lines. The difference between the noise levels of the same type of machines positioned at different points within the facility was statistically significant.

Keywords: Multiple comparison, dBA, hypothesis testing, parametric test, analysis of variance, t-test

GİRİŞ

Doğal taşlar, binlerce yıldan bu yana yapılarımızda kullandığımız kuşkusuz en önemli yapı malzemelerindendir. Doğaltaş, 6592 Sayılı Kanunla değişik 3123 Sayılı Maden Kanunu'nda da "Madenler" başlığı altında 2 inci maddede "II(b) Grup Madenler" sınıfında "Mermer, Traverten, Granit, Andezit, Bazalt gibi blok olarak üretilen taşlar ile dekoratif amaçla kullanılan doğal taşlar" tanımlaması ile verilmektedir.

Doğaltaş ocaklarında üretilen bloklar, işleme tesislerinde piyasada talep edilen boyutlara getirilerek levha (plaka), fayans veya isteğe göre farklı şekillerde işlenmektedir. Blok kesme işlemi sırasında elde edilen yüzeylerde değişik derinlik ve genişliklerde oluşabilen pürüzler, aşındırma işlemi sonucunda ortadan kaldırılarak ve parlatma işlemine tabi tutularak doğal güzelliklerini yansıtabilmekte ve dekoratif özellik sergileyebilmektedir. Bu işleme tesislerinde günümüzde değişik tip ve ebatlarda mermer işleme makineleri kullanılmaktadır (Onargan vd., 2006).

Doğaltaş işleme makineleri tesis yerleşkesi içinde farklı yerlerde konumlandırılarak, kapalı bir alanda birlikte çalışmaktadırlar. Tüm makinelerin birlikte çalışması sonucu oluşan gürültü, kapalı ortamda çalışan personel için güç çalışma koşullarına neden olmaktadır.

Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı'nın yayımlamış olduğu İş Sağlığı ve Güvenliğine İlişkin İşyeri Tehlike Sınıfları Tebliğinde değişiklik yapılmasına dair Tebliğ'de "Taş ve mermerin kesilmesi, şekil verilmesi ve bitirilmesi" başlığı altında yer alan taş ve mermerin kesilmesi işlemi "Çok tehlikeli" olarak sınıflandırılmıştır. Türkiye'de gerçekleşen iş kazası verileri de bu durumu destekler niteliktedir. Meslek hastalıkları açısından ise olgu sayıları dünya ile karşılaştırıldığında düşük düzeydedir. Gürültüye bağlı meslek hastalıkları ülkeler arasında karşılaştırıldığında, Türkiye'de 2014 yılında 14 akut işitme kaybı vakası kayıt altına alınırken, Güney Kore'de 2006 yılı verilerine göre üretim endüstrilerinin %40'ında gürültü kaynaklı maruziyet söz konusudur. Benzer bir durumda İngiltere için de geçerlidir. İngiltere'de 2004 yılında yaklaşık 400 kişi mesleki sağırlık maruziyeti yaşarken 2014 yılında bu sayı 150 kişi civarındadır (Taştan, 2016).

Gürültünün insanlar üzerinde etkisi; gürültüye maruz kalınan süreye, gürültünün frekansına, şiddetine, çeşidine ve kişisel özelliklere göre değişiklik göstermektedir. İşi gereği gürültülü ortamda çalışan kişiler gürültünün zararlı etkilerine daha fazla maruz kalmaktadırlar. İtfaiyeciler ve diğer ilk yardım ekibi mensupları, askeri personel, inşaat çalışanları, müzisyenler, fabrika çalışanları, maden çalışanları, havaalanı çalışanları, demiryolu çalışanları ve evi bu tür gürültülü alanlara yakın olan kişiler risk altındadırlar. Gürültüye maruz kalmanın sağlık üzerindeki sonuçları, işitsel ve işitsel olmayan etkiler olarak sınıflandırılmaktadır. İşitsel olmayan etkiler arasında hipertansiyon, kalp-dolaşım hastalıkları, uyku bozukluğu gibi rahatsızlıklar bulunmaktadır.

Ülkemizde 15 Şubat 2003 tarihli ve 2003/10/EC sayılı Avrupa Parlamentosu ve Konseyi Direktifi esas alınarak hazırlanan ve 28 Temmuz 2013 tarihinde yenilenen Çalışanların Gürültü ile ilgili Risklerden Korunmalarına Dair Yönetmelik'e göre sekiz saatlik iş günü için anlık darbeli gürültünün de dâhil olduğu gürültü maruziyet sınır değeri ($L_{EX,\ 8saat}$); 87 dB(A) olarak verilmiştir. En düşük maruziyet eylem değerleri ($L_{EX,\ 8saat}$); 80 dB(A), en yüksek maruziyet eylem değerleri ($L_{EX,\ 8saat}$); 85 dB(A) olarak Yönetmelikte tespit edilmiştir (ÇSGB, 2013).

Öncel çalışmalarda doğaltaş işleme tesislerinde gürültü ölçümü üzerine yoğunlaşıldığı ve kullanılan makinelerin gürültü düzeylerinin belirlendiği olup Taştan (2016) granit fabrikalarında gürültünün iş sağlığı ve güvenliği açısından risk oluşturduğunu bildirmiştir. Çınar ve Şensöğüt (2015) doğaltaş tesislerinde en yüksek gürültü kaynağının ebatlama makinesi olduğunu söylerken; en düşük gürültü kaynağı olarak da silim ve katrak makinelerini göstermişlerdir. Çınar ve Şensöğüt'ün (2015) çalışmalarını destekler nitelikte Lindawati vd., (2018), S/T makinesinin yüksek gürültü düzeyinde

çalıştığını vurgulamışlardır. Şengün vd., (2012), doğaltaş işleme teknolojisinde kullanılan makinelerin gürültü seviyelerinin kayaç özelliklerine göre değiştiğini belirlemişlerdir. Dülger (2015) doğaltaş işleme tesisinde gürültü ve toz ölçümü yaptığı çalışmasında gürültü düzeyini azaltmak için en fazla gürültü oluşturan katrak ve ST makineleri için ayrı bir alan oluşturmuş işlemin öncesi ve sonrasında gürültü ölçümü yapmıştır. Gürültü düzeyini azaltmak için özel bir madde ile izole edilen alanda ortalama bazda %7,2 düzeyinde iyileşme sağlamıştır.

MATERYAL VE METOD

Bu çalışmada, Sivas ilinde faaliyet gösteren yedi adet doğaltaş işleme fabrikasında bulunan 12 farklı işleme makinesinden toplam 203 adet gürültü ölçümü alınmış olup, bu ölçümlerin sonuçları SPSS paket programı ile değerlendirilmiştir (SPSS, 2018). Makineler arasında kafa kesme/yan kesme, köprülü kesim, S/T, dar silim, eskitme, katrak, ebatlama/honlama makineleri, dolgu/güçlendirme makineleri, plaka silim ve pah kırma makineleri yer almıştır. Makinelerin fabrika içindeki konumları, kestikleri doğaltaş türü ve boyutları gibi değişkenler ile çoklu karşılaştırma analizi yapılmıştır. İstatistiksel analizler günlük gürültü maruziyet düzeyi baz alınarak gerçekleştirilmiştir.

Bu çalışmada gürültü maruziyeti ölçümleri, TS EN ISO 9612-2009 “Akustik-Mesleki Gürültü Maruziyetinin Belirlenmesi-Mühendislik Metodu” ile TS 2607 ISO 1999 “Akustik-İş Yerinde Maruz Kalınan Gürültünün Tayini Ve Bu Gürültünün Sebep Olduğu İşitme Kaybının Tahmini” standartlarına uygun olarak gerçekleştirilmiştir. Analizler, her iki standartta da gürültüye maruziyet düzeyinin değerlendirilmesi için sekiz saatlik bir referans döneme ($L_{EX\text{-}8h}$) normalize edilen değere dayalı olarak gerçekleştirilmiştir.

Ölçümler Çevre ve Şehircilik Bakanlığı’nın “Çevresel Gürültünün Değerlendirilmesi ve Yönetimi Yönetmeliği’nde yer alan tüm gürültü ölçümleri için uygun olan yüksek hassasiyete sahip Tip-1 gürültü seviyesi ölçüm cihazı kullanılarak gerçekleştirilmiştir (Svantek, 2013). Gürültü ölçüm cihazı IEC 61672-1: 2002 Standardında öngörülen gereklilikleri de karşılamakta olup frekans analizi için dâhili ⅓ oktav bant filtresi bulunmaktadır. Cihaz, tüm ölçümlerin öncesi ve sonrasında kalibre edilmiştir.

Çalışmada toplanan gürültü verileri, bir istatistiksel analiz paketi kullanılarak incelenmiştir (SPSS, 2018). Değişkenler arasında karşılaştırma yapılmadan önce normallik analizi yapılmıştır. Veri grubunun normal dağılıma uygunluğu Shapiro-Wilk testi ve çarpıklık-basıklık değerleri aracılığıyla sorgulanmış ve parametrik/parametrik olmayan test tekniklerinin hangisinin kullanılacağına karar verilmiştir. Normal dağılım gösteren gruplara parametrik test tekniklerinden iki farklı bağımsız değişkene sahip gruplar için t-testi ve ikiden fazla bağımsız değişken olanlar için de tek yönlü varyans analizi (One-way ANOVA) uygulanmıştır. Normal dağılıma uygun olmayan veri grupları için parametrik olmayan test tekniklerinden iki veya daha çok grup arasında fark olup olmadığının analizinde ki-kare testi, Mann-Whitney U testi ve Kolmogorov-Smirnov testi kullanılmıştır. Analizlerde güven aralığı %95 olarak seçilmiştir.

BULGULAR ve TARTIŞMA

Doğaltaş işleme tesislerinde kullanılan 12 farklı tipteki işleme makinelerinden aşağıdaki sayılarda ölçüm alınmıştır.

katrak → 18 adet	Kafa kesme/yan kesme → 26 adet	tesis iç ortamı → 34 adet
köprülü kesim →17 adet	dolgu → 6 adet	pah kırma → 6 adet
Plaka kesme → 8 adet	ebatlama → 18 adet	dar silim → 26 adet
S/T → 33 adet	eskitme → 5 adet	yarma → 6 adet

Doğaltaş işleme tesislerinde oluşan gürültü düzeyleri, parametre bazında, hipotez testleri aracılığıyla sorgulanmıştır. Bunlar:

1. farklı makine türünün ürettiği gürültü seviyeleri arasında fark
2. aynı makine türünün farklı tesislerdeki konumundan ötürü gürültü seviyeleri arasında fark
3. ebatlama ile honlama makinelerinin ürettiği gürültü seviyeleri arasında fark
4. kafa kesme ve yan kesme makinelerinin ürettiği gürültü seviyeleri arasında fark
5. A, C ve Z filtreleri ile kaydedilen gürültü seviyeleri arasında fark

Farklı makine türünün ürettiği gürültü seviyeleri arasındaki farkı belirlemek amacı ile öncelikle normal dağılıma uygunluğu incelenmiştir. Örneklem sayısı yeterli olduğu için normal dağılıma uygunluk Shapiro-Wilk testi üzerinden değerlendirilmiştir. Veri, bu test sonucunda normal dağılıma uygun çıkmamıştır (Sig. < 0,05). Ancak Tabachnik ve Fidell (2001), veriye ait çarpıklık ve basıklık değerlerinin +1,500 ile -1,500 arasında, George ve Mallery (2010) ise +2,000 ile -2,000 arasında olduğunda verinin normal dağılıma uygun olduğunu kabul etmektedirler. Bu yaklaşımlara göre veri çarpıklığı -0,078 ve basıklığı -0,745 olduğundan normal dağılıma uygundur. Doğaltaş işleme makinelerinin betimleyici istatistik bilgileri Çizelge 1'de verilmektedir.

Çizelge 1**.** Doğaltaş işleme makinelerinin betimleyici istatistikleri

Bağımlı değişken	Süreç/makine	N	Ortalama (dBA)	Standart sapma	Standart hata	En küçük	En büyük
Lex-8sa	Katrak	18	88,7944	3,88776	,91635	80,20	94,40
	Köprülü kesim	17	95,4353	4,70425	1,14095	87,50	103,70
	Plaka kesme	8	88,1875	2,13303	,75414	85,60	91,20
	S/T	33	97,8727	2,23806	,38960	94,30	102,40
	Kafa kesme/yan kesme	26	95,6923	3,71515	,72860	89,00	103,00
	Dolgu	6	86,5333	1,19610	,48831	84,70	87,90
	Ebatlama	18	93,6833	3,88576	,91588	87,20	99,90
	Eskitme	5	98,1600	1,15672	,51730	96,90	99,20
	Tesis iç ortamı	34	88,0471	3,93194	,67432	81,40	96,40
	Pah kırma	6	88,7667	1,81622	,74147	86,50	90,40
	Dar silim	26	91,7423	3,77319	,73998	86,20	97,00
	Yarma	6	95,1500	6,08268	2,48324	87,90	101,30

Normal dağılım gösteren gruplara parametrik test tekniklerinden iki farklı bağımsız değişkene sahip gruplar için t-testi ve ikiden fazla bağımsız değişken olanlar için de tek yönlü varyans analizi (One-way ANOVA) uygulanmıştır. Normal dağılıma uygun olmayan veri grupları için parametrik olmayan test tekniklerinden iki veya daha çok grup arasında fark olup olmadığının analizinde ki-kare testi, Mann-Whitney U testi ve Kolmogorov-Smirnov testi kullanılmıştır. Analizlerde güven aralığı %95 olarak seçilmiştir.

Farklı makine türünün ürettiği gürültü seviyelerinin veri grupları varyansların homojenliği testi sonucuna göre günlük gürültü değeri %95 güven aralığına uygun çıkmadığından ($Sig_{lex(8h)}$ = 0,004) grup varyanslarının homojen olmadığı sonucuna varılmıştır. Bu yüzden düzeyinde çoklu karşılaştırma tablosunda Tamhane testi baz alınarak, ikilik gruplar arasındaki farklılık incelenmiştir.

Tek yönlü varyans analizi sonuçlarına göre %95 güvenle grup ortalamaları arasında istatistiksel olarak anlamlı bir farklılık olduğu sonucuna varılmıştır ($Sig_{Lex(8h)}$ = 0,000). Grup verilerinin normal dağılıma uygun olduğu kabul edildiğinde günlük gürültü oluşturan makinelerin ortalamaları arasındaki farklılık %95 düzeyinde çoklu karşılaştırma tablosunda Tamhane testi baz alınarak, ikilik gruplar arasındaki farklılık incelenmiştir (Çizelge 2). Buna göre günlük gürültü düzeyi için tüm grup ortalamaları arasında

%95 düzeyinde anlamlı bir farklılık vardır. Günlük gürültü maruziyeti için katrak makinesi ile köprülü kesim, S/T, kafa kesme/yan kesme, eskitme kazanı arasında anlamlı bir fark bulunurken; diğer makine grupları ile katrak makinesi arasında anlamlı bir farklılık bulunmamaktadır. Çizelge 2'de birbiri arasında anlamlı farklılık bulunan iş makineleri koyu punto ile belirtilmiştir.

Çizelge 2. $L_{ex\text{-}8sa}$ üzerine tek yönlü varyans analizi sonuçları

TEST	(I)	(J)	Ortalamaların farkı (I-J)	(I)	(J)	Ortalamaların(I) farkı (I-J)	(J)	Ortalamaların(I) farkı (I-J)	(J)	Ortalamaların farkı (I-J)
TAMHANE	Katrak	**Köprülü kesim**	**-6,64085***	S/T	**Katrak**	**9,07828***	Ebatlama	**Katrak**	**4,88889***	Pah kırma	Katrak	-,02778
		Plaka	,60694		Köprülü kesim	2,43743		Köprülü kesim	-1,75196		**Köprülü kesim**	**-6,66863***
		S/T	**-9,07828***		**Plaka**	**9,68523***		**Plaka**	**5,49583***		Plaka	,57917
		Kafa/yan kesme	**-6,89786***		Kafa/yan kesme	2,18042		**S/T**	**-4,18939***		**S/T**	**-9,10606***
		Dolgu	2,26111		**Dolgu**	**11,33939***		Kafa/yan kesme	-2,00897		**Kafa/yan kesme**	**-6,92564***
		Ebatlama	**-4,88889***		**Ebatlama**	**4,18939***		**Dolgu**	**7,15000***		Dolgu	2,23333
		Eskitme kazanı	**-9,36556***		Eskitme kazanı	-,28727		**Eskitme kazanı**	**-4,47667***		**Ebatlama**	**-4,91667***
		Tesis içi	,74739		**Tesis içi**	**9,82567***		**Tesis içi**	**5,63627***		**Eskitme kazanı**	**-9,39333***
		Pah kırma	,02778		**Pah kırma**	**9,10606***		**Pah kırma**	**4,91667***		Tesis içi	,71961
		Dar silim	-2,94786		**Dar silim**	**6,13042***		Dar silim	1,94103		Dar silim	-2,97564
		Yarma	-6,35556		Yarma	2,72273		Yarma	-1,46667		Yarma	-6,38333
	Köprülü kesim	**Katrak**	**6,64085***	Kafa kesme /yan kesme	**Katrak**	**6,89786***	Eskitme kazanı	**Katrak**	**9,36556***	Dar silim	Katrak	2,94786
		Plaka	**7,24779***		Köprülü kesim	,25701		Köprülü kesim	2,72471		Köprülü kesim	-3,69299
		S/T	-2,43743		**Plaka**	**7,50481***		**Plaka**	**9,97250***		Plaka	3,55481
		Kafa/yan kesme	-,25701		S/T	-2,18042		S/T	,28727		**S/T**	**-6,13042***
		Dolgu	**8,90196***		**Dolgu**	**9,15897***		Kafa/yan kesme	2,46769		**Kafa/yan kesme**	**-3,95000***
		Ebatlama	1,75196		Ebatlama	2,00897		**Dolgu**	**11,62667***		**Dolgu**	**5,20897***
		Eskitme kazanı	-2,72471		Eskitme kazanı	-2,46769		**Ebatlama**	**4,47667***		Ebatlama	-1,94103
		Tesis içi	**7,38824***		**Tesis içi**	**7,64525***		**Tesis içi**	**10,11294***		**Eskitme kazanı**	**-6,41769***
		Pah kırma	**6,66863***		**Pah kırma**	**6,92564***		**Pah kırma**	**9,39333***		**Tesis içi**	**3,69525***
		Dar silim	3,69299		**Dar silim**	**3,95000***		**Dar silim**	**6,41769***		Pah kırma	2,97564
		Yarma	,28529		Yarma	,54231		Yarma	3,01000		Yarma	-3,40769
	Plaka	Katrak	-,60694	Dolgu	Katrak	-2,26111	Tesis içi	Katrak	-,74739	Yarma	Katrak	6,35556
		Köprülü kesim	**-7,24779***		**Köprülü kesim**	**-8,90196***		**Köprülü kesim**	**-7,38824***		Köprülü kesim	-,28529
		S/T	**-9,68523***		Plaka	-1,65417		Plaka	-,14044		Plaka	6,96250
		Kafa/yan kesme	**-7,50481***		**S/T**	**-11,33939***		**S/T**	**-9,82567***		S/T	-2,72273
		Dolgu	1,65417		**Kafa/yan kesme**	**-9,15897***		**Kafa/yan kesme**	**-7,64525***		Kafa/yan kesme	-,54231
		Ebatlama	-5,49583*		**Ebatlama**	**-7,15000***		Dolgu	1,51373		Dolgu	8,61667
		Eskitme kazanı	**-9,97250***		**Eskitme kazanı**	**-11,62667***		**Ebatlama**	**-5,63627***		Ebatlama	1,46667
		Tesis içi	,14044		Tesis içi	-1,51373		**Eskitme kazanı**	**-10,11294***		Eskitme kazanı	-3,01000
		Pah kırma	-,57917		Pah kırma	-2,23333		Pah kırma	-,71961		Tesis içi	7,10294
		Dar silim	-3,55481		Dar silim	-5,20897*		**Dar silim**	**-3,69525***		Pah kırma	6,38333
		Yarma	-6,96250		Yarma	-8,61667		Yarma	-7,10294		Dar silim	3,40769

Buna göre;

1. Katrak makinesi ile köprülü kesim, köprülü kesim, S/T, kafa kesme/yan kesme, eskitme kazanı arasında,
2. Köprülü kesim makinesi ile dolgu makinesi, pah kırma makinesi ve fabrika içi gürültüsü arasında,

3. Plaka kesim makinesi ile köprülü kesim, S/T, kafa kesme/yan kesme, eskitme kazanı arasında,
4. S/T makinesi ile katrak makinesi, plaka kesim, dolgu, ebatlama makineleri, fabrika içi gürültüsü, pah kırma, dar silim makinesi arasında,
5. Kafa/yan kesme makinesi ile katrak makinesi, plaka kesim makinesi, dolgu, fabrika içi gürültüsü, pah kırma, dar silim makinesi arasında,
6. Dolgu makinesi ile köprülü kesim makinesi, S/T, kafa kesme/ yan kesme makinesi, ebatlama hattı, eskitme kazanı arasında anlamlı farklılıklar varken; Yarma makinesi ile hiçbir makine grubu arasında anlamlı bir farklılık bulunmamaktadır.

Makine türlerinin tesis yerleşkesi içinde farklı konumlandırılmaları sonucu oluşabilecek farklılıkların karşılaştırması Çizelge 3'de verilmektedir. Buna göre her makine türü için fabrika yerleşkesi içinde yerleştirilmeleri istatistiksel olarak anlamlı düzeyde farklılık içermektedir. Makinelerin birbirinden etkilenmeleri sonucu gürültü seviyeleri arasında oldukça farklı sonuçlar çıkmaktadır. Sözgelimi kafa kesim / yan kesim makineleri için sekiz saatlik gürültü seviyesi değerlendirildiğinde, fabrika içinde izole bir alanda çalışan Sözgelimi kafa kesim / yan kesim makineleri ile bu şekilde yalıtılmamış ve fabrika içinde eşzamanlı olarak çalışan diğer makinelerden etkilenen Sözgelimi kafa kesim / yan kesim makinelerinin gürültü seviyesi arasında anlamlı bir fark bulunmaktadır. Yeni bir tesis tasarımında bu farklılık göz önünde bulundurulmalıdır.

Çizelge 3. Parametrik olarak sonuçların karşılaştırılması

Süreçler/makineler	Test		Bağımlı değişken	Sonuç/Açıklama
Katrak	Parametrik	Tek yönlü ANOVA/Tamhane	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var
Köprülü kesim	Parametrik	Tek yönlü ANOVA/Tamhane	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var
Plaka	Parametrik	Bağımsız Örneklem Testi/t-testi	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var
S/T	Parametrik	Tek yönlü ANOVA/Tamhane	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var
Kafa kesme/yan kesme	Parametrik	Tek yönlü ANOVA/Tukey	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık yok
Dolgu	Parametrik	Ölçüm alınan tek işletme olduğu için analiz dışında tutuldu		
Ebatlama	Parametrik	Tek yönlü ANOVA/Tukey	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık yok
Eskitme kazanı	Parametrik	Bağımsız Örneklem Testi/t-testi	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var
Tesis iç ortamı	Parametrik	Tek yönlü ANOVA/ Tamhane	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var
Pah kırma	Parametrik	Bağımsız Örneklem Testi/t-testi	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var
Dar silim	Parametrik	Tek yönlü ANOVA/Tamhane	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var
Yarma	Parametrik	Bağımsız Örneklem Testi/t-testi	L_{ex-8sa}	Fabrika yerleşkeleri farklı olan işletmeler arasında anlamlı farklılık var

Makine türlerinin tesis yerleşkesi içinde gürültü düzeyleri arasında anlamlı farklılık olup olmadığının incelenmesi tüm makine grupları için ayrı ayrı aynı analizler yapılarak değerlendirilmiştir. Tesisler kodlanarak analizler yapılmıştır. Makine türlerinin sayılarının farklı olması her tesis de aynı tür doğaltaş işleme makinesinin bulunmamasından kaynaklanmaktadır. Dolgu hattı makinesi sadece bir işletme bulunduğu için bu makine türü için inceleme yapılamamıştır. Bazı iş makineleri de yalnızca iki farklı tesiste bulunmaktadır. Bu tür iş makineleri için tek yönlü karşılaştırma yapılamamış olup bağımsız örneklem t-testi ile analizler gerçekleştirilmiştir (Karagöz, 2017). Plaka kesim makinesi, eskitme kazanı, pah kırma makinesi ve yarma makinesi bu analizlere örnek teşkil etmektedir. Bu test sonucuna göre bu iş makineleri farklı tesis yerleşkelerinde anlamlı düzeyde farklılar oluşturmaktadır.

Ebatlama ve honlama makineleri arasında gürültü seviyeleri bazında fark olup olmadığı bağımsız örneklem t-testi ile sorgulanmıştır. Analiz sonucunda anlamlı bir farklılık çıkmazken ebatlama makinesi daha yüksek gürültü ortalaması vermektedir.

Kafa kesme makinesi ile yan kesme makineleri arasında fark olup olmadığı, bağımsız örneklem t-testi ile sorgulanmış olup yine aynı şekilde, iki makine grubu arasında anlamlı bir farklılık çıkmamıştır. Bu iki makine grubunun gürültü ortalama değerleri birbirine yakın çıkmaktadır.

A, C ve Z filtreleri ile kaydedilen gürültü seviyeleri arasında fark tek yönlü varyans analizi ile değerlendirilmiş olup normal dağılıma uygun çıkmıştır. A filtresi ortalama günlük gürültüsü (92,70∓5,14); C filtresi ortalama günlük gürültüsü (94,23∓3,93); Z filtresi ortalama günlük gürültüsü (93,50∓4,80) olarak çıkmaktadır. %95 güvenle güven aralığında tek yönlü varyans analiz sonucuna göre A filtresi ile C ve Z filtreleri arasında anlamlı bir farklılık vardır (Çizelge 4). Aynı şekilde C filtresi ile de A ve Z filtresi arasında anlamlı bir farklılık vardır. Fakat Z filtresi ile A filtresi arasında anlamlı bir farklılık varken; C filtresi arasında anlamlı bir farklılık çıkmamıştır. Bunun sonucu olarak gürültü ölçümü yapılırken sadece A filtresi değil diğer filtrelerde de ölçüm alınması gerektiği sonucuna ulaşılmaktadır.

Çizelge 4. A, C, Z filtrelerinin karşılaştırılması

Test	Filtreler (I)	Test (J)	Ortalamaların farkı (I-J)	Filtreler	Ortalama	En küçük	En büyük
Tek yönlü ANOVA TAMHANE testi	A	C	**-1,52723***	A	92,7005	80,20	103,30
		Z	**-1,36552***				
	C	A	**1,52723***	C	94,2277	86,20	102,60
		Z	**,16171**				
	Z	A	**1,36552***	Z	94,0660	78,70	103,70
		C	**-,16171**				

SONUÇLAR

Doğaltaş işleme tesislerinde kullanılan 12 farklı tipteki işleme makinesinden A, C ve Z ağırlıklı filtreler ile toplam 455 gürültü düzeyi ölçümü, A ağırlıklı filtreler ile 203 gürültü düzeyi ölçümü yapılmış ve bir istatistik analiz paketi kullanılarak değerlendirmeler yapılmıştır. Analiz sonuçlarına göre doğaltaş işleme makinelerinin tesis içindeki yerleşim yerlerinin gürültü seviyeleri üzerinde anlamlı bir şekilde etkili olduğu sonucuna varılmıştır. Özellikle tesis içinde beton bir duvarla ayrılan ya da farklı bir bölmede yalıtılmış biçimde tek başına çalışan makineler daha düşük gürültü oluşturmaktadırlar. Bu sonuçlar Dülger (2015) yaptığı çalışmayı destekler niteliktedir. En yüksek günlük gürültü düzeyi eskitme kazanı ve S/T makinelerine, en düşük düzey ise dolgu ve güçlendirme makineleri ile plaka hattına aittir. Bu sonuçlar Çınar ve Şensöğüt (2015) ile Lindawati vd., (2018) yaptıkları çalışmalar ile uyumlu çıkmaktadır.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma Sivas Cumhuriyet Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Komisyonu (CÜBAP) tarafından M-713 Nolu proje kapsamında desteklenmiştir.

KAYNAKLAR

6592 Sayılı Kanun ile Değişik 3213 Sayılı Maden Kanunu, Tarih : 15/6/1985 Sayı : 18785

Çınar, İ., Şensöğüt C. (2015). Mermer hazırlama tesislerinde oluşan gürültünün işçiler üzerindeki maruziyet değerlerinin belirlenmesi. Maden İşletmelerinde İşçi Sağlığı ve İş Güvenliği Sempozyumu Bildiriler Kitabı, 21-22 Aralık, 335-344, Adana.

ÇSGB, (2013), Çalışanların gürültü ile ilgili risklerden korunmalarına dair yönetmelik, Çalışma ve Sosyal Güvenlik Bakanlığı, www.mevzuat.gov.tr, alındığı tarih: 12.09.2018.

Dülger, S., (2015), Bir Mermer İşletmesindeki Problemlerin TRIZ Yöntemi ile Değerlendirilmesi. Yüksek Lisans Tezi, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, 98s.

George, D. ve Mallery, M. (2010). SPSS for Windows Step by Step: A Simple Guide and Reference, 17.0 update (10a ed.) Boston: Pearson.

İş Sağlığı ve Güvenliğine İlişkin İşyeri Tehlike Sınıfları Tebliğinde Değişiklik Yapılmasına Dair Tebliğ, Tarih: 27 Şubat 2017, Sayı: 29992

Karagöz, Y. (2017). SPSS ve AMOS Uygulamalı Nitel-Nicel-Karma Bilimsel Araştırma Yöntemleri ve Yayın Etiği. Nobel Akademik Yayıncılık, ISBN: 978-605-320-811-2.

Lindawatia, L., Fitriadia, N., Afdhalb. (2018). Analysis of Noise Level Generated by Stone Cutter Machine A Case Study in Marble Production Unit. South Aceh, Jurnal Inovasi Teknologi dan Rekayasa ISSN: 2581-1274 Vol. 3, No 1, pp.53-58.

Onargan, T., Köse, H. ve Deliormanlı, A. (2006). Mermer (4. Baskı). İzmir: TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını

Şengün, N., Altindağ, R., Demirdağ, S. (2012). Dairesel Testerelerle Kesme İşleminde Testere Devir Sayısının Ve Gürültü Seviyesi Değişimlerinin İncelenmesi. Pamukkale Üniversitesi Mühendislik Bilimleri Dergisi, Cilt 19, Sayı 3, s121-126.

Tabachnick, B.G., Fidell. L.S. (2013). Using Multivariate Statistics (sixth ed.). Pearson, Boston.

Taştan, H. T, (2016). Granit Fabrikalarında Gürültü Maruziyetinin Değerlendirilmesi. İş Sağlığı ve Güvenliği Uzmanlık Tezi, ÇSGB İş Sağlığı ve Güvenliği Genel Müdürlüğü

EFFECTS OF TEMPERATURE ON MECHANICAL PROPERTIES OF SOME CARBONATE ROCKS FROM TURKEY

Y. Ozcelik [1]*, A. Ozguven[2], E. Yilmazkaya [1], H. Sonmez [3], M. Ercanoglu[3]

[1] *Department of Mining Engineering, Hacettepe University, 06800, Beytepe Ankara, Turkey*
*(*Corresponding author: yilmaz@hacettepe.edu.tr)*
[2] *General Directorate of Mineral Research and Exploration, Ankara, Turkey*
[3] *Department of Geological Engineering, Hacettepe University, 06800, Beytepe Ankara, Turkey*

ABSTRACT

Fire and high temperatures cause deterioration of rocks. There are many studies focused on the effect of high temperature on mechanical properties of sandstone and granites but there are a few insufficient studies on carbonate rocks. The aim of this study is to investigate the changing of mechanical properties including compressive and tensile strength of some carbonate rocks exposed to different temperatures ranging from room temperature up to 1000 °C (1273 K) in the oven. For this purpose, samples were exposed to the heat separately starting from 200 °C (473 K), gradually 400 (673 K), 600 (873 K), 800 (1073 K) and 1000 °C (1273 K) and then some mechanical properties of them and reference sample at room temperature were determined. The results obtained from the tests were analyzed in detail in terms of criticality of temperature degree, positive or negative effect on mechanical properties of temperature rise of rocks exposed to heat. As a result of this study, it is found out that temperature changes for rocks are affecting the compressive and tensile strength values. Compressive and tensile strength of the carbonate rocks from Turkey decrease with increasing temperature.

Keywords: Carbonate rocks, Thermal effect, High temperature, Mechanical properties.

INTRODUCTION

Houses, schools, factories, offices, tunnels, bridges and oil platforms can be affected by high temperatures due to fire. As a result of the effect of temperature, a number of deteriorations occur in the elements forming them. There are several significant studies about the deteriorations of the elements that form the structure, but there are only a few studies on natural building stones (Ozcelik and Ozguven, 2013; 2014).

It is important to predict the behavior of natural stones located around high temperature and heat sources, against the temperature to take necessary security measures with estimating the damage. The physical, mechanical, chemical and petrographical properties of rock used as building materials are important from the aspect of their uses in our daily life (Karaca et al., 2010). Marble is a material constantly used in building, either for structural (columns, floors, etc.) or decorative purposes (frieses, reliefs, statues, etc.). It is a noble material of particular beauty and easy manipulation, but it is susceptible to alteration by natural atmospheric agents or others resulting from urban and industrial activity (Rodriguez-Gordillo and Saez-Perez, 2006).

Researchers investigating the effects of different temperatures on natural stones have demonstrated different features of the natural stones. Some of these studies such as Blackwelder (1926) heating igneous rocks at different temperatures up to 880 °C (1153 K) as the presence of empirical observations or researchers such as Allison and Bristow (1999), Gomez-Heras et al. (2004), McCabe et al. (2007) studied the weathering of rocks by the fire simulation.

The effect of temperature on marble was investigated by Liu and Xu (2013). They carried out dynamic mechanical experiments on marble under different temperatures and different impact loadings by using the high temperature split Hopkinson pressure bar (SHPB) experimental system. Their experimental results show that the stress–strain curves under impact loadings and different temperature show the same change trend below 800 °C. When temperature exceeds 800 °C (1073 K), the densification stage prolongs, the curve moves towards right quickly, the slope decreases and the yielding stage extends evidently. The dynamic mechanical characteristics of marble take on obvious temperature effects.

Ozguven and Ozcelik (2013) investigated the effects of different degrees of temperature from room temperature up to 1000 °C (room temperature, 200 (473 K), 400 (673 K), 600 (873 K), 800 (1073 K) and 1000 °C (1273 K) on marble and limestone by using the aspects of change in color and whiteness, polish reception, daily physical change, pH and temperature variations of the cooling solution which was prepared from the cooked samples at 800 °C (1073 K) and 1000 °C (1273 K). They found that natural stones' structure becomes damaged and/or changes, brakes down, pours or cracks when heated above 800 °C (1073 K). They also mentioned that natural stones that face this amount of heat under atmospheric conditions, crack, fragmentize, spall and disperse generally.

Ozguven and Ozcelik (2014) investigated the changing of physical and mechanical properties of natural building materials including limestone and marbles exposed to different temperatures ranging from room temperature up to 1000 °C (1273 K) in the oven. They mentioned that the temperature above 800 °C, calcite turns into portlandite. This conversion leads to changing of structural and textural properties of natural building stone.

In all of the investigated studies, exposed temperatures are generally less than 1000 °C (1273 K) and therefore some of the physical and mechanical properties of carbonate rocks exposed up to this temperature are not studied in detail. For this reason, the effect of high temperature on physical and mechanical properties of carbonate rocks is investigated in detail in this study. For this purpose, positive or negative impacts of the high temperature effects on natural stones are examined.

MATERIALS AND METHODS

The purpose of this study is to determine the variations in the properties of some natural stones against the temperature, which have different structural and textural properties, and are widely available and commercially produced in Turkey. For this purpose, 8 different carbonate rock samples were used. The codes, commercial names and petrographic descriptions of the samples determined from thin-sections under a polarized microscope are given in Table 1.

Table 1. The commercial names and petrographic descriptions of the carbonate samples used in this study

Sample Code	Commercial Name	Petrographic Descriptions
HP	Hazar Pink	Sparitic limestone. Bioclast, calcite and abundantly fossils are present.
DB	Daisy Beige	Biosparitic limestone. Moderately crystalline calcite and small amount of opaque minerals are present.
SB	Sivrihisar Beige	Sparitic limestone. Moderate crystalline calcite and a small amount of recrystallized thinney calcite veins and opaque minerals are present.
BB	Burdur Beige	Sparitic limestone. Moderate crystalline calcite and a small amount of recrystallized thinney calcite veins and opaque minerals are present.
AW	Afyon White	Marble. Granoblastic texture. Moderate crystalline calcite and a small amount of recrystallized thinney calcite veins and opaque minerals are present.
AG	Afyon Gray	Marble. Granoblastic texture. The calcites with pressure twining are present.
AT	Afyon Tigerskin	Marble. Granoblastic texture. Coarse - moderate crystalline calcite and small amount of opaque minerals and quartz are present.
MM	Mugla Milas	Marble. Granoblastic texture. Calcite and small amount of muscovite, quartz, and opaque minerals are present

First, some physical and mechanical properties of the samples used in the study were determined before exposing to the high temperatures. The experiments were performed under the conditions stated in the TS and EN Standards with all samples given in Table 1. Results of the experiments are given in Table 2.

Table 2. Some physical and mechanical properties of the samples used in the study

Tests	Units	HP	DB	SB	BB	AW	AG	AT	MM	Used Standard
UW	g/cm^3	2,64	2,66	2,70	2,68	2,71	2,71	2,71	2,71	TS 699:1987
P	%	3,7	2,2	1,0	2,4	0,2	0,1	0,7	0,7	TS 699:1987
H	Mohs	4,0	4,0	3,5	4,0	3,0	3,0	3,0	3,0	TS 6809:1989
WA	%	0,9	0,6	0,2	0,7	0,1	0,1	0,1	0,1	TS EN 13755:2009
UCS	MPa	149,2	187,4	137,2	139,3	83,3	80,4	70,3	61,2	EN 1926: 2006
TS	MPa	8,52	10,35	10,22	9,16	7,86	9,60	6,89	5,04	TS 7654:1989
AR	$cm^3/50cm^2$	11,7	10,3	13,7	12,3	23,6	24,6	23,6	23,0	EN 14157:2004
FL	%	0,03	0,03	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	TS 699:1987
FTR	MPa	122,7	191,1	134,7	183,8	85,1	92,0	74,2	77,5	TS 699:1987

UW: Unit weight, P: Porosity, H: Mohs Hardness, WA: Water Absorption at Atmospheric Pressure, UCS: Uniaxial Compressive Strength, TS: Tensile Strength, AR: Abrasion Resistance, FL: Freeze Loss, FTR: Freeze-thaw Resistance

Methodology used in this study is given in Figure 1. In this study, samples were exposed to the heat separately starting from 200°C, gradually 400, 600, 800 and 1000 °C (473, 673, 873, 1073, 1273 K) and then compared with reference sample at room temperature according to the degree of temperature. By using Protherm PLF 130/25 model oven, samples were heated considering the oven

conditions with a heating rate of 5 °C (278 K) per minute. Exposing the natural stones to the required temperatures was intended with this process. After reaching the desired temperature, natural stones were kept for 1 h to inflict enough exposure to the temperature effect. Natural stones were stored in the oven for 1 h in order to let the physical and mechanical changes take place at the required temperatures. Natural stones exposed to high temperatures were cooled down to room temperature inside the oven to avoid thermal shock. An example of placing the samples in the oven is given in Figure 2.

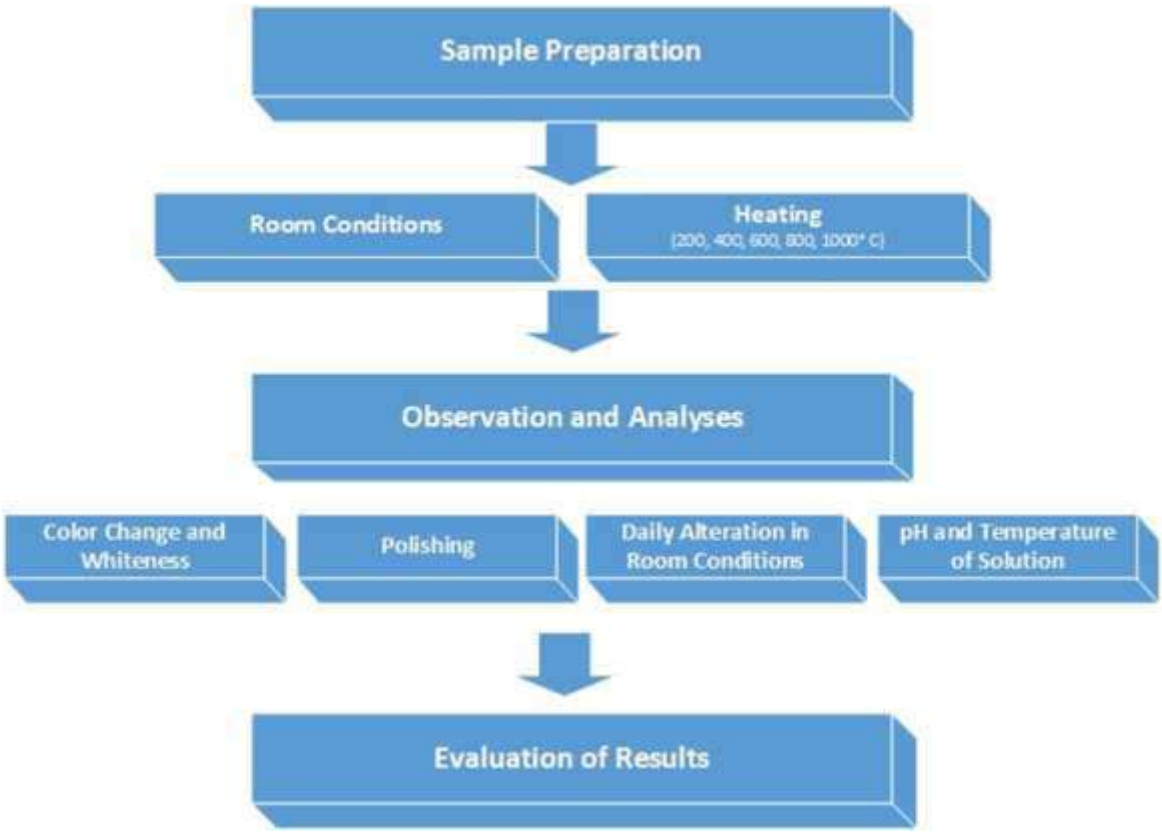


Figure 1. Methodology of the study.

Figure 2. Samples in the Protherm PLF 130/25 model furnace (Ozguven and Ozcelik, 2013)

RESULTS AND DISCUSSION

Uniaxial compressive strength

Uniaxial compressive strength values measured from the samples which were heated from room temperature up to 1000 °C (1273 K) gradually and the results are given in Figure 3 and Figure 4. When Figure 3 and 4 were analyzed, the following results were obtained. Strength of the natural stones is adversely affected by the temperature changes. HP, DB, SB and BB samples, which are limestones, keep some of their strength up to 400 °C (673 K). This is because of limestone's transformation into lime after this temperature. After 400 °C (673 K), compressive strength values rapidly decrease. Relative increase occurs in AW, AG, AT and MM samples up to 200 °C (473 K), while the strength decreases with increase in temperature. The critical temperature for carbonate rocks is 600 °C (873 K). Pressure resistance drops suddenly when natural stones are exposed above this temperature. MM sample loses its strength and even become dispersed at 800 °C (1073 K) and above it. For this reason, experiments at 1000 °C (1273 K) was not possible. For carbonate rocks the strength values decrease four times at 1000 °C (1273 K). When temperature continues to increase, reaching 1000 °C (1273 K), the specimen almost loses its carrying capacity, presenting powder failure.

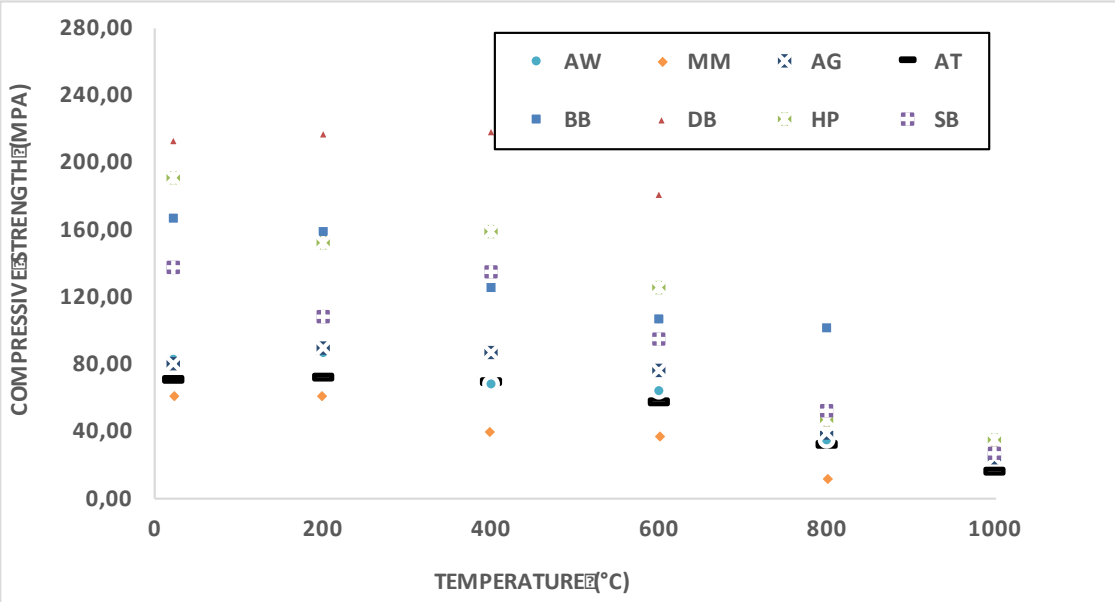


Figure 3. Compressive strength change related to temperature

Figure 4 also shows that the highest compressive strength drop at 1000 °C (1273 K) was seen in Daisy Beige (DB) sample, which is limestone, with % 84.5. The lowest drop was obtained in Afyon White (AW) sample, which is real marble with %56.9.

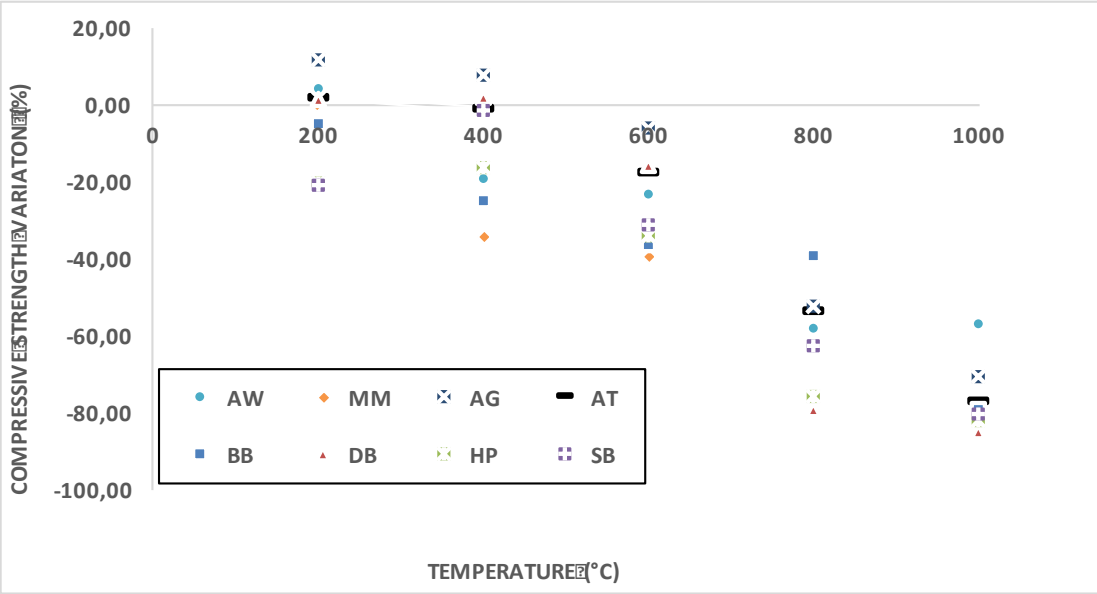


Figure 4. Compressive strength variation related to temperature.

Tensile strength

Tensile strength values measured from the samples which were heated from room temperature up to 1000 °C (1273 K) gradually and the results are given in Figure 5 and Figure 6. When Figure 5 and 6 were analyzed, the following results were obtained. At temperature exposed natural stones, tensile strength decreased with increasing temperature. At HP, DB, SB and BB samples, up to 800 °C (1073 K) temperature increase/decrease was observed. BB and DB samples after 400 °C (673 K) and HP and SB samples after 600 °C (873 K) tend to have a downward trend in tensile strength. Tensile strength of AW, AG, AT and MM samples has been changing parallel to each other. Tensile strength decreases with the increase in temperature. Sudden changes were not observed at any of the temperatures. Places that natural stones are used have gained great importance due to tensile strength's reduction with rise of temperature. Building stones must be used considering the security issues at places which are likely to reach high temperatures.

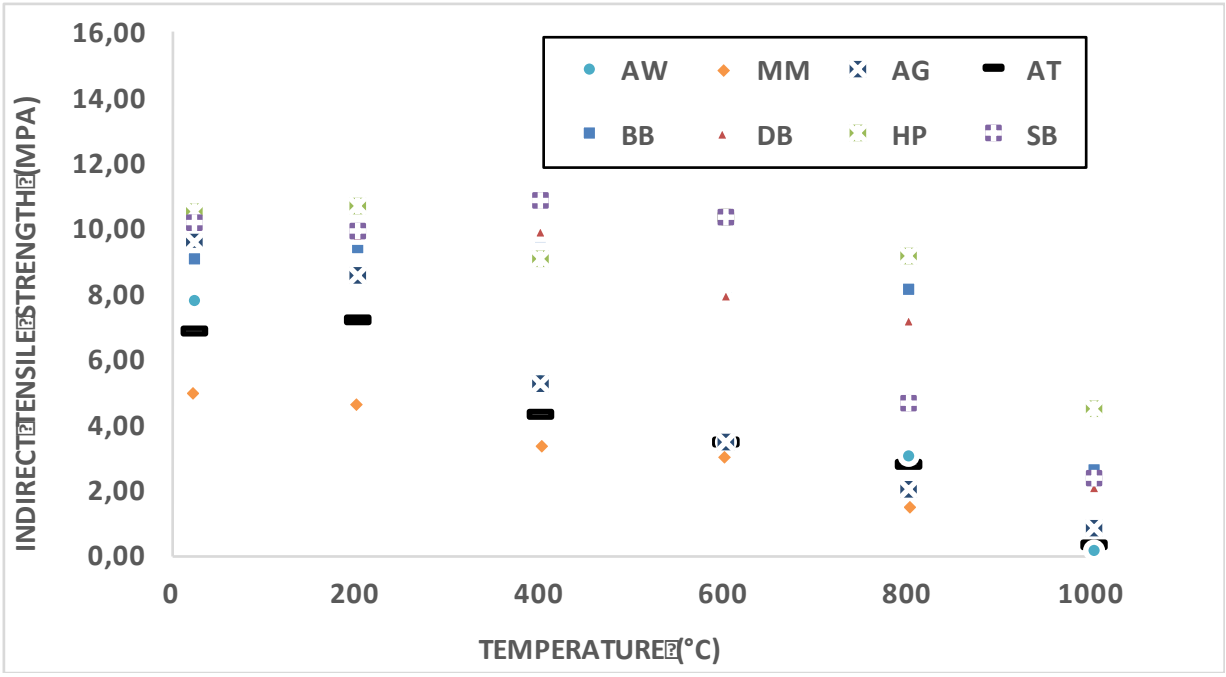


Figure 5. Indirect tensile strength change related to temperature

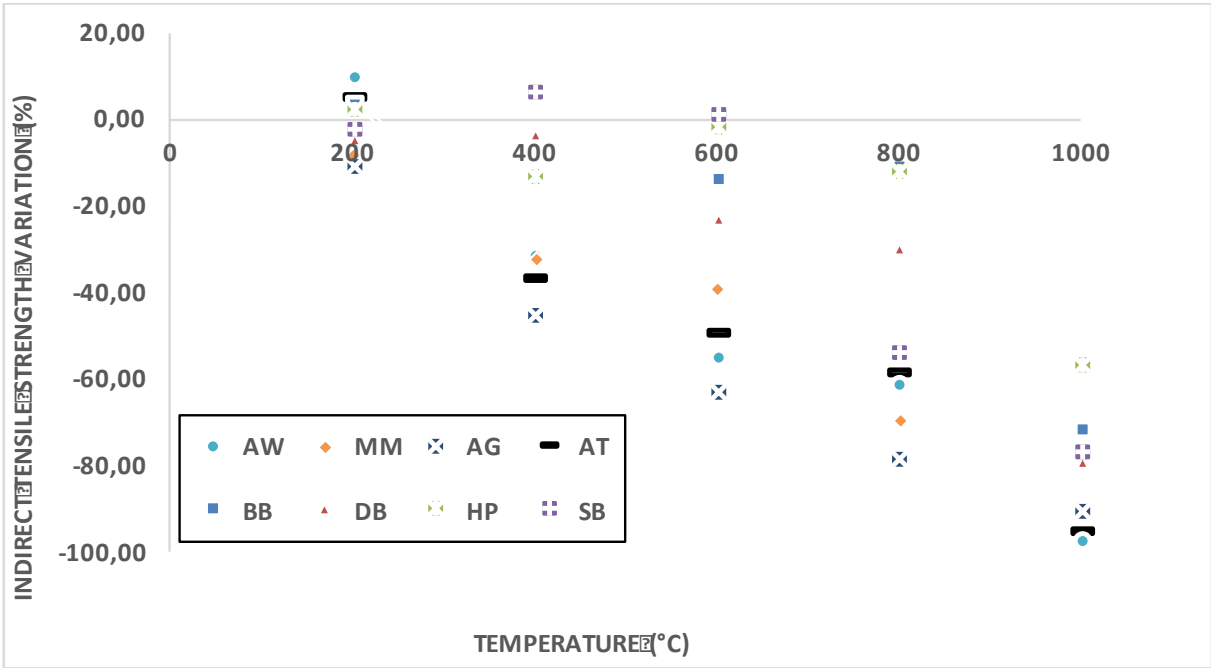


Figure 6. Indirect tensile strength variation related to temperature.

According to Figure 5, the lowest tensile strength difference between 200 °C (473 K) to 1000 °C (1273 K) was obtained in Hazar Pink (HP) limestone sample. Afyon White (AW) real marble sample showed the highest tensile strength difference between 200 °C (473 K) to 1000 °C (1273 K) among all samples. Figure 6 also shows that the highest drop in indirect tensile strength value at 1000 °C (1273 K) was obtained in Afyon White (AW) sample, which is real marble, with %97.1. The lowest drop was seen in Hazar Pink (HP) sample, which is limestone, with %56.9.

CONCLUSIONS

The following results were obtained from the studies with investigating the changing the compressive and tensile strength of some carbonate rocks exposed to different temperatures ranging from room temperature up to 1000 °C (1273 K) in the oven.

- Temperature changes for natural stones are affecting the compressive strength values. Especially, strength values of the samples with 600 °C (873 K) and above are relatively low.
- Tensile strength of the samples decreases with increasing temperature. For the limestones, this is observed in an irregular trend at different temperatures with decrease/increase. For the marbles, strength is regularly decreases depending on the increase of temperature.
- Usage areas of the natural stones exposed to fire or high temperatures are very important depending on the level of temperature. The natural stones as a carrier in buildings is not convenient to use if the building would possibly reach to temperatures of 600 °C (873 K) and above.

REFERENCES

Allison, R.J., Bristow, G.E., 1999, The effects of fire on rock weathering: some further considerations of laboratory experimental simulation, *Earth Surface Processes and Landforms*, 24: 707-713.

Blackwelder, E., 1926. Fire as an agent in rock weathering. *J Geol*; 35: 134-410.

EN 14157, 2004, Natural Stone—Determination of the Abrasion Resistance.

EN 1926, 2006, Natural Stone Test Methods—Determination of Uniaxial Compressive Strength.

Gomez-Heras M, Varas MJ, Alvarez de Buergo M, Fort R, 2004. Characterization of changes in matrix of sandstones affected by historical fires. In: Kwiatkowski D, Lofvendahl R (eds) *Proceedings of the 10th International congress on deterioration and conservation of stone*, Stockholm, pp. 561–568. ICOMOS, Sweden.

Karaca, Z., Deliormanli, A.H., Elci, H., Pamukcu, C., 2010. Effect of freeze–thaw process on the abrasion loss value of stones. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr*.; 47, 1207–1211.

Liu, S., Xu, J., 2013. Study on dynamic characteristics of marble under impact loading and high temperature. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr*.; 62, 51–58.

McCabe, S., Smith, B.J., Warke, P.A., 2007. Sandstone response to salt weathering following simulated fire damage: a comparison of the effects of oven heating and fire. *Earth Surf. process. Landf*. 32, 1874–1883.

Ozguven, A., Ozcelik, Y., 2013. Investigation of some property changes of natural building stones exposed to fire and high heat. *Constr. Build. Mater.* 38, 813–821.

Ozguven, A., Ozcelik, Y., 2014. Effects of high temperature on physico-mechanical properties of Turkish natural building stones. *Eng. Geo*. 183, 127–136.

Rodriguez-Gordillo, J., Saez-Perez, M.P., 2006. Effects of thermal changes on Macael marble: experimental study. *Constr. Build. Mater.* 20, 355–365.

TS 6809, 1989. Determination of Scratch Hardness According to Mohs Scale, (in Turkish).

TS 699, 1987. Methods of Testing for Natural Building Stones, (in Turkish).

TS 7654, 1989. Determination of Tensile Strength of Rocks by Indirect Methods, (in Turkish).

TS EN 13755, 2009. Natural Stone Test Methods—Determination of Water Absorption at Atmospheric Pressure, (in Turkish).

EMİRDAĞ (AFYONKARAHİSAR) TRAVERTENLERİNİN MİNERO-PETROGRAFİK, JEOKİMYASAL VE FİZKO-MEKANİK ÖZELLİKLERİ ÜZERİNE DEĞERLENDİRMELER

ASSESSMENTS ON MINERO-PETROGRAPHICS, GEOCHEMICAL and PHYSICAL-MECHANICAL PROPERTIES OF EMİRDAĞ (AFYONKARAHİSAR) TRAVERTINES

T. Koralay [1,] *, S.B. Çelik [1], K. Deniz [2]

[1] *Pamukkale Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü 20160 Kınıklı/DENİZLİ*
*(*Sorumlu yazar: tkoralay@pau.edu.tr)*
[2] *Ankara Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü 50. Yıl Yerleşkesi Gölbaşı/ANKARA*

ÖZET

Bu çalışmada, Afyon Silver ticari adıyla bilinen ve Emirdağ (Afyonkarahisar) bölgesi traverten örneklerinin minero-petrografik, jeokimyasal özelliklerinin yanı sıra temel fiziksel ve mekanik özellikleri incelenmiştir. Traverten örnekleri tamamen kristalli bir yapıda olup, boyutları 100-250 µm arasında değişen kalsit bileşimli karbonat minerallerinden oluşmaktadır. XRD ve Konfokal Raman spektrometre çalışmaları bu sonuçları desteklemektedir. Traverten örneklerinin ortalama CaO içerikleri %55.75, MgO içerikleri <%0.012, Fe_2O_3 içerikleri %0.020 ve MnO içerikleri %0.101 olarak belirlenmiştir. Fiziko-mekanik test sonuçlarına göre görünür yoğunluk değerlerinin 2.38 ile 2.52 g/cm^3 arasında değiştiği, doygun görünür yoğunluk değerleri ise 2.43 ile 2.55 g/cm^3 arasında belirlenmiştir. Görünür gözeneklilik ve ağırlıkça su emme değerleri sırasıyla %3.04 ile 5.22 ve %1.21 ile 2.19 arasında değişmektedir. Örneklerin dikey aşınma değerleri 22.99 ile 28.13 mm arasında, ortalama değeri 25.91 mm olarak belirlenmiştir. Sonik hız iletim değerleri 4.49 ile 5.87 km/s arasında ölçülmüştür. Tek eksenli basınç dayanımı ise 23.17 ile 53.22 MPa arasında belirlenmiştir. Ayrıca levha örnekler üzerinde 3 ve 4 nokta eğilme dayanımı deneyleri gerçekleştirilmiş ve ortalama değerler olarak sırasıyla 14.67 ve 11.19 MPa olarak belirlenmiştir. Donma-çözünme deney sonuçlarına göre örneklerde ortalama %0.86 ağırlıkça malzeme kaybının meydana gelirken, tek eksenli basınç dayanımlarında önemli bir değişiklik gözlenmemiştir. Yapılan mineralojik, petrografik, kimyasal ve fiziko-mekanik testler sonucunda incelenen traverten örneklerinin doğal yapıtaşı olarak kullanılabilir özelliklere sahip olduğu belirlenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Traverten, Emirdağ (Afyonkarahisar), Raman Spektrometre, Jeokimya, Fiziko-Mekanik testler

ABSTRACT

In this study, the minero-petrographical, chemical properties as well as basic physical and mechanical properties of the travertine samples, known as Afyon Silver from Emirdağ (Afyonkarahisar) region were comprehensively examined. The travertine samples have completely crystalline texture and consist of carbonate minerals (calcite in composition) with ranging from 100-250 µm. XRD and Confocal Raman Spectrometer studies are supported these results. The average CaO content of the travertine samples were 55.75%, MgO content <0.012%, Fe_2O_3 (as total iron) content 0.020% and MnO content 0.101%. According to the results of the physico-mechanical test, the apparent dry density values were between 2.38 and 2.52 g/cm^3 and the saturated density values were between 2.43 and 2.55 g/cm^3. Open porosity and water absorption values were determined as 5.24% and 1.21% to 2.19%, respectively. The vertical abrasion values of the travertine samples were between 22.99 and 28.13 mm, and the average value was 25.91 mm. Sonic velocity values were measured between 4.49 and 5.87 km/s. The uniaxial compressive strength was determined between 23.17 and 53.22 MPa. In addition, 3 and 4 point bending strength tests were performed on the plate samples and the mean values were

determined as 14.67 and 11.19 MPa, respectively. According to the freeze-thaw test results, the average loss of material by weight was 0.86% and there is a negligible amount of differences in uniaxial compressive strength. As a result of mineralogical, petrographic, chemical and physico-mechanical tests, It is determined that travertine samples have the characteristics that can be used as natural building stones.

Keywords: Travertine, Emirdağ (Afyonkarahisar), Raman Spectrometer, Geochemistry, Physico-Mechanic tests

GİRİŞ

"Doğal yapı taşları" ocaktan çıkarıldıktan sonra doğrudan ve/veya çok az bir işlemden geçirildikten sonra kullanılabilen, atmosfer etkilerine dayanıklı, teknolojik özellikleri bakımından yapı işlerinde kullanmaya elverişli kayaç türleridir. İnsanoğlu geçmişte ve günümüzde kolaylıkla elde edilebilmesi, şekil verilebilir olması ve dayanıklılığı sebebiyle doğal yapı taşlarını yaygın olarak kullanmış/kullanmaktadır. Günümüz dünyasında teknolojik ve bilimsel anlamdaki gelişmelere paralel olarak, hayat ve yaşam anlayışımız da değişmekte, yaşam alanlarımızın dekorasyonunda yapay taşlar yerine doğal yapı taşları daha çok tercih edilmektedir. Yapı malzemesi olarak kullanılan doğal taşların başında sedimanter, metamorfik ve magmatik bileşimli kayaçlar gelmektedir. Bu kayaçlardan bazıları kolay işlenebilir ve yaygın olarak bulunması nedeniyle eski çağlardan beri kullanılıyorken, gelişen üretim teknolojileri ile beraber yeni kayaç türleri insanoğlunun kullanımına sunulmuştur. Tarihi ve güncel yapılarda kullanılan doğal taşların başında travertenler gelmektedir. Travertenler yüksek miktarda kalsiyum karbonat içeren yüzey ve yeraltı sularının yeryüzüne çıktığı alanlarda bünyesindeki kalsiyum karbonatın kimyasal ve/veya biyokimyasal yollarla çökelmesi sonucu oluşan sedimanter kayaçlardır. Travertenler mineralojik olarak karbonat minerallerinden (çoğunlukla kalsit, daha az oranda aragonit ve dolomit) oluşmaktadır (Guo and Riding, 1998; Koralay et al., 2017; 2019; Özkul vd., 2002; Özkul et al., 2013; Pentecost, 2005). Ülkemiz traverten oluşumları bakımından oldukça yaygın yüzeylenmelere (Kaklık-Denizli, Bucak-Burdur, Mut-Mersin, Emirdağ-Afyonkarahisar, Sıcakçermik-Sivas, Sındırgı-Balıkesir, Otlukbeli-Erzincan, Diyadin-Ağrı) ev sahipliği yapmaktadır. Bu ocaklardan blok, moloz olarak çıkarılan travertenler fabrikalarda işlenerek ebatlı honlu - cilalı traverten plaka gibi mamüller halinde iç piyasada kullanılmakta veya büyük oranda yurtdışına ihraç edilmektedir. Benzer şekilde Anadolu'nun birçok yerleşim merkezinde özellikle binaların cephe kaplamalarında, şehir içindeki ortak kullanım alanlarında bordür ve kaldırım kaplama taşı olarak yaygın olarak kullanıldığı görülmektedir.

Bu çalışmada, Afyon Silver ticari adıyla bilinen ve Emirdağ (Afyonkarahisar) bölgesinden temin edilen traverten örneklerinin minero-petrografik (Optik Mikroskop, X-Işınları Difraktometre-XRD, Konfokal Raman Spektrometre-CRS), kimyasal (X-Işınları Floresans-XRF) özelliklerinin yanı sıra temel fiziksel ve mühendislik özellikleri (Yoğunluk, gözeneklilik, ağırlıkça su emme, dikey aşınma, sonik hız, donma-çözünme, tek eksenli basınç dayanımı, eğilme dayanımı) detaylı olarak incelenmiştir.

ÖRNEKLEME VE ANALİZ YÖNTEMLERİ

Çalışmada kullanılan traverten örnekleri Denizli'de faaliyet gösteren KARETAŞ Madencilik firmasından temin edilmiştir. Örneklerin mineral bileşimleri ve dokusal özelliklerini belirlemek amacıyla Pamukkale Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü İnce Kesit Laboratuvarı'nda ince kesitleri hazırlanmış, Optik Mineraloji Laboratuvarı'nda, "Carl-Zeiss Primotech**"** marka alttan ve üstten aydınlatmalı polarize mikroskop kullanılarak mineral bileşimleri, kristal boyu ölçümleri ve dokusal özellikleri belirlenmiştir. Traverten örneklerinde optik mikroskop çalışmaları sırasında ayrımı yapılamayan karbonat mineralleri (kalsit\dolomit\aragonit vb.) ile tanımlanamayan daha az orandaki bileşenleri belirleyebilmek için X-Işınları Difraktometre (XRD) analizleri yapılmıştır. XRD analizler için, kaya örnekleri halkalı değirmende 150-200 mesh boyutuna kadar öğütülerek toz haline getirilmiştir. Toz halindeki kaya örneklerinin XRD analizleri Ankara Üniversitesi Yer Bilimleri Uygulama ve Araştırma

Merkezi (YEBİM) Laboratuvarında "Inel Equinox 1000" marka kobalt katotlu tüplü cihazla yapılmıştır. Mikroskop ve XRD çalışmaları ile ayrımı yapılamayan karbonat minerallerinin türlerinin belirlenmesi amacıyla ince kesit örnekleri üzerinde Konfokal Raman Spektrometre (Confocal Raman Spectrometer-CRS) çalışmaları gerçekleştirilmiştir. CRS çalışmaları Ankara Üniversitesi YEBİM Laboratuvarında, yüksek çözünürlüklü, analitik "Thermo-DXR Raman spectrometer" cihazı kullanılarak yapılmıştır. Traverten örneklerinin kimyasal analizleri Ankara Üniversitesi Yer Bilimleri Uygulama ve Araştırma Merkezi (YEBİM) Laboratuvarında Spectro XLAB-2000 PEDXRF cihazı kullanılarak yapılmıştır. Analizler USGS'in sedimanter (kireçtaşı) için oluşturduğu standartlar kullanılarak kalibre edilmiştir. Daha sonra her bir kayaç tozundan 3.9 g alınarak, 0.9 g bağlayıcı wax ile homojen bir şekilde karıştırılmıştır. Karışım halindeki örnek tozu 15-20 N/m basınç altında, 32 mm çapında bir tablet şeklinde sıkıştırılmış ve analize hazır hale getirilmiştir.

Traverten örneklerinin mekanik ve fiziksel parametrelerini belirleyebilmek için 7x7x7 cm boyutlu küp örnekler hazırlanmıştır Fiziksel ve mekanik özellikleri belirlemek için TSE EN (1926, 13755, 14157, 12372, 12371, 13161)'de önerilen deneyler yapılmıştır. Hazırlanan küp numuneler üzerinde görünür, doygun görünür yoğunluk, görünür gözeneklilik, ağırlıkça su emme, dikey aşınma, sonik hız, donma-çözünme, tek eksenli basınç dayanımı ile eğilme dayanımı deneyleri gerçekleştirilmiştir. Deneyler Pamukkale Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü Kaya ve Zemin Mekaniği Laboratuvarında gerçekleştirilmiştir.

JEOLOJİK VE MİNERO-PETROGRAFİK ÖZELLİKLER

Jeolojik Yapı

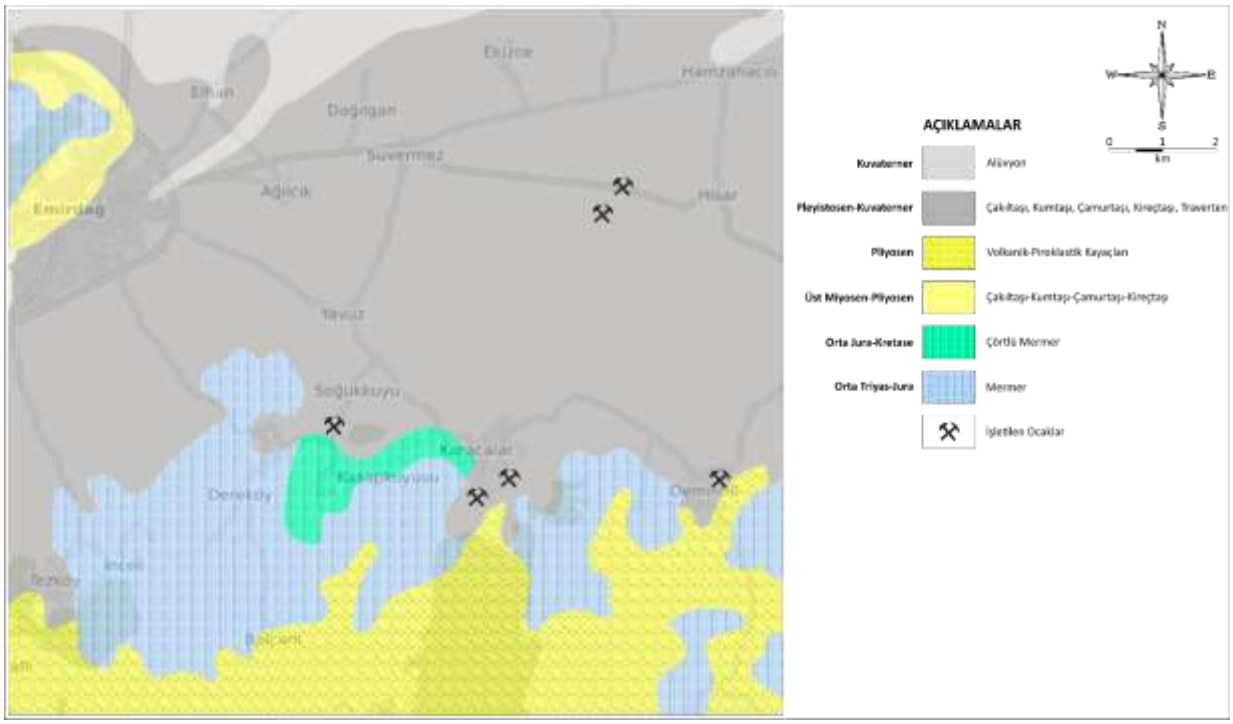
Afyon Silver ticari adıyla bilinen traverten oluşumları, Emirdağ (Afyonkarahisar) bölgesindeki ocaklardan çıkarılmaktadır (Şekil 1). Emirdağ ve çevresi İç Anadolu bölgesinin Yukarı Sakarya bölümü ile Ege Bölgesinin İç Batı Anadolu bölümünün kesiştiği, tektonik olarak aktif bir bölgede yer almaktadır. Emirdağ ve çevresinde Mesozoyik, Senozoyik ve Kuvaterner yaşlı kayaç toplulukları yüzeylenme vermektedir. Bu kayaç topluluklarının yaşlandırılmaları ve adlandırılmaları ile ilgili olarak literatürde karmaşa söz konusudur.

Mesozoyik yaşlı kayaç toplulukları Orta Triyas-Jura yaşlı mermerler ile Orta Jura-Kretase yaşlı çörtlü mermerler ile temsil edilmektedir. Literatürde "Emirdağ Formasyonu" olarak tanımlanan kayaçlar beyaz, açık gri-gri, mavimsi gri, koyu gri-siyah renkli, oldukça sert ve mikro kristalin dokulu, yaygın olarak ikincil kalsit ve silis damarları içeren, değişken tabaka kalınlığına (ince-orta-kalın) sahip mermer, çörtlü mermerlerden oluşmaktadır. Emirdağ Formasyonu içerisinde çörtlü mermerler mor renkli, içerisinde değişken tabaka kalınlıklarına sahip çört (kuvarsit) bantlarının varlığıyla tanımlanabilmektedir. Koyu gri, siyah renkli mermerler kırıldıkları zaman çürük yumurta kokusuna benzer keskin bir koku çıkarmaktadır (Canlı, 2007; Dere ve Karabaşoğlu, 2018; Kibici vd., 2001; Laçin, 1995; Metin, 1987).

Üst Miyosen-Pliyosen yaşlı kırıntılı-karbonatlı çökeller Mesozoyik yaşlı mermer-çörtlü mermerler üzerine uyuşuz olarak gelmektedir. Literatürde "İncik Formasyonu, Damlarca Formasyonu, Özburun Formasyonu, Seydiler Formasyonu" gibi yerel isimlerle tanımlanan sedimanter birimler değişken kalınlıklara sahip, açık gri, sarı, sarımsı bej renkli konglomera ve kumtaşları, sarımsı kahve, yeşilimsi gri, gri renkli kiltaşları, beyaz, gri, sarımsı bej renkli marn ve kireçtaşlarından oluşmaktadır. Emirdağ ve çevresindeki bazı lokasyonlarda yer yer tüflü, jipsli ve kömürlü seviyelerde görülebilmektedir. Kayaç birlikteliklerine göre Üst Miyosen-Pliyosen döneminde çökelme ortamının kara ve göl olarak zaman içerisinde değişim gösterdiği söylenebilir (Canlı, 2007; Laçin, 1995).

Üst Miyosen-Pliyosen yaşlı sedimanter kayaçlar ile eş yaşlı volkanik-piroklastik kayaçlar Emirdağ ve çevresinde oldukça geniş yayılıma sahip olup, siyahımsı, koyu kahverengi renkli, bazalt, kahverengi ve gri renkli andezit, traki-bazalt bileşimli volkanitler ve bunlara ait ile piroklastik (tüf, ignimbirit, aglomera) ürünlerden oluşmaktadır (Çevikbaş et al., 1988; Kibici vd., 2012; Laçin, 1995; Metin, 1987).

Üst Pleistosen-Kuvaterner yaşlı kırıntılı-karbonatlı litolojiler Emirdağ veçversindeki düzlük alanlarda yaygın olarak görülmektedir. Gri, sarımsı-beyaz, bej renkli birimler çakıltaşı, kumtaşı, çamurtaşı, kireçtaşı ve traverten litolojilerinden oluşmaktadır. Karbonat bileşimli litolojiler kırıntılı litolojilerin üst seviyelerinde yer almaktadır. Soğukkuyu-Karacalar-Demircili-Hisar yerleşimleri çevresindeki kireçtaşı ve traverten litolojileri içerisinde açılmış çok sayıda ocak bulunmaktadır. Gevşek tutturulmuş kum, çakıl, blok boyutundaki köşeli, az yuvarlaklaşmış parçaları kapsayan güncel alüvyonlar çoğunlukla güncel dere yatakları çevresinde bulunmaktadır (Canlı, 2007; Dere ve Karabaşoğlu 2018; Laçin, 1995).



Şekil 1. Emirdağ (Afyonkarahisar) bölgesindeki traverten ocakları ve çevresinin jeoloji haritası (http://yerbilimleri.mta.gov.tr adresinden alınmıştır).

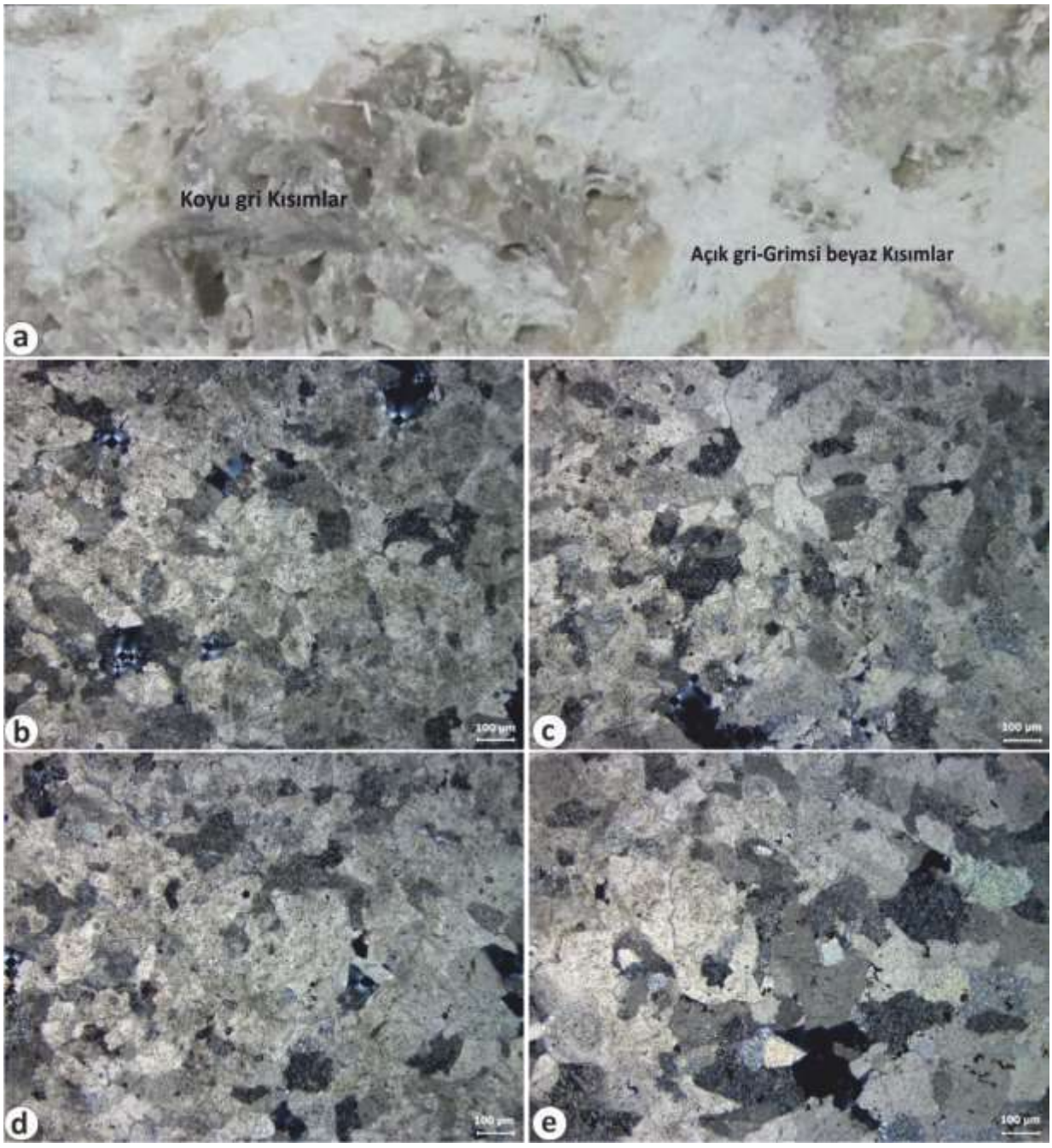
Mineralojik-Petrografik İncelemeler

Traverten örnekleri renk olarak heterojen bir görünümde olup, "Munsell Geological Rock-Color Chart" a göre grimsi sarı (5Y 8/4), açık gri-grimsi beyaz (N8-N7) ve yer yer koyu gri (N4) renklidir. Kısmen gözenekli yapıdaki traverten örneklerinde gözenekler şekilsiz ve dolgusuzdur (Şekil 2a). Traverten örnekleri ince taneli (0.1-2 mm) bileşenlerden oluşmakta olup, kısmen şeker dokusu göstermektedir. Örneklerin taze kırık yüzeylerinde camsı parlaklık gösteren kristal bileşenler gözle veya lupla tanımlanabilmektedir. Traverten örneklerinin %10'luk seyreltik HCl asit çözeltisi damlatıldığında oldukça fazla köpürmesi, bileşenlerinin çoğunluğunun karbonat minerallerinden (kalsit, dolomit, aragonit) oluştuğunu göstermektedir.

Optik mikroskop incelemeleri

Optik mikroskop çalışmalarına göre traverten örnekleri boşluklu yapıda olup, boşluklar dolgusuz ve belirgin bir şekle sahip değillerdir (Şekil 2b, c). Örnekler tamamen kristalli bir yapıda olup, 100-250 µm arasında değişen karbonat minerallerinden oluşmaktadır. Karbonat kristalleri II. Nikolde kahverengimsi sarı girişim rengi göstermektedir (Şekil 2b, d). Belirgin bir dilinim göstermeyen kristaller yarı özşekilli-özşekilsiz olup, nispeten düzgün kristal sınırlarına sahiptirler. Traverten örnekleri mermerlerdeki

granoblastik poligonal dokuya benzer doku göstermektedir (Şekil 2c, e). Bu tür dokuya sahip travertenler parlatma işlemlerinde iyi sonuçlar vermektedir.



Şekil 2. a) Traverten örneklerinin yakından görünümü, b ve c) örnekleri oluşturan karbonat kristalleri ve boşluklu yapının mikroskop görüntüsü (II. nikol), d ve e) yarı özşekilli-özşekilsiz karbonat kristalleri ve granoblastik poligonal dokuya benzer dokunun mikroskop görüntüsü (II. nikol).

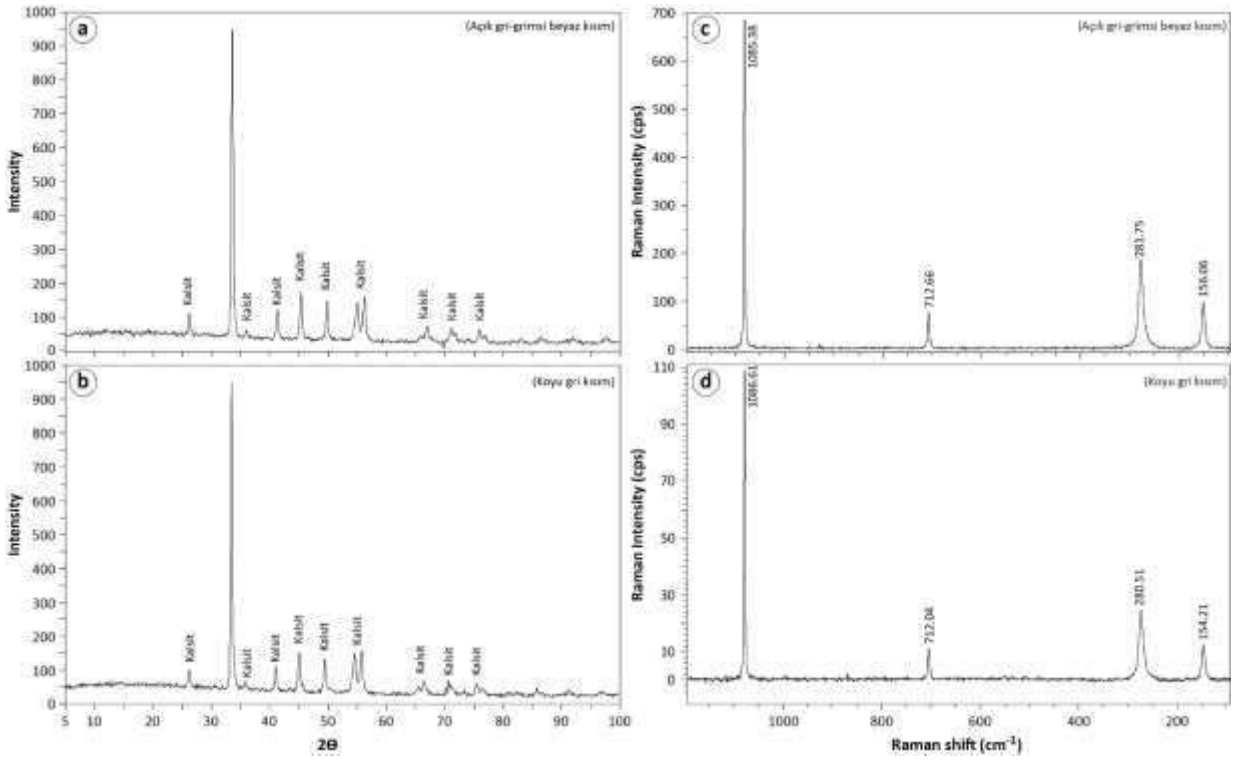
X-Işınları Difraktometre (XRD) incelemeleri

Optik mikroskop çalışmalarında karbonat minerallerini birbirinden ayırmak çoğu zaman mümkün olmamaktadır. Optik özellikleri birbirine benzeyen ve $CaCO_3$ kimyasal bileşiminde olan karbonat minerallerini tanımlayabilmek için XRD ölçümleri yapılmıştır. İncelenen traverten örneklerinin farklı renkli olan kısımlarından (açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri) alınan parça örneklerde tüm kayaç toz XRD

ölçümü yapılmıştır. Açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımlardan alınan örneklerde karbonat minerali olarak kalsit piklerinin varlığı tespit edilmiştir (Şekil 3a, b).

Konfokal Raman Spektrometre (CRS) incelemeleri

Optik mikroskop ve XRD incelemelerinde kullanılan traverten örnekleri az ya da çok tahribata uğramakta ve örneklerin yapısı bozulabilmektedir. Bu nedenle traverten örneklerindeki açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımların mineralojik bileşimlerini belirleyebilmek için tahribatsız analiz yöntemi olan Konfokal Raman Spektrometre (Confocal Raman Spectrometer-CRS) ölçümleri yapılmıştır. Optik mikroskop ve XRD incelemeleri sonucu belirlenen mineral bileşimleri CRS çalışmaları ile de desteklenmiştir. Traverten örnekleri içerisinde karbonat minerali olarak başlıca kalsit mineral pikleri belirlenmiştir. Kalsit bileşimli mineralin en belirgin Raman pikleri 154-156, 280-281, 712 ve 1085-1086 (cm^{-1})'de görülmüştür (Şekil 3c, d). Kalsit bileşimli karbonat minerallerinin en şiddetli Raman pikleri 280-281 ve 1085-1086 (cm^{-1})'de görülmektedir. Kalsit mineralinin en küçük Raman pikleri 154-156 ve 712 (cm^{-1})'de olup, molekül kafesinde ötelenme salınımları (translatory oscillation) içeren CO_3 molekülünün dış titreşimleriyle ilişkilidir. 718 (cm^{-1})'de görülen pik, CO_3 molekülünün simetrik deformasyonu ile ilişkili olup, 1080 (cm^{-1})'de görülen pik, CO_3 molekülünün simetrik gerilmesinden kaynaklanmaktadır (Buzgar and Apopei, 2009; Gunasekaran et al., 2006).



Şekil 3. Traverten örneklerindeki açık gri-grimsi beyaz renkli kısımların a) XRD, b) CRS grafikleri, koyu gri renkli kısımların a) XRD, b) CRS grafikleri.

JEOKİMYASAL ÖZELLİKLER

Optik Mikroskop, XRD ve CRS çalışmalarında mineral bileşimleri belirlenen traverten örneklerindeki açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımlardan ana, bazı iz element analizleri yapılmıştır. Traverten örneklerine ait jeokimyasal analiz sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir. Traverten örneklerindeki açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımların MgO içerikleri sırasıyla %0.12; %0.11, Al_2O_3 içerikleri %0.183; %0.155, SiO_2 içerikleri %0.461; %0.423, CaO içerikleri %55,58; %55.95, Ni (ppm) içerikleri 2.4; 2.5, Sr (ppm) içerikleri 39.6; 33.0, Zr (ppm) içerikleri 5.6; 5.5 olarak belirlenmiştir (Çizelge

1). Traverten örnekleri ana oksit ve bazı iz element içerikleri bakımından oldukça benzer değişimler göstermektedir. Bununla birlikte özellikle kayaç/minerallerin renginin oluşmasında esas etken olan bazı element içeriklerinde (Mn, Fe, Ti, V, Cr, Co ve Cu) farklılıklar görülmektedir.

Açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımların MnO içerikleri sırasıyla %0.057; %0.146, Fe_2O_3 içerikleri %0.024; %0.016, TiO_2 içerikleri %0.010; %0.044, V (ppm) içerikleri 6.9; 40.3, Cr (ppm) içerikleri 6.4; 8.5, Co (ppm) içerikleri 5.9; 2.1 ve Cu (ppm) içerikleri 0.9; 0.5 olarak belirlenmiştir. Traverten örneklerindeki açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımların kimyasal bileşim bakımından benzerlik veya farklılıklarını ortaya çıkarabilmek için bazı element oranları hesaplanmıştır. Açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımların (Ca/Mg) oranları sırasıyla 5488.7; 6027.6, (Ca/Fe) oranları 2354.6; 3564.3, (Ca/Mn) oranları 1110.6; 433.4, (Ca/Sr) oranları 10031.1; 12117.4 ve (Mn/Sr) oranları 9.0; 28.0 olarak belirlenmiştir (Çizelge 1). Bu sonuçlara göre açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımların kimyasal bileşimlerinde ihmal edilebilecek oranda farklılıklar bulunmaktadır.

Çizelge 1. Traverten örneklerinde görülen açıkgri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımların bazı ana oksit ve iz element kimyasal analiz sonuçları.

Element		Açık Gri-Grimsi Beyaz	Koyu Gri	Element		Açık Gri-Grimsi Beyaz	Koyu Gri
Na_2O	%	0.047	0.049	**Rb**	ppm	0.3	0.9
MgO	%	0.012	0.011	**Sr**	ppm	39.6	33.0
Al_2O_3	%	0.183	0.155	**Y**	ppm	0.4	0.4
SiO_2	%	0.461	0.423	**Zr**	ppm	5.6	5.5
P_2O_5	%	0.003	0.068	**Nb**	ppm	4.4	7.6
SO_3	%	0.041	0.067	**Cs**	ppm	4.3	5.9
K_2O	%	0.004	0.004	**Ba**	ppm	35.4	146.8
CaO	%	55.58	55.95	**La**	ppm	7.2	13.2
TiO_2	%	0.010	0.044	**Ce**	ppm	9.3	13.6
MnO	%	0.057	0.146	**Hf**	ppm	2.8	3.1
Fe_2O_3	%	0.024	0.016	**Pb**	ppm	2.6	3.9
V	ppm	6.9	40.3	**Th**	ppm	1.9	3.2
Cr	ppm	6.4	8.5	**U**	ppm	34.5	11.0
Co	ppm	5.9	2.1	**Ca/Mg**		5488.7	6027.6
Ni	ppm	2.4	2.5	**Ca/Fe**		2354.6	3564.3
Cu	ppm	0.9	0.5	**Ca/Mn**		1110.6	433.4
Zn	ppm	0.5	0.6	**Ca/Sr**		10031.1	12117.4
As	ppm	0.5	1.3	**Mn/Sr**		9.0	28.0

Yerkabuğunda alansal olarak en fazla yayılıma sahip sedimanter kayaçlar içerisindeki travertenlerin kimyasal bileşimleri ve C-O izotop oranları, temeli oluşturan kaya türlerinin petrografik ve kimyasal bileşimi, kaynak suyunun kimyasal bileşimi, sıcaklığı, basıncı ile CO_2 salınım hızı gibi çeşitli faktörlere bağlı olarak değişim gösterebilmektedir. Traverten/Bantlı traverten oluşumlarında aktif rol oynayan sıvılar kökenine göre "termojenik" ve "meteojenik" olarak sınıflandırılmaktadır. Meteojenik travertenler atmosferik suların yeraltına süzülürken karbonatça zenginleşmeleri ve sonrasında ortam şartlarındaki değişimlere bağlı olarak bünyesindeki karbonat bileşiklerini çökeltmesi sonucu oluşmaktadır. Termojenik travertenler ise karbonatça zenginleşmiş termal (jeotermal) kökenli ve/veya derin dolaşımlı suların yüzeye çıktıları yerde bünyesindeki karbonat bileşiklerini çökeltmeleri sonucunda oluşmaktadır (Guo and Riding, 1998; İmre, 2019; Koralay et al., 2019; Özkul et al., 2013; Pentecost, 2005; Tarrah et al., 2014; Teboul et al. 2016). Meteojenik ve termojenik travertenler, bazı element içerikleri bakımından farklılıklar göstermektedir. İncelenen traverten örnekleriyle meteojenik ve

termojenik kökenli travertenlerin bazı element içeriklerinin karşılaştırması Çizelge 2'de verilmiştir. Karşılaştırması yapılan element içerikleri bakımından incelenen traverten oluşumlarının büyük çoğunlukla termojenik kökenli travertenler ile benzerlik gösterdikleri söylenebilir.

Çizelge 2. Meteojenik ve Termojenik kökenli travertenler ile incelenen traverten örneklerinin bazı element içeriklerinin karşılaştırması.

Element	Al (ppm)	Mg (ppm)	Si (ppm)	Ni (ppm)	Th (ppm)	U (ppm)
Meteojenik*	100-15000	180->8000	<140->22000	4-116	0.1-0.4	0.4-0.7
Termojenik*	410-8200	60->35000	100->32000	<1-15	-	<1->500
Açık Gri-Grimsi Beyaz	970	72	2155	2.4	1.9	34.5
Koyu Gri	820	66	1977	2.5	3.2	11.0

* Pentecost (2005)'den alınmıştır.

FİZİKSEL VE MEKANİK ÖZELLİKLER

Çalışma amacı doğrultusunda 7 cm boyutlu küp örnekler TS EN 1926 (2006)'ya göre hazırlanmıştır (Şekil 4a). Kuru ve doygun görünür yoğunluk, açık gözeneklilik ve ağırlıkça su emme değerleri TS EN 1936 (2006) doğrultusunda belirlenmiştir. Çalışılan traverten için kuru ve doygun görünür yoğunluk değerlerinin ortalaması sırasıyla 2.43 ve 2.47 g/cm^3 olarak belirlenmiştir. Açık gözeneklilik değerleri kayaların fiziko-mekanik özellikleri üzerinde önemli etkiye sahiptir. Bu bağlamda, travertenin sahip olduğu gözeneklilik değerlerinin belirlenmesi büyük önem taşımaktadır. Traverten örneklerine ait açık gözeneklilik değerlerinin % 3.04 - % 5.22 arasında değiştiği belirlenmiştir. Örneklerin ağırlıkça su emme değerleri TS EN 13755 (2006) standardına bağlı olarak belirlenmiş ve % 1.21 ile 2.19 arasında olduğu ortaya konulmuştur. Ortalama ağırlıkça su emme değeri ise % 1.88 olarak elde edilmiştir. Örneklerin sonik hız değerleri ele alındığında boyuna dalga hızı değerlerinin 4.487 ile 5.873 km/s arasında değişim gösterdiği ortaya konmuştur. Çizelge 3'de elde edilen bu değerler belirlendiği örnek numaraları ve standart sapma değerleri ile verilmiştir.

Şekil 4. a) Fiziko-Mekanik deneylerde kullanılan 7x7x7 boyutlu küp örneklerin görünümü, b) Dikey aşınma deneyinin uygulanışından bir görünüm, c) Tek eksenli basınç deneyinden bir görünüm.

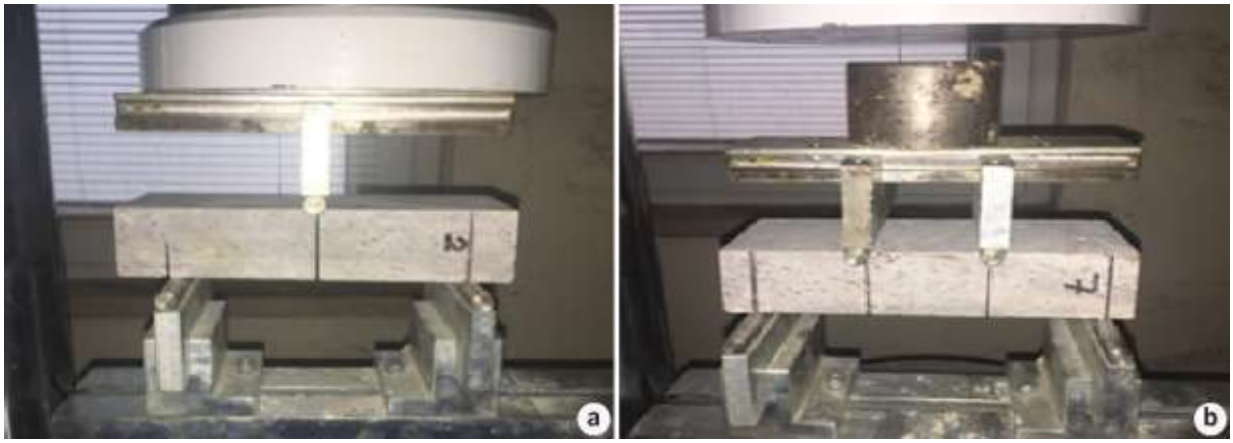
Traverten örneklerinin mekanik özellikleri aşınma dirençleri, tek eksenli basınç dayanımı ve eğilme dayanımı değerleriyle incelenmiştir. Dikey aşınma ve tek eksenli basınç dayanımı değerleri sırasıyla TS EN 14157 (2004) ve TS EN (1926) standartları doğrultusunda gerçekleştirilmiştir. Deney sonuçları Çizelge 3'de verilmiş olup, D_A ve TSD değerleri ortalama değerler olarak sırasıyla 25.91 mm ve 40.81 MPa olarak belirlenmiştir. TSD değeri doğaltaşların kullanım yeri ve süresi açısından göz önüne alınan en önemli parametredir. Bu anlamda elde edilen ortalama TSD değeri ile çalışılan travertenin, bilinen diğer bölge travertenleri ile benzer değere sahip olduğu ortaya konmuştur. Deneyler Pamukkale Üniversitesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü laboratuvarlarında bulunan dikey aşınma ve 2000 kN yükleme kapasiteli tek eksenli sıkışma dayanımı cihazları kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Şekil 4b ve c'de aşınma ve tek eksenli basınç deneylerinden görünümler verilmiştir.

Özellikle taban kaplaması olarak kullanılacak ve belli bir yüke maruz kalacak doğal yapı taşlarının eğilme dayanımı değerleri önemli bir parametre olarak ortaya çıkmaktadır. Doğal yapı taşlarının eğilme dayanımı değerlerinin belirlenmesine yönelik 2 yöntem önerilmiştir.

Çizelge 3. Traverten örneklerinin belirlenen fiziksel ve mekanik özellikleri.

Örnek No	Görünür yoğunluk (g/cm^3)	Görünür doygun yoğunluk (g/cm^3)	Açık gözeneklilik (%)	Ağırlıkça su emme (%)	Dikey aşınma (mm)	Vp (km/s)	TSD (MPa)
1	2.44	2.49	4.35	1.78	25.59	4.730	45.55
2	2.42	2.47	5.09	2.10	25.50	5.398	46.53
3	2.38	2.44	5.22	2.19	27.36	4.778	23.17
4	2.38	2.43	5.14	2.16	26.13	4.820	26.86
5	2.42	2.46	4.36	1.80	26.84	4.487	41.43
6	2.43	2.48	4.27	1.75	28.13	5.071	46.80
7	2.44	2.49	5.19	2.13	26.87	4.842	42.28
8	2.52	2.55	3.04	1.21	24.93	5.873	43.44
9	2.44	2.48	3.98	1.64	24.74	5.147	53.22
10	2.42	2.47	4.81	1.99	22.99	5.269	38.78
Minimum	2.38	2.43	3.04	1.21	22.99	4.487	23.17
Maksimum	2.52	2.55	5.22	2.19	28.13	5.873	53.22
Ortalama.	2.43	2.47	4.55	1.88	25.91	5.042	40.81
Std. Sapma	0.04	0.03	0.66	0.29	1.41	0.380	8.75

Bu deneylerden ilki 3 nokta eğilme dayanımı olarak da bilinen yoğun yük altında eğilme dayanımı deneyi (TS EN 12372, 2001), ikincisi ise 4 nokta eğilme dayanımı olarak bilinen sabit moment altında eğilme dayanımı deneyidir (TS EN 13161, 2003). İlgili standartlar doğrultusunda eğilme dayanımı deneylerinin yapılabilmesi için yükleme mesnet noktalarının ayarlanabildiği hassas yükleme yapabilen deney cihazlarına ihtiyaç duyulmaktadır. Bu gibi durumlar eğilme dayanımı deneylerinin gerçekleştirilmesini zorlaştırmaktadır. Çalışma kapsamında iki tür eğilme dayanımı deneyleri hazırlanan toplam 12 adet levha örnek üzerinde gerçekleştirilmiştir (Şekil 5a, b). Elde edilen eğilme dayanımı değerleri, 3 ve 4 nokta test türü için sırasıyla 14.67 MPa ve 11.19 MPa olarak belirlenmiştir.

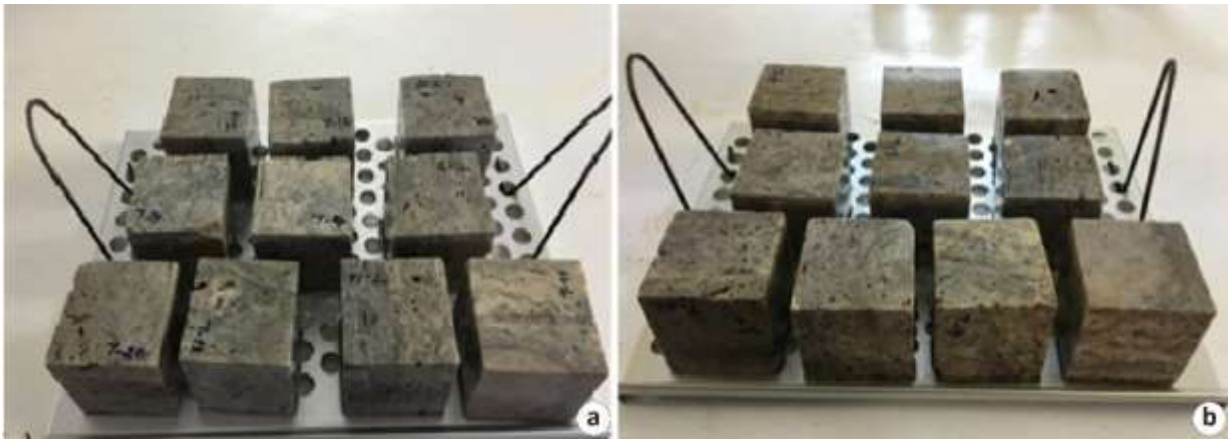


Şekil 5. a) 3 nokta, b) 4 nokta eğilme dayanımı deneylerinden görünümler.

Donma ve Çözünme Etkisiyle Bozunmanın Değerlendirilmesi

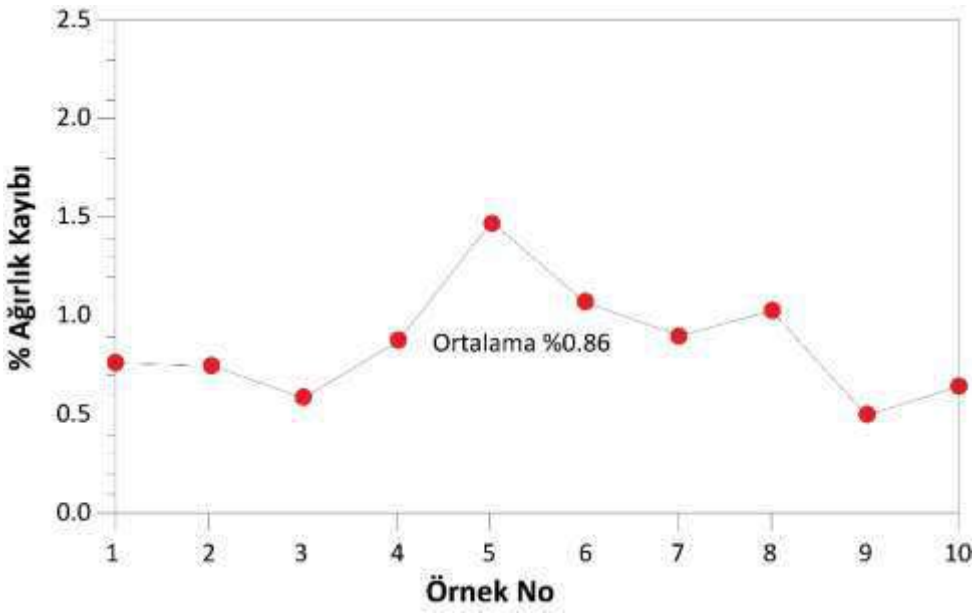
Çalışılan örneklerin donma çözülme (DÇ) çevrimlerine bağlı olarak gösterecekleri fiziksel bozunmaya karşı direncin belirlenebilmesi için TS EN 12371 (2003)'e deneyler gerçekleştirilmiştir.

Deneyler hazırlanan 10 adet 7 cm boyutlu küp örnek üzerinde gerçekleştirilmiştir. Örnekler 25 DÇ çevrimine tabi tutulmuştur. DÇ çevrimleri öncesi ve sonrası örneklerin görünümü Şekil 6a ve b'de verilmiştir. Örneklerde DÇ çevrimleri sonunda gözle görülür bozunma net olarak gözlenmemiş olup ortalama % 0.86 kütle kaybı belirlenmiştir.



Şekil 6. 25 Donma ve Çözünme çevrimi öncesi (a) ve sonrasında (b) örneklerin görünümü.

Şekil 7'de 10 örneğe ait kütle kaybı grafik olarak verilmiştir. DÇ çevrimlerine tabi tutulan örnekler üzerinde TSD deneyleri gerçekleştirilmiş ve DÇ çevrimlerine tabi tutulmayan ve Tablo 1'de sunulan TSD değerleri ile karşılaştırılmış ve birbirine çok yakın değerler elde edilmiştir. Bu durumda, çalışılan traverten örneklerinin dayanım yönünden 25 DÇ çevriminden olumsuz olarak etkilenmediği ortaya konmuştur.



Şekil 7. 25 Donma ve Çözünme çevrimi sonunda örneklerde görülen ağırlıkça kütle kaybı.

SONUÇLAR

Yapılan minero-petrografik, jeokimyasal ve fiziko-mekanik incelemeler sonucunda elde edilen bulgular aşağıda maddeler halinde özetlenebilir.

1. İncelene traverten örnekleri gri, grimsi-beyaz, grimsi-kahverengi renklere sahip olup, ince kristalli ve kısmen gözenekli bir yapı göstermektedir. Traverten örnekleri mermerlerdeki granoblastik poligonal dokuya benzer dokuya sahip olup, 100-250 µm arasında değişen kalsit bileşimli karbonat minerallerinden oluşmaktadır. Bu tür dokuya sahip travertenlerin parlatma işlemlerinde oldukça iyi sonuçlar verdiği bilinmektedir. Optik mikroskop çalışmaları ile elde edilen sonuçlar XRD (X-Ray Difraktometre) ve Konfokal Raman Spektrometre çalışmalarıyla da desteklenmiştir.

2. Renk olarak homojen olmayan traverten örnekleri içerisinde açı gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımlar bulunmaktadır. Minero-petrografik incelemeler bakımından her iki kısmın benzer özelliklerde olduğu, jeokimyasal analiz sonuçlarına göre açık gri-grimsi beyaz ve koyu gri renkli kısımların kimyasal bileşimlerinde ihmal edilebilecek oranda farklılıklar olduğu açığa çıkarılmıştır.

3. Element içerikleri bakımından incelenen traverten oluşumlarının büyük çoğunlukla termojenik kökenli travertenler ile benzerlik gösterdikleri görülmüştür.

4. İncelenen traverten örneklerinin fiziko-mekanik özellikler bakımından doğal taşlar için TSE EN (1926, 13755, 14157, 12372, 12371, 13161)'de önerilen standartları karşıladığı belirlenmiştir. Bununla birlikte traverten örneklerinin dayanım yönünden 25 DÇ çevriminden olumsuz olarak etkilenmediği ortaya konulmuştur.

Sonuç olarak Emirdağ traverten örneklerinin Denizli bölgesinde geniş yayılım gösteren traverten örneklerine benzer değerler sunduğu bu çalışma ile literatüre kazandırılmıştır.

TEŞEKKÜR

Yazarlar bu çalışmada kullanılan traverten örneklerinin teminindeki yardımları için KARETAŞ Madencilik yetkililerine teşekkür eder.

KAYNAKLAR

Buzgar, N., and Apopei, A.I. (2009). The Raman study on certain carbonates. *Analele Stiintifice ale Universitatii* "Al. I. Cuza" - Iasi, Tome 55, issue 2, 97-112.

Canlı, H. (2007). Emirdağ havzası ve çevresinde doğal ortam ile insan arasındaki ilişkiler. Afyon Kocatepe Üniv., Sosyal Bilimler Enst. Coğrafya Anabilim Dalı *Yüksek Lisans Tezi*, 139 s., Afyon.

Çevikbaş, A., Ercan, T. ve Metin, S. (1988). Geology and regional distribution of Neogene volcanics between Afyon-Şuhut. *Journal of Pure and Applied Sciences, METU*, 21(1-3), 479-499.

Dere, M. ve Karabaşoğlu, A. (2018). Afyonkarahisar (Emirdağ) ve çevresi traverten kayaçlarının paleontolojik özellikleri. *71. Türkiye Jeoloji Kurultayı Bildiri Özleri Kitabı,* 343-344.

Gunasekaran, S., Anbalagan, G., and Pandi, S. (2006). Raman and infrared spectra of carbonates of calcite structure. *Journal of Raman Spectroscopy*, 37, 892-899.

Guo, L., and Riding, R. (1998). Hot-spring travertine facies and sequences, late Pleistocene Rapolana Terme, Italy. *Sedimentology,* 45, 163-180.

İmre, N. (2019). Lykos vadisi antik traverten ocaklarının minero-petrografik ve jeokimyasal incelemeleri. Pamukkale Üniv., Arkeoloji Enst. Kültür Varlıkları Koruma ve Onarım Anabilim Dalı, *Yüksek Lisans Tezi,* 117 s., Denizli.

Kibici, Y., Dinç, D., ve Uçar, A. (2012). Afyonkarahisar yöresi volkanik kayaçlarının mineralojik ve petrografik özellikleri, *Dumlupınar Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Dergisi*, 29, 53-70.

Kibici, Y., Yıldız, A., Bağcı, M. (2001). Afyon kuzeyinin jeolojisi ve mermer potansiyelinin araştırılması. *Türkiye III. Mermer Sempozyumu (Mersem 2001) Bildiriler Kitabı*, 73-84.

Koralay, T., Baykara, M.O., Deniz, K., Kadıoğlu, Y.K., Duman, B., and Shen, C.C. (2019). A multi-isotope investigations for scientific characterization and provenance implication of banded travertine from Tripolis Antique City (Denizli-Turkey). *Environmental Archeology,* DOI:10.1080/146141032018. 1498164.

Koralay, T., Duman, B., Deniz, K., and Kadıoğlu, Y.K. (2017). The provenance of banded travertine from the ancient city of Tripolis (Yenice/Buldan-Denizli) based on minero- petrographic and geochemical characterization. in *Landscape and History in the Lykos Valley,* Ed. by C. Şimşek and F. D'Andria, 143-160.

Laçin, D. (1995). Davulga-Emirdağ (Afyon) dolayının jeolojisi, mineralojisi, petrografisi ve volkanitlerin kökeni. İstanbul Üniv., Fen Bilimleri Enst. Jeoloji Mühendisliği Anabilim Dalı *Yüksek Lisans Tezi*, İstanbul.

Metin, S., (1987). Afyon ve yakın çevresinin jeolojisi. *MTA Genel Müdürlüğü*, Rapor No:8103, Ankara.

Özkul, M., Kele, S., Gökgöz, A., Shen, C.C., Jones, B., Baykara, M.O., Fórizs, I., Németh, T., Chang, Y.W., and Alçiçek, M.C. (2013). Comparision of the Quaternary travertine sites in the Denizli extensional basin based on their deposional and geochemical data. *Sedimentary Geology,* 294, 179-204.

Özkul, M., Varol, B., ve Alçiçek M.C. (2002). Denizli travertenlerinin petrografik özellikleri ve depolanma ortamları. *Maden Tetkik ve Arama Dergisi*, 125, 13-29.

Pentecost, A. (2005). Travertine. Heidelberg, Berlin: Springer Verlag.

Tarrah et al. 2014 Tarrah, J., Aedpour, Z., Mirhosseini, S.M. (2014). Determination of travertine outcrop types in Tazerj (Northern Hormozgan) using mineralogical and geochemical data. *Iranian Journal of Earth Sciences,* 6, 99-107.

Teboul, P.A., Durlet, C., Gaucher, E.C., Virgone, A., Girard J. Curie, J.P., Lopez, B., Camoin, G.F. (2016). Origins of elements building travertine and tufa: New perspectives provided by isotopic and geochemical tracers. *Sedimentary Geology*, 334, 97-114.

TS EN 12371 (2003) Türk Standartları, Doğal Taşlar Deney Metotları, Dona Dayanım Tayini. TSE, Ankara,

TS EN 12372 (2001). Türk Standartları, Doğal taşlar Deney metotları, Tek eksenli yük altında eğilme dayanımı tayini. TSE, Ankara, 8s.

TS EN 13161 (2003) Türk Standartları, Doğal taşlar Deney metotları, Sabit moment altında eğilme dayanımı tayini. TSE, Ankara, 12s.

TS EN 13755 (2006). Türk Standartları, Doğal Taşlar Deney Metotları, Atmosfer Basıncında Su Emme Tayini. TSE, Ankara, 7s.

TS EN 14157 (2004). Türk Standartları, Doğal Taşlar Deney Metotları, Aşınma Direncinin Tayini. TSE, Ankara, 21s.

TS EN 1926 (2006). Türk Standartları, Doğal Taşlar Deney Metotları, Basınç Dayanımı Tayini. TSE, Ankara, 12s.

TS EN 1936 (2006). Türk Standartları, Doğal taşlar Deney Metotları, Gerçek yoğunluk, görünür yoğunluk, toplam ve açık gözeneklilik tayini. TSE, Ankara, 11s.

http://yerbilimleri.mta.gov.tr

FELDSPAT KONSANTRESİNİN KURUTULMASI İÇİN KIZILÖTESI ISITMALI YENI BİR KURUTUCU TASARIMI VE ENDÜSTRİYEL UYGULAMASI

DESIGN AND INDUSTRIAL APPLICATION OF A NOVEL DRYER WITH INFRARED HEATING FOR THE DRYING OF FELDSPAR CONCENTRATED

D.U. Sert *, H. Hacıfazlıoğlu

**İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Avcılar/İST.*
(*Sorumlu yazar: *dilara_uckan@hotmail.com*)

ÖZET

Günümüzde birçok alanda kurutucu kullanımı mevcuttur. Bu kurutucular, teknolojinin ilerlemesiyle daha elverişli hale gelmiştir. Yavaş yavaş popüler hale gelen kızılötesi ışınımlı kurutucular, gıda sektöründen sonra madencilik sektörüne de giriş yapmaktadır. Kızılötesi ışınların diğer ışıklardan (sarı, mavi şekli vb.) farkı ise ısıyı diğerlerinden daha fazla taşıyabilmesidir. Kızılötesi kurutucularda kullanılan lambalar verilen elektrik enerjisinin %98'ini ısı enerjisi olarak geri dönüştürür. Feldspatın günümüzde cam sanayi birinci sırada olmak üzere seramik, boya, plastik gibi önemli sanayilerde önemli bir katkı maddesi olarak kullanılmaktadır. Ülkemizde ve dünyada direkt feldspat kaynağı giderek azalmaktadır ve zenginleştirme olarak genellikle sulu bir zenginleştirme yöntemi olan flotasyon tekniği kullanılmaktadır. Bu çalışmada, kızılötesi ışınımlı bir kurutucu tasarlanmış ve bir feldspat işletmesinin flotasyon konsantreleri kurutulmuştur. Nem giderim verimini etkileyen çeşitli çalışma parametreleri (lamba mesafesi ve tabaka kalınlığı) değiştirilerek bir dizi deney yürütülecek ve optimum çalışma koşulları belirlenecektir. Tasarlanan kurutucu ile farklı parametreleri içeren deneylerin sonucunda %24 nemli feldspat konsantresinin neminin %1,5'e kadar düştüğü görülmüştür.

Anahtar Kelimeler: Feldspat, kızılötesi kurutucu, kurutucu tasarımı

ABSTRACT

Nowadays, many areas use a dryer. These dryers have become more convenient with the advancement of technology. The infrared radiation dryers, which gradually become popular, also enter the mining sector after the food sector. The difference of infrared rays from other lights (yellow, blue shape, etc.) is that it can carry heat more than others. The lamps used in infrared dryers recycle 98% of the electrical energy supplied as heat energy. Today, glass industry is the first in feldspar, and it is used as an important additive in important industries such as ceramics, paints and plastics. The direct feldspar source in our country and in the world is gradually decreasing and flotation technique, which is an aqueous enrichment method, is generally used as enrichment. In this study, an infrared radiation dryer was designed and the flotation concentrates of a feldspar plant were dried. A number of experiments will be carried out by changing various operating parameters (lamp distance and layer thickness) affecting the dehumidification efficiency and optimum operating conditions will be determined. As a result of experiments with different parameters, it was observed that moisture of 24% moist feldspar concentrate decreased to 1.5%

Keywords: Feldspar, infrared dryer, dryer design

GİRİŞ

Feldspatlar yerkabuğunun %60-65'ini oluşturan sodyum, potasyum, kalsiyum, lityum, baryum, sezyum ve bu elementin izomorf birleşimi ile oluşmuş susuz alümina silikatlardır. Bu mineraller her magma kütlesinde değişik şekillerde bulunduklarından bunların soğuyup kristalleşmesi ile yer yer feldspat zonları ve yatakları oluşmaktadır. Temel seramik ve cam hammaddesi olan feldspatlar, ülkemizde de yaygın olarak bulunmakla birlikte çoğunlukla alkali içerikleri açısından zenginleştirme gerektirmektedirler. Safsızlık olarak demir ve titan içeren mineralleri (rutil, sfen, mika vb.) tarafından kirletilmiş olmaktadır. Feldspatlar, izomorf karışımları ve oluşum özellikleri bakımından Alkali feldspatlar ve plajiyoklazlar olmak üzere 2 gruba ayrılırlar (Karaman, 2009).

Feldspat yerkabuğundaki birçok magmatik, metamorfik ve sedimanter kayaç bileşiminde büyük ölçüde bulunması nedeniyle ticari olarak çeşitli kaynaklardan üretimi veya feldspat oranı yeterli olduğunda bu kayaçların doğrudan sanayide kullanımı mümkün olmaktadır (TMMOB, 2010).

Dünya üzerindeki feldspatlar çoğunlukla granitler, pegmatitler, nefelinli siyenitler ve feldspatik kumlardan üretilmektedir. (TMMOB, 2010).

2017 yılında dünya üzerinde belirlenen feldspat rezervi 2.279 milyon ton civarındadır. Bu rezervde yaklaşık 240 milyon ton Türkiye rezervi olarak gösterilmektedir. Bu verilere oranla, 2017 yılı feldspat üretimlerine bakıldığında 5.500.000 ton ile Türkiye birinci sırada gelmektedir (USGS, 2018).

Türkiye'de doğrudan sanayiye girecek ölçüde olan rezervlerimiz azdır. Fakat, kısmen zenginleştirme veya flotasyon ile ülke ekonomisine ve sanayiye kazandırılacak çok büyük rezervlere sahiptir. (Kurcan, 2006).

Feldpsat, cam sanayi, seramik sanayi (Çobanoğlu, 2009), kaynak elektrotu, boya sanayi, plastik sanayi gibi kullanım alanlarına sahiptirler (Karaman, 2009).

Feldspat mineralleri içeren çeşitli cevher oluşumları (magmatik, metamorfik ve sedimanter) feldspat mineralleri yanında kuvars, mika, turmalin, gröna ve demir oksitleri de içermektedir. Feldspatların, kullanılacakları sanayi dalının teknolojik şartlarını sağlayabilmeleri, kaliteli ve verimli bir üretim için zenginleştirilmeleri şarttır Elle ayıklama, boyuta göre sınıflandırma, manyetik ayırma, elektrostatik ayırma ve flotasyon zenginleştirme yöntemleri arasındadır (Çobanoğlu, 2009).

Cevher hazırlamada kurutucular ısıtma kurutma metoduna göre (direkt, dolaylı veya bunların karışımı) sürekli veya aralıklı çalışmalarına göre sınıflandırılmaktadır. Kurutucu tiplerine örnek olarak, döner kurutucu, akışkan yataklı kurutucu, karıştırıcılı kurutma odalı sistem, titreşimli kurutucular, pnömatik kurutucu ve değirmen tip kurutucu örnek verilebilir (İpekoğlu, 1994; Ateşok ve Kangal, 2012).

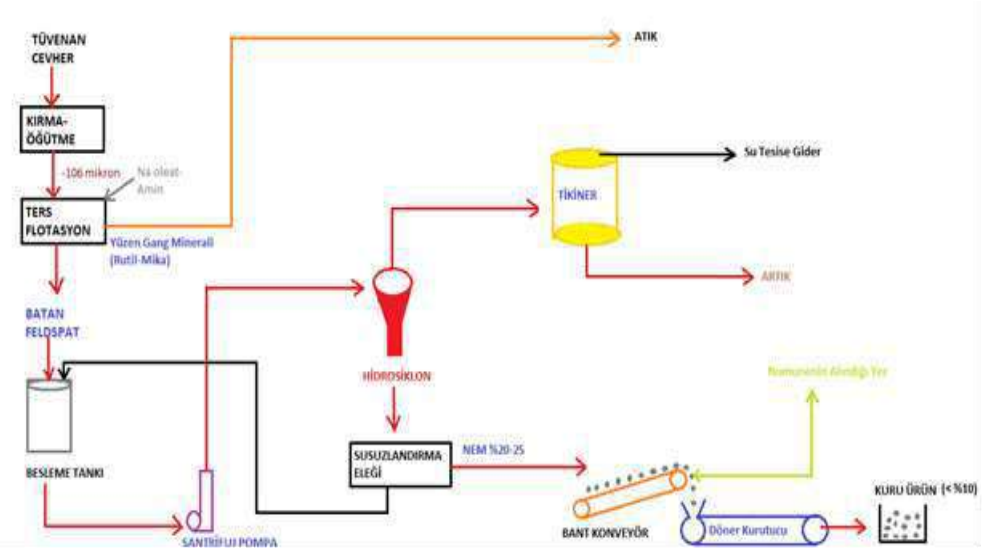
Kızılötesi kurutucularda ise kullanılan lambalar verilen elektrik enerjisinin %98'ini ısı enerjisi olarak geri dönüştürür. Lambanın yanması ile beraber 7 saniye içinde maksimum sıcaklığa (400 - 450 derece) ulaşılır (Yalçın, 2012).

Çok kısa sürede maksimum sıcaklığa ulaşması, enerji tasarrufu sağlar, kapasiteyi ve kurutucu verimliliğini arttırır. Sistemdeki lambalar kurutulacak malzeme odaklı çalıştığından dolayı fırın içerisindeki havayı ısıtmak yerine yansıtılan alana bağlı olarak doğrudan malzemeyi ısıtır. Kızılötesi kurutma sistemlerinde ürün, kontrollü bir şekilde kurutulduğu için kuruma süresi diğer kurutuculara göre daha kısadır. Zaman ve maliyet düşüklüğü açısından kızılötesi kurutucular pek çok kurutucu tipine göre daha avantajlıdır (Yalçın,2012).

MALZEME VE DENEYSEL YÖNTEM

Albit Numunesine Ait Özellikler

Deneysel çalışmalarda kullanılan albit numunesi, Muğla Milas'ta faaliyet gösteren bir albit zenginleştirme tesisinden alınmıştır. Söz konusu tesiste albit -106 mikron tane boyutuna öğütülmekte ve ters flotasyonla zenginleştirilerek konsantre haline getirilmektedir. Konsantre albit flotasyon tankının alt akımından sulu bir şekilde alınmakta ve susuzlandırma eleği ile susuzlandırılarak %24 nemli hale getirilmektedir. Bu ürünün REMS tipi kuru manyetik ayırıcılara beslenebilmesi için nem içeriğinin %5'in altına indirilmesi gerekmektedir. Bu amaç doğrultusunda, flotasyon konsantresi önce döner kurutucu ile kurutulmakta ve nem içeriği %5'in altına indirilerek manyetik ayırıcıya beslenmektedir. Tesisin akım şeması ve numunenin alındığı yer Şekil 1'de gösterilmiştir. Kurutulan albit konsantresinin kimyasal analiz sonuçlarına ise Çizelge 1'de yer verilmiştir.



Şekil 1. Albit zenginleştirme tesis akım şeması ve numunenin alındığı yer

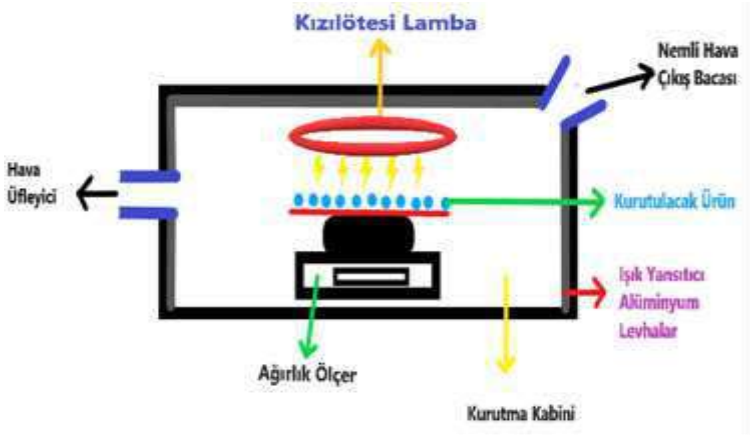
Çizelge 1. Albit numunesinin kimyasal analiz sonuçları

İçerik	Değerler
SiO2 (%)	65.18
Al2O3 (%)	19.89
Fe2O3 (%)	0.09
TiO2 (%)	0.05
MgO (%)	0.15
CaO (%)	1.13
Na2O (%)	10.39
K2O (%)	0.36
P2O5 (%)	0.08
MnO (%)	0.01
Kızdırma Kaybı (%)	2.67

Deneylerde İzlenen Yöntem

Kurutma deneyleri için Şekil 2'de şematik olarak gösterilen bir kurutucu tasarlanmıştır. Bu kurutucu, 650 W gücünde, 15 cm çapında dairesel bir kızılötesi lamba ve nem atımı için 50 W gücünde bir hava üfleyici fan kullanılarak oluşturulmuştur. Kızılötesi ışınların kurutucu çeperi tarafından emilmesinin önlenmesi ve ışınların yansıtılması amacıyla iç kısım komple alüminyum yansıtıcı levhalar ile kaplanmıştır. Kurutulacak malzemedeki nem düşüş miktarının tespiti için kurutma tepsisi altına hassas terazi yerleştirilmiştir. Farklı kurutma sürelerinde (4, 8, 12, 16, 20, 24, 28, 32 ve 36 dk) deneyler yapılarak malzemedeki ağırlık kayıpları kaydedilmiş ve her bir süre sonunda malzemenin yüzey sıcaklığı IR termometre ile ayrı ayrı ölçülmüştür.

Kurutma deneylerinde iki önemli parametrenin nem giderimi üzerine etkisi incelenmiştir. Bu parametrelerin ilki, kızılötesi lamba ile kurutulacak malzeme arasındaki mesafe iken, ikinci parametre olarak kurutulacak malzemenin tabaka kalınlığı seçilmiştir. Lamba mesafesi LM sembolü ile gösterilmişken, tabaka kalınlığı TK sembolü ile gösterilmiştir. LM 5 ve 15 cm olarak değiştirilmişken, TK 3 ve 6 cm'lik durumlarda kurutma deneyleri yapılmıştır.



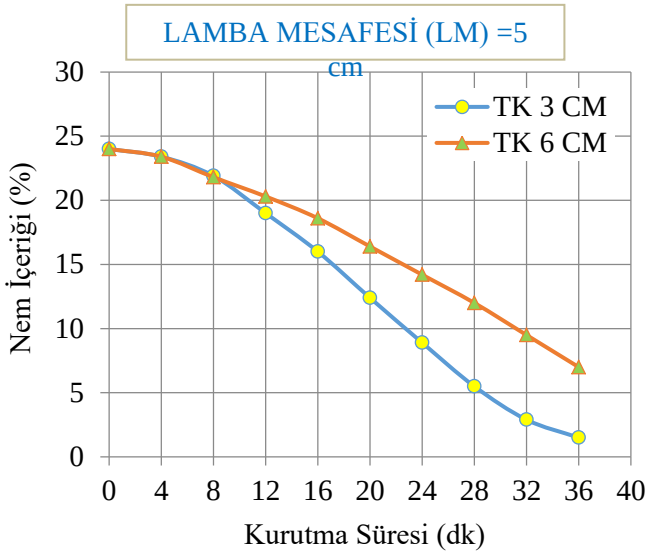
Şekil 1. Deney düzeneğinin görüntüsü (tasarlanan kızılötesi ışınlı kurutucu)

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

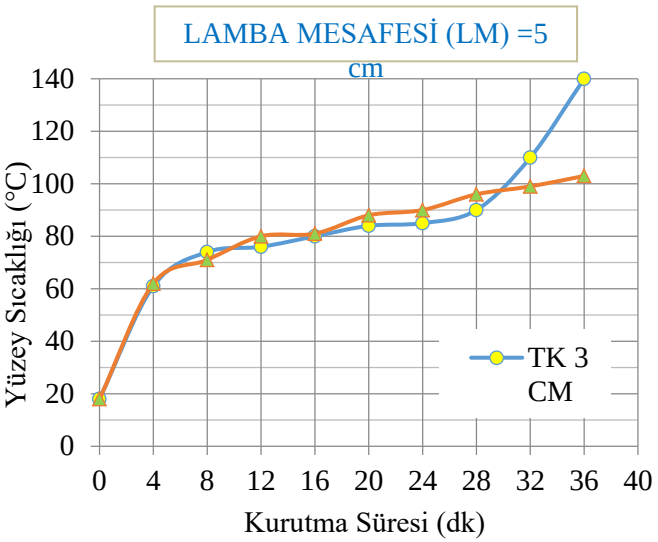
Tabaka Kalınlığının Albit Nem İçeriğine Etkisi

Kızılötesi lamba mesafesi (LM=5cm) sabit tutularak, farklı albit tabaka kalınlıklarında (3 cm ve 6 cm) yapılan deneylerin sonuçları Şekil 3 ve Şekil 4'te gösterilmiştir. Bu sonuçlara göre, tabaka kalınlığı arttırıldığında albit numunesinde kalan nem miktarı da artmıştır. Başka bir deyişle, tabaka kalınlığının artması nem giderimini olumsuz yönde etkilemiştir. Örneğin, tabaka kalınlığı 3 cm olduğu durumda, 36 dk'lık kuruma ile albitte kalan nem miktarı %1.5 iken tabaka kalınlığının 6 cm'ye çıkarılması durumunda albitte kalan nem miktarı %7'ye yükselmiştir. Albit tabaka kalınlığının 3 cm'den 6 cm'e çıkmasıyla üründeki nem içeriği %5.5 artmıştır.

Şekil 3'teki veriler incelendiği zaman, 36. dk kadar tabaka kalınlığının arttılması ya da azaltılması albitin yüzey sıcaklığında büyük değişimler meydana getirmemiştir. Ancak, 36. dk sonunda, 3 cm tabaka kalınlığına sahip albitin yüzey sıcaklığı 140° C iken, 6 cm tabaka kalınlığı olan albit numunesinin yüzey sıcaklığı 103° C'ye ulaşmıştır. Bunun muhtemel nedeni, 3 cm'lik tabaka kalınlığında nemin hemen hemen gitmiş olması ve nemden ziyade kızılötesi ışınların artık malzemeyi ısıtmaya başlaması, 6 cm'lik tabaka kalınlığında ise albitteki yüksek nem (%7) nedeni ile nem buharlaşmasının halen devam etmesidir. Bu buharlaşma sayesinde albitin yüzeyi çok fazla ısınamamıştır.



Şekil 3. Tabaka kalınlığının albit nem içeriğine etkisi

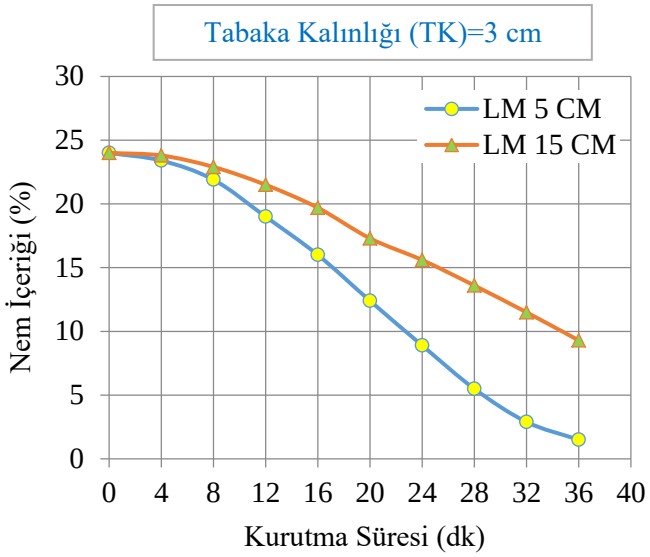


Şekil 4. Tabaka kalınlığının albit yüzey sıcaklığına etkisi

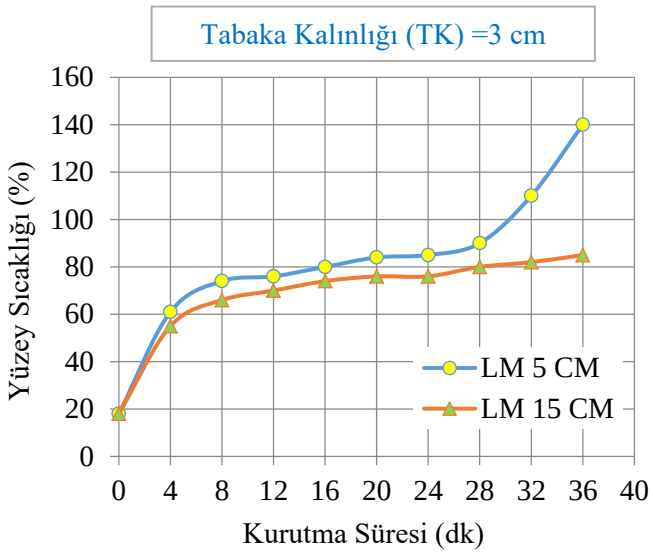
Lamba Yüksekliğinin Albit Nem İçeriğine Etkisi

Lamba mesafesinin albit nem içerğine olan etkisinin araştırıldığı deneysel çalışmalarda, 5 cm'lik bir lamba mesafesinde, 36 dk'lık kurutma sonunda ürünün nem içeriği %1.5 iken, 15 cm'lik lamba mesafesinde albitin nem içeriği %9.30'dur. Lamba mesafesinin 5 cm'den 15 cm'e çıkarılması ile üründeki nem %7.80 daha fazla bulunmuştur.

Şekil 5'teki veriler incelendiği zaman, lamba yüksekliği azaldıkça ürünlerin yüzey sıcaklıkları artmıştır. Öyle ki; 36 dk'lık kurutma işlemi sonunda, 5 cm lamba mesafesinde ürünün sıcaklığı 140^{0}C iken, 15 cm'lik lamba mesafesinde 85^{0}C bulunmuştur. Lambanın kurutulacak malzemeye yaklaştırılması ile ürünün yüzeyi de daha fazla ısınmaktadır.



Şekil 5. Lamba yüksekliğinin albit nem içeriğine etkisi



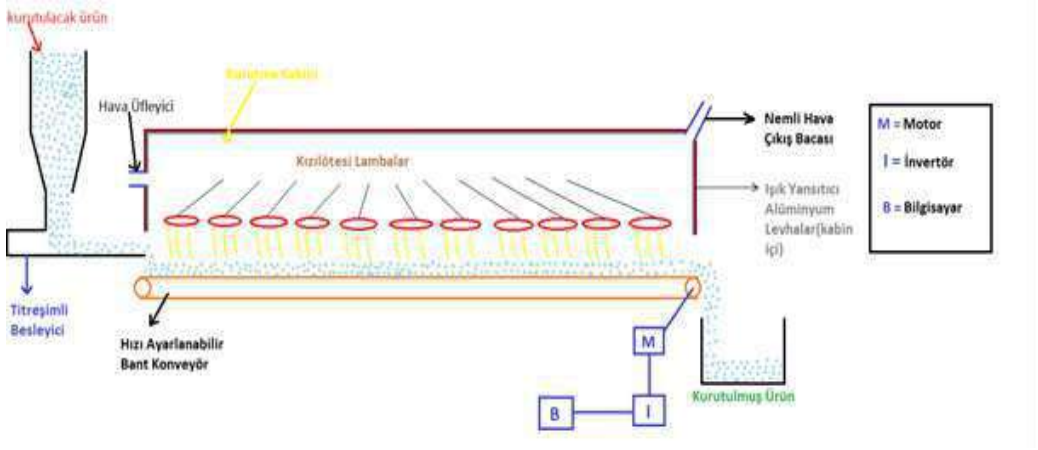
Şekil 6. Lamba yüksekliğinin albit yüzey sıcaklığına etkisi

Yukarıdaki deneysel çalışmalar sonucunda, kızılötesi ışınların albit konsantresini verimli ve çevre dostu bir şekilde kurutabileceği görülmüştür. Bu bağlamda, deneysel ölçekten yola çıkılarak endüstriyel ölçekte kullanılabilecek yeni bir kurutucu tasarlanmıştır. Tasarlanan bu kurutucu Şekil 6'da gösterilmiştir.

Şekil 6'ya göre, maksimum 140^{0}C sıcaklığa dayanıklı olan bir bant konveyör üzerine dökülen albit konsantresi belli bir hızda ilerleyecek ve bu esnada bant üzerinde bulunan lambalardan kızılötesi ışınlar gönderilecektir.

Bant konveyörün hızı bilgisayar destekli invertör ile ayarlanacaktır. Işınlardan maksimum verimi alabilmek için kurutucunun için alüminyum yansıtıcılarla kaplanacak ve lamba ile malzeme arasındaki mesafe mümkün olduğunca yakın (örn.5 cm) tutulacaktır. Malzeme tabaka kalınlığı ise çok yüksek olamayacak şekilde (örn.3 cm) seçilecektir.

Yukarıdaki koşulların sağlanması durumunda; nem ilk 12. dk'da %24'den %19'a, 24.dk'da %8.90'a ve 36 dk'da %1.5'e kadar düşmektedir.



Şekil 6. Endüstriyel ölçekte öngörülen kızılötesi ışınımlı kurutucu tasarımı

SONUÇLAR

Bu çalışmada, %24 nem içeriğine sahip albit konsantresine kurutma deneyleri uygulanarak nem içeriğinin %5'in altına indirilmesi hedeflenmiştir.

Kurutma işlemi için, son yıllarda özellikle mekanların ısıtılması için tercih edilen kızılötesi ışınlar kullanılmıştır. Boyutu -106 mikron olan albit numunesi üzerine kızılötesi ışın yayan bir lamba yerleştirilerek deneysel çalışmalar yürütülmüş ve daha sonra endüstriyel kullanım için yeni bir kızılötesi ışınlı kurutucu tasarımı yapılmıştır. Deneysel çalışmalar göstermiştir ki; tasarlanan kurutucu 1 kg albit konsantresinden %1'lik (10 gr) nem uzaklaştırma için yaklaşık 18.66 W güç harcamıştır. Buna göre; 1 ton albit konsantresinden %1'lik (10 kg) nem uzaklaştırma için yaklaşık olarak 18.66 kW güç harcanacaktır.

Sanayide elektriğin birim fiyatı 0,2 TL olduğu için, 1 ton albitten %1'lik nem düşüşü için harcanacak olan elektrik maliyeti tutarı 0.2 TL x 18.66 kW'dan 3.73 TL olacaktır. Endüstriyel tesislerde genellikle albitten %15 civarında nem atımı yapılmaktadır. %15'lik nem giderimi için kızılötesi ışınımlı kurutucunun elektrik maliyeti ton başına 55,95 TL olacaktır. Bu fiyat endüstride yaygın kullanılan doğalgaz yakıtlı döner kurutucu kurutma maliyetleri ile karşılaştırıldığında yaklaşık olarak %35-40 daha fazladır. Ancak, döner kurutucuların ilk yatırım maliyeti tasarlanan kızılötesi kurutucuya göre daha yüksektir. Ayrıca, kızılötesi kurutucu elektrikle çalıştığı için çevre dostudur ve bakım-onarım maliyeti de döner kurutuculara göre daha düşüktür.

KAYNAKLAR

Ateşok, G. Kangal, M.O., 2012, "Susuzlandırma Ve Kurutma", Yurt Madenciliği Geliştirme Vakfı, İstanbul.

Çobanoğlu, G., 2009, Anyonik Ve Katyonik Kolektörler Ile Feldspat Şlamından Na-Feldspat (Albit) Kazanımı, Yüksek Lisans Tezi, Dumlupınar Üniversitesi, Maden Mühendisliği Anabilim Dalı.

İpekoğlu, Ü., 1994, "Susuzlandırma", Cevher Hazırlama El Kitabı, (Eds. Önal, G., Ateşok, G.), Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı, İstanbul, 390-423.

Karaman,M., 2009, X-Işını Floresans Spektrometrisi Tekniği Ile Menderes Masifi Üzerinde Üretilen Feldspat Cevherlerinin Eser Element Analizleri, Yüksek Lisans Tezi, Adnan Menderes Üniversitesi, Kimya Anabilim Dalı.

Kurcan, İ., 2006, Feldspat Cevheri Zenginleştirme Veriminin Artırılması, Yüksek Lisans Tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü Cevher Hazırlama Anabilim Dalı.

Tmmob Maden Mühendisleri Odasi, 2010, Feldspat Raporu, Feldspatların Bulunuş Şekilleri, Tüketim, Feldspatın Zenginleştirilmesi, Feldspat Raporu*, Maden Mühendisleri Odası(Yayın No 169)*, Ankara, 9-13 Ve 17.

Usgs, U.S. Geological Survey, *Mineral Commodity Summaries*, January 2018

INVESTIGATION OF SURFACE ROUGHNESS USING TAGUCHI METHOD: AFYON WHITE AND MARMARA WHITE MARBLES MILLED ON A CNC MILLING MACHINE

E. Özkan [1]*, O. Öz [2]

[1]*Afyon Kocatepe University, Department of Mining Engineer*
[2] *Mining Engineer (MSc)*
(*Sorumlu yazar: erkanozka@gmail.com)

ABSTRACT

In this study, machining experiments were performed on Marmara White and Afyon White marbles using Taguchi (L9) experimental design. Control parameters were CNC (Computer Numerical Control) 1, 2 and 3 mm of depths, 169, 188 and 207 m/min of cutting speeds and 2000, 2500 and 3000 mm/min of feed rates. Ra (roughness) of surfaces formed as a result of machining experiments was measured. Depending on surface roughness, optimum levels of machining parameters were calculated using S/N ratio based on the lower the better approach and machining parameters were determined for the ideal surface roughness. Analysis of variance was used to examine the effect of machining parameters on surface roughness. Results show that depth and feed rate have the greatest effect on the processing of Marmara White and Afyon White marbles.

Keywords: Marble, CNC, Taguchi Method, Surface Roughness

INTRODUCTION

Computer Numerical Control (CNC) is an electromechanical system where the movements and operations of different machines such as lathes, milling cutters and routers are controlled using pre-programmed computer software. Cutting operations of three-dimensional designs can be carried out in one step using CNC machining. Milling is a basic machining process and widely used in the metal removal industry. CNC milling is used in the production of decorative products in the marble sector. Once hand-made marble columns, sculptures and reliefs used in the interior and exterior of buildings are now manufactured using CNC machines. Nowadays, three-dimensional natural stone designs can be processed in series with high accuracy and precision using CNC machines. Therefore, natural stone manufacturers prefer CNC machines to hand work (Sarıışık and Özkan 2016, 2017, 2018).

Surface roughness is an important indicator of surface quality. Surface quality resulting from the processing of decorative products in natural stones is, therefore, an important factor greatly affecting production costs and design quality. Surface roughness is a complex process affected by many factors such as tool variables, cutting parameters and test materials used in CNC machines. However, high surface roughness also reduces the service life of machine equipment and tools. Surface roughness defines the geometry of machined surfaces and may vary depending on the texture of surface depending on machining parameters. The formation of surface roughness is a very dynamic and complex process (Benardos and Vosniakos 2002, Lamikiz et al. 2004, Özel and Karpat 2005, Zhang et al. 2006, Karpat and Özel 2008, Wang et al. 2010).

Many experimental studies use the Taguchi optimization method to investigate surface roughness and focus on metal processing. These studies address the effect of cutting speed, feed and cutting depth on surface roughness in the estimation of a surface roughness model for final milling of 190 BHN steel (Alauddin et al., 1995), optimum cutting conditions using response surface methodology,

Taguchi parameter design to determine surface roughness performance of milling machines in process control, cutting speed, feed, cutting depth and cutting diameter (Yang and Chan, 2001) and cutting speed, cutting depth, feed rate and coolant quantity to perform $AlMg_3$ (EN AW 5754) and HSS (high speed steel) using the best Surface Roughness Taguchi design in half-finishing conditions.

The number of studies on the parameters affecting the machinability and surface roughness of rocks in CNC machines using solid carbide end milling cutters widely used in the natural stone industry.

In this study, the Taguchi (L9) experiment design used in the milling of Marmara White and Afyon White marbles saved time and cost (optimization). The control factors of feed rate, cutting speed and depth were selected from machining conditions and their effect on surface roughness was investigated. Interactions of all control factors in design were calculated using variance analysis (Öz 2018).

MATERIALS, METHODS AND DATA ANALYSIS

Marmara White and Afyon White marbles were used in many decorative items such as columns, fountains, statues in Greek, Roman, Byzantine, Seljuk and Ottoman structures (Sayar and Erguvanlı, 1962; Bingöl, 2004; Kun, 2013).

Marmara White marble is of metamorphic origin and consists of dolomite minerals with an average particle size of 60.9 µm (minimum 7.0 µm, maximum 186.9 µm) and has a crystalline texture. Afyon White marble is of metamorphic origin and consists of calcite minerals with an average particle size of 287.3 µm (minimum 38.0 µm, maximum 839.3 µm) and has a crystalline texture. The marbles used in this study had cracks, pores and fossils. Physical and mechanical properties of marbles play an important role in determining the area of use. To this end, the physical and mechanical properties of the marbles were determined according to TS EN standards (Table 1). Figure 1 shows the thin cross-section of the marble samples. Table 2 shows the mineralogical and petrographic properties of the marble samples. Table 3 shows the chemical characteristics of the marble samples.

Table 1. Physical and mechanical properties of marble samples

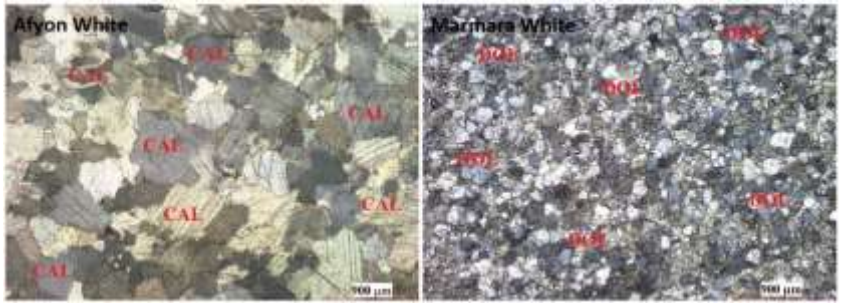
Natural rocks	AD (kg/m^3)	OP (%)	WA (%)	UCS (MPa)	FS (MPa)	AR (cm3/50cm2)
Marmara white	2673	0.12	0.06	69.04	10.89	29.60
Afyon white	2686	0.24	0.10	68.74	14.81	25.41

AD:apparent density, OP:open porosity, WA:water absorption, UCS:Uniaxial compressive strength, FS:flexural strength, AR:abrasion strength

CNC Vertical Machining Center

Machining experiments were performed at the CNC Laboratory of the Mining Engineering Department of Afyon Kocatepe University. Experiments were carried out using a CNC vertical machining center, which is widely used in the natural stone industry. Figure 2 shows the CNC vertical machining center while Table 4 shows its technical features.

Figure 1. Thin cross-section of Marmara White and Afyon White Marble



CAL: calcite minerals DOL: dolomite minerals

Table 2. Mineralogical and petrographic characteristics of marble samples

Natural rocks	Photo	Dimensions	Surface processing	Origin	Colour	Texture	C/ Po /F	Average grain size (mm)
Marmara white		300x300x20	Polishing	Metamorphic	White (N9)	*Cyristalline*	-/-/-	0.06
Afyon white		300x300x20	Polishing	Metamorphic	White (N9)	*Cyristalline*	-/-/-	0.29

C crack, Po pore, F fossil

Table 3. Chemical characteristics of marble samples

Natural rocks	Lo (%)	Na_2O (%)	MgO (%)	Al_2O_3 (%)	SiO_2 (%)	P_2O_5 (%)	SO_3 (%)	Cl (%)	K_2O (%)	CaO (%)	MnO (%)	Fe_2O_3 (%)	SrO (%)	F (%)
Marmara white	47.2	0.018	14.4	0.049	0.062	0.010	0.011	0.008	0.003	38.1	-	0.018	0.016	-
Afyon white	44.0	0.011	0.177	0.129	0.126	0.006	0.007	0.004	0.019	55.4	0.008	0.029	0.008	-

Figure 2. CNC vertical machining center

Table 4. Technical features of CNC vertical machining center

Technical features	Unit	Values
Spindle motor	kW	9
Number of axis	Number	4
Motor speed	rpm	24000
Processing speed	rpm	24000
Motor X axis feed speed	mm/dk	80000
Coolant	l/dk	3
Automatic number of teams	Number	8

Taguchi Method

The Taguchi method is a powerful tool in quality optimization for manufacturing processes. Compared to traditional experimental designs analyzing mean performance characteristics obtained based on the number of experiments, the Taguchi method uses a special orthogonal array design (OA) to examine quality characteristics with the least number of experiments. Test results based on OA are then converted to S/N ratios for the evaluation of performance characteristics (Liu et al. 2010). The signal value (S) represents the actual value given by the system and is intended to be measured while the noise factor (N) represents the share of unwanted factors within the measured value. The S/N ratio is a function that can be divided into three categories: (1) the-lower-the-better, (2) the-higher-the-better, and (3) the-nominal-the-better. For each of these categories, the optimal level of a process parameter is the level that results in the highest value of the S/N ratio conversion. When a critical quality attribute deviates from the target value, it causes a loss. An S/N ratio combines a performance characteristic with its sensitivity to noise factors in order to measure the quality of a design and is also used to determine the S/N Graphs (Camposeco-Negrete 2013). This method has two important objectives: (1) to bring the characteristic values of a product as close as possible to the target values and (2) to ensure minimum deviation.

The objective of the study is to achieve minimum surface roughness. The-lower-the-better approach was used in optimization to determine the most suitable machining parameters (Equation 1).

$$S / N = -10 \log\left(\frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} y_i^2\right) \quad (1)$$

where n is the number of observations and y is the observed data.

Experiment design

Machining parameters were optimized for surface roughness (Ra) formed after the processing of Marmara White and Afyon White marbles. Cutting speed (V), feed rate (f) and cutting depth (a) were the control factors. Table 5 shows the control factors and levels used for the samples. Alpha CAM modeling program was used to determine the operations and cutting parameters of the samples. Figure 3 shows the processing of three 40x40-mm squares on a 300x300x20-mm marble according to the using the Taguchi (L9) experimental design. Figures 4 and 5 the post-experiment images Marmara White and Afyon White marbles, respectively.

Table 5. Control factors and their levels for milling

Symbol	Control factor	Unit	Level 1	Level 2	Level 3
V	Cutting feed	m/min	169	188	207
f	Feed rate	mm/min	2000	2500	3000
a	Depth of cut	mm	1	2	3

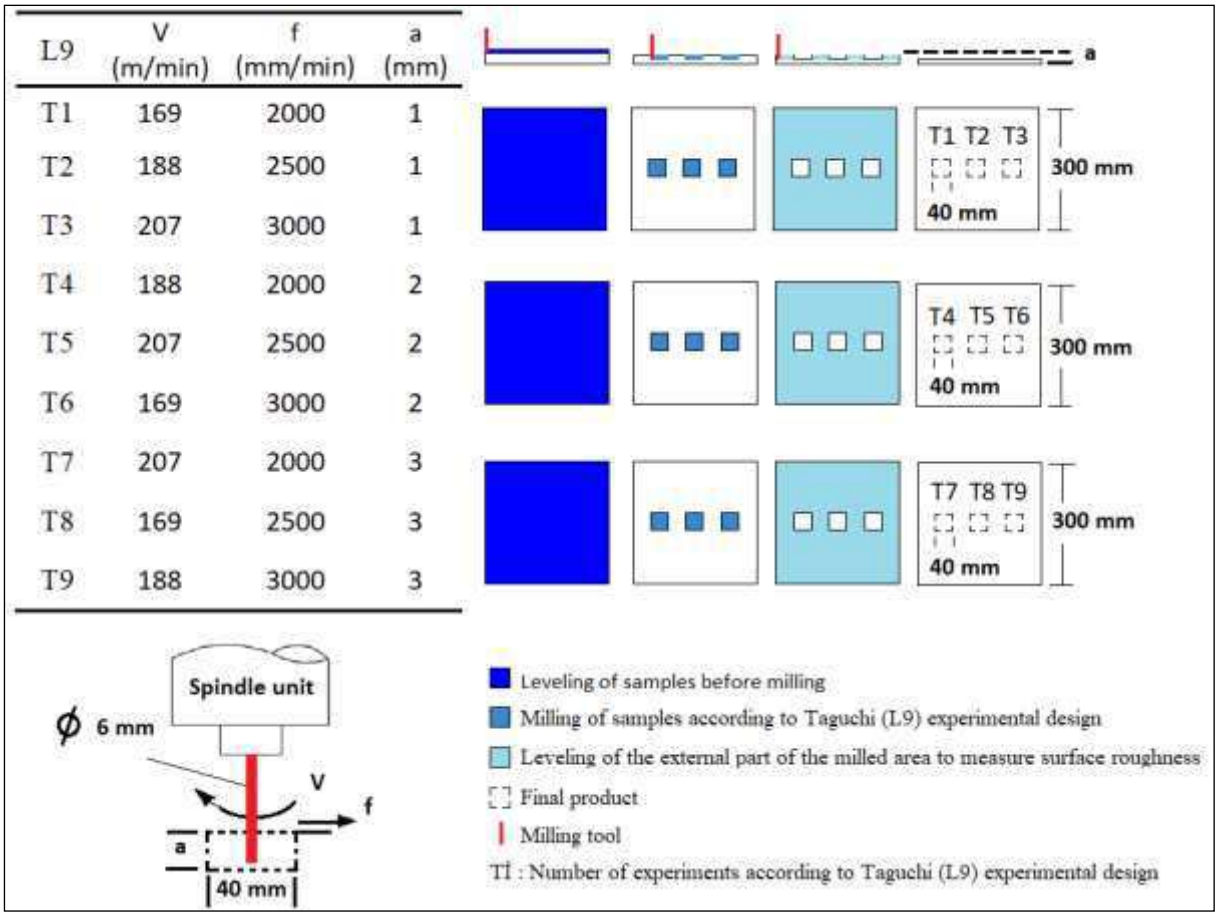


Figure 3. Stages of processing of marbles according to Taguchi (L9) experiment design

Figure 4. Processed Marmara White samples

Figure 5. Processed Afyon White samples

A surface roughness-measuring instrument (Mahr Perthometer Model M2) that operates according to DIN EN ISO 11562 standard was used to measure the surface roughness (Ra) of the machined marbles

Figure 6. Surface roughness measurement

EXPERIMENT AND ANALYSIS RESULTS

Analysis of S/N Ratios of Marmara White Marble

The roughness of each surface was measured based on the control factors, which were optimized using S/N ratios. Table 6 shows the S/N ratios calculated using Ra values for Marmara White marble. According to Table 6, the arithmetic mean of surface roughness (T_{Ra}) was 4.19 µm and the arithmetic mean of Ra-S/N ratio (T_{Ra}) was -12.40 dB. Table 7 shows the effect of the control factors (V, f, a) on the surface roughness of Marmara White marble. Figure 7 presents the S/N main impact graph showing the effects of the control factors obtained using Taguchi method.

Table 6. Marmara White Marble test results and S/N values

No	Control factor			Surface roughness	Ratio
L9	V (m/min)	f (mm/min)	a (mm)	Ra (µm)	Ra S/N (dB)
T1	169	2000	1	3.65	-11.26
T2	188	2500	1	3.54	-10.98
T3	207	3000	1	3.74	-11.45
T4	188	2000	2	4.12	-12.30
T5	207	2500	2	4.25	-12.56
T6	169	3000	2	4.32	-12.71
T7	207	2000	3	4.65	-13.35
T8	169	2500	3	4.54	-13.14
T9	188	3000	3	4.91	-13.82

Table 7. Marmara White Marble S/N ratio response table

Levels	Control factor Surface roughness (Ra)		
	V (m/min)	f (mm/min)	a (mm)
Level 1	-12.37	-12.31	-11.23
Level 2	-12.37	-12.23	-12.53
Level 3	-12.46	-12.67	-13.44
Delta	0.09	0.44	2.21
Rank	3	2	1

V1: 169 m/min, f2:2500 mm/min, a1:1 mm

In Table 7, “V1f2a1” was found to be the most suitable machining parameter value for roughness. Depth and feed rate significantly affect surface roughness. The greater the depth, the higher the surface roughness while the less the feed rate, the higher the surface roughness. Cutting speed does not cause significant change in Ra value and therefore has no effect on surface roughness.

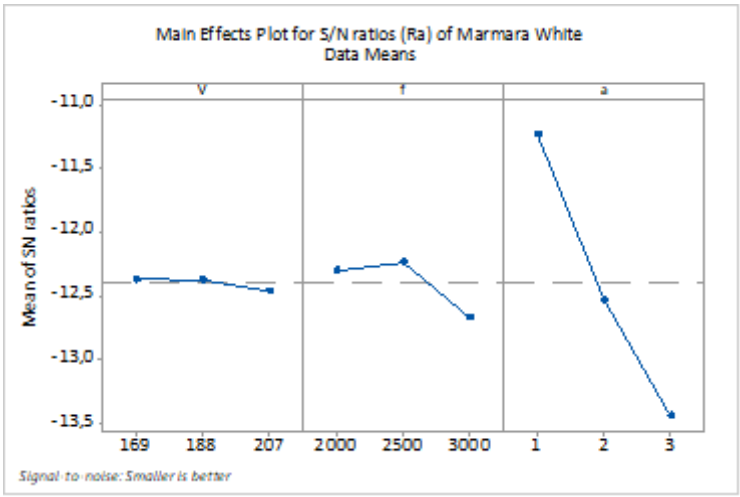


Figure 7. Main effects plots for S/N ratios (Ra) of Marmara White Marble

Table 8 shows the variance analysis of machining parameters used to determine surface roughness according to Ra values.

Table 8. Analysis of variance of Ra for S/N of Marmara White Marble

Source of variation	Degrees of freedom	Sum of squares	Mean squares	Error	% Cont	F Value
V	2	0.016	0.008	0.158	0.21	0.15
f	2	0.329	0.164	3.235	4.2	3.23
a	2	7.402	3.701	72.641	94.29	72.64
Error	2	0.102	0.051		1.29	
Total	8	7.85			100	

In the experiment results, 95% (α = 0.05) confidence level variance analyses were used and the effect levels of variables on surface roughness (Ra) were determined. Given F_{depth}=72,64 > $F_{0,05;2;8}$ = 4 .46 in the variance analysis carried out according to the F hypothesis, only depth has a 94.29% effect on roughness in Marmara White marble.

Analysis of S/N Ratios of Afyon White Marble

The machining parameters and surface roughness data of Afyon White marble were investigated. Table 9 shows the S/N ratios calculated using Ra values for Afyon White marble. According to Table 9, the arithmetic mean of surface roughness (T_{Ra}) was 8.62 µm and the arithmetic mean of Ra-S/N ratio (T_{Ra}) was -18.59 dB. Table 10 shows the effect of the control factors (V, f, a) on the surface roughness of Afyon White marble. Figure 8 presents the S/N main impact graph showing the effects of the control factors obtained using Taguchi method.

Table 9. Afyon White Marble test results and S/N values

No	Control factor			Surface roughness	Ratio
L9	V (m/min)	f (mm/min)	a (mm)	Ra (µm)	Ra S/N (dB)
T1	169	2000	1	6.10	-15.70
T2	188	2500	1	7.79	-17.83
T3	207	3000	1	7.86	-17.91
T4	188	2000	2	8.62	-18.71
T5	207	2500	2	11.69	-21.35
T6	169	3000	2	8.72	-18.81
T7	207	2000	3	8.70	-18.79
T8	169	2500	3	9.20	-19.28
T9	188	3000	3	8.92	-19.01

Table 10. Afyon White Marble S/N ratio response table

Levels	Control factor Surface roughness (Ra)		
	V (m/min)	f (mm/min)	a (mm)
Level 1	-18.5	-18.3	-17.15
Level 2	-19.52	-19.49	-19.63
Level 3	-19.36	-18.58	-19.03
Delta	0.87	1.19	1.91
Rank	3	2	1

V1: 169 m/min, f1:2000 mm/min, a1:1 mm,

In Table 10, “V1f1a1” was found to be the most suitable machining parameter value for roughness. All factors have an effect on the Ra surface roughness of Afyon White marble, with depth having the greatest effect. Ra surface roughness decreases with a decrease in depth and the feed rate > 2000 mm/min has a negative effect on surface roughness.

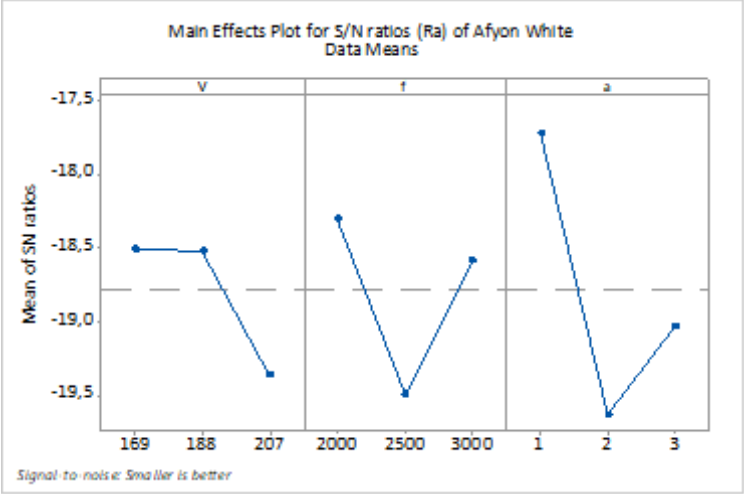


Figure 8. Main effects plots for S/N ratios (Ra) of Marmara White Marble

Table 11 shows the variance analysis of machining parameters used to determine surface roughness according to Ra values.

Table 11. Analysis of variance of Ra for S/N of Afyon White Marble

Source of variation	Degrees of freedom	Sum of squares	Mean squares	Error	% Cont	F Value
V	2	2.268	1.134	35.492	21.42	35.49
f	2	2.431	1.215	38.051	22.96	38.05
a	2	5.,826	2.913	91.183	55.01	91.18
Error	2	0.063	0.031		0.61	
Total	8	10.59			100	

In the experiment results, 95% (α = 0.05) confidence level variance analyses were used and the effect levels of variables on surface roughness (Ra) were determined. Given F_{depth}=91,18> $F_{0,05;2;8}$= 4 .46 in the variance analysis carried out according to the F hypothesis, depth, cutting speed and feed rate have an effect on the roughness of Afyon White marble, with depth having the greatest effect (55.01%).

CONCLUSION

Machining performance and product quality was improved with the minimization of depth, cutting speed and feed rate. Using the Taguchi experimental design method instead of trial-and-error methods to determine the most appropriate machining conditions reduces time, cost and material demands.

The results of the study are as follows:

As a result of optimization using the Taguchi experimental design, the most suitable machining values were determined for the lowest surface roughness.

In Marmara White marble, the best surface quality was achieved at 1 mm depth, 169 m/min cutting speed and 2500 mm/min feed rate.

In Afyon White marble, the best surface quality was achieved at 1 mm depth, 169 m/min cutting speed and 2000 mm/min feed rate.

The statistical analysis showed that depth and feed rate had an effect on surface quality and that the best surface quality was obtained at 1 mm depth, which was the lowest depth. The surface quality of Marmara White marble improved with a decrease in depth.

ACKNOWLEDGMENTS

This study was supported by the Scientific Research Committee of Afyon Kocatepe University [grant number 17.FEN.BİL.58] and by Zafer Development Agency Social Development Financial Assistance Programs [grant number: TR33/12/SKMDP/0104]. We would like to thank them for their support and contributions.

REFERENCES

Alauddin, M., El Baradie, M.A., and Hashmi, M.S.J. (1995). Computer-aided analysis of a surface-roughness model for end milling. Journal of Materials Processing Technology, 55, 123-127.

Benardos, P.G., and Vosniakos, G.C. (2002). Prediction of surface roughness in CNC face milling using neural networks and Taguchi's design of experiments Robotics and Computer Integrated Manufacturing, 18 (5-6), 343-354.

Bingöl, O. (2004). Arkeolojik Mimari'de Taş (s. 192). Homer.

Camposeco-Negrete, C. (2013). Optimization of cutting parameters for minimizing energy consumption in turning of AISI 6061 T6 using Taguchi methodology and ANOVA. Journal of Cleaner Production, 53, 195–203.

Fratila, D., and Caizar, C. (2011). Application of Taguchi method to selection of optimal lubrication and cutting conditions in face milling of AlMg3. Journal of Cleaner Production, 19(6-7), 640–645.

Karpat, Y., and Özel, T. (2008). Multi-objective optimization for turning processes using neural network modeling and dynamic-neighborhood particle swarm optimization. International Journal of Advanced Manufacturing Technology, 35, 234–247.

Kun, N. (2013). Mermer Jeolojisi ve Teknolojisi. İzmir, Tezer Matbaası.

Kwak, J.S. (2005). Application of Taguchi and response surface methodologies for geometric error in surface grinding process. International Journal of Machine Tools & Manufacture, 45, 327-334.

Liu, Y.T., Chang, W.C., and Yamagata, Y. (2010). A study on optimal compensation cutting for an aspheric surface using the Taguchi method. CIRP Journal of Manufacturing Science and Technology, 3(1), 40–48.

Lamikiz, A., López de Lacalle, L.N., Sánchez, J.A., and Salgado, M.A. (2004). Cutting force estimation in sculptured surface milling. International Journal of Machine Tools and Manufacture, 14, 1511-1526.

Julie, Z., Joseph, C. C., and, Daniel Kirby, E. (2007)., Surface roughness optimization in an end-milling operation using the Taguchi design method. Journal of Materials Processing Technology, 184, 233–239.

Öz, O. (2018). Doğal Taşların CNC makinesi ile işlenmesinde Taguchi deney tasarımı yöntemi uygulanarak yüzey kalitesinin araştırılması. Afyon Kocatepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü Yüksek Lisans Tezi, Afyon.

Özel, T., and Karpat, Y. (2005). Predictive modeling of surface roughness and tool wear in hard turning using regression and neural networks. International Journal of Machine Tools and Manufacture, 45, 467–479.

Sakarya, N., ve Göloğlu, C. (2006). Taguchi Yöntemi ile cep işlemede kullanilan takim yolu hareketlerinin ve kesme parametrelerinin yüzey pürüzlülüğüne etkilerinin belirlenmesi. J. Fac. Eng. Arch. Gazi Univ., 21 (4), 603-611.

Sarıışık, G., ve Özkan, E. (2016). Bilgisayar Kontrollü Makine (CNC) ile Mermerlerin İşlenebilirliğinde Kesme Kuvveti ve Spesifik Enerjinin Belirlenmesi. Afyon Kocatepe Üniversitesi Fen ve Mühendislik Bilimleri Dergisi, 16, 420-430.

Sarıışık, G., ve Özkan, E. (2017). Mermerlerin CNC Makinesi ile İşlenmesinde Kesme Kuvvetleri ve Spesifik Kesme Enerjisinin İstatistiksel Analizi. Dokuz Eylül Üniversitesi-Mühendislik Fakültesi Fen ve Mühendislik Dergisi, 19, 178-193.

Sarıışık, G., and Özkan, E. (2018). Effects of natural rock properties on cutting forces, specific energy and specific cutting energy by four-axis machine. Arabian Journal of Geosciences, 11(5).

Sayar, M., ve Erguvanlı, K. (1962). Türkiye Mermeleri ve İnşaat Taşları (s.190). İTÜ.

Şirin, E., Şirin, Ş., Turgut Y., ve Korkut, İ. (2015). AISI D2 Soğuk iş takım çeliğinin frezelenmesinde yüzey pürüzlülüğünün Taguchi metodu ile optimizasyonu. Düzce Üniversitesi Bilim ve Teknoloji Dergisi, 3 (1), 132-144.

Yang, J. L., and Chen, J. C. (2001). A systematic approach for identifying optimum surface roughness performance in end-milling operations. Journal of Industrial Tecnology, 17 (2), 1-8.

Wang, Z., Meng, H., and Fu, J. (2010). Novel method for evaluating surface roughness by grey dynamic filtering. Measurement, 43 (1), 78–82.

STUDY OF BEIGE PHOSPHATE ORE: KEF ES SENNOUN; DJEBEL ONK – TEBESSA; ALGERIA

N. Djamel [1,2,] *, C. Mohamed [2], B. Ahcene[3], M. Zouhir[2]

[1] *École Nationale Supérieure des Mines et de Métallurgie – Laboratoire de Valorisation des réserves Minières et Environnement (LAVAMINE), Badji Mokhtar University, Annaba, Algeria*
*(*Corresponding Author: djamel.nettour@ensmm-annaba.dz)*
[2] *Laboratoire de Valorisation des réserves Minières et Environnement (LAVAMINE), University of Badji Mokhtar, Annaba, Algeria*
[3] *Mining Department, Earth Sciences Faculty - Badji Mokhtar University of Annaba, Algeria*

ABSTRACT

The Algerian underground conceals high potential of phosphate; proven reserves are currently estimated at 2.2 billion tons. The Algerian production achieved remains relatively low, it is about 1.5 million tons per year (Nettour et al 2018). To respond to the increased demand for fertilizers in the world, producing countries are expected to increase their production capacities and create strategies for the development and modernization of their production tools (Merabet et al 2003). To adopt an adequate technique to increase the production, a detailed identification and characterization of the ore in question is required. This paper presents a complete characterization of kef Es Sennoun beige phosphate ore of Jebel Onk deposit. The particle size analysis of phosphate ore has shown that the particle size range (00+63) µm represents the major part of the total mass of the sample, XRD analysis revealed the following major mineral phases: carbonate apatite, carbonate hydroxyapatite, fluorapatite, and carbonate fluorapatite etc.. as phosphate elements. The gangue consists of dolomite, silica, calcite, déerite, quartz, and ankerite. The chemical analysis results show that the P_2O_5 contents vary from 27.932 to 34.249 % with an average = 30.156 %. The contents of MgO vary from 0.508 to 3.214 %, hence the average content = 1.934 %.

Key words: Phosphate, Characterization, XRD, SEM, Djebel Onk.

INTRODUCTION

The growing demand for phosphate fertilizers is annually recorded worldwide; it is generally caused by the increase in needs formulated especially by agriculture (IFA. 2017). According to the International Fertilizer Association, (I.F.A. Annual Conference, 2017), fertilizer requirements would continue to grow continuously at a rate of 2.4 % per year. The high prices of agricultural products, especially cereals, also encourage farmers to expand the area sown to make more money. Algeria has high phosphate potential, proven resources are currently estimated at 2 billion tons. The production achieved remains relatively low; it is about 1.5 million tons per year (Benabdeslam, 2007).

To increase production capacity and answer the high demand for fertilizers around the world, a detailed identification of the ore is needed. This paper presents the results of the different characterization methods of the Beige phosphate ore of Kef Es Sennoun -Djebel Onk- Algeria, namely: sieve size analysis, binocular microscope observation with natural light of the various particle size fractions, microscopic observation of thin rock sections to know the main minerals and associated phases (Wissem G, et al 2016), mineralogical analysis by X-ray diffraction (XRD) to identify the mineral components constituting the ore in question, the morphological study of different granular fractions using the scanning electron microscope (SEM), and the chemical analysis of the phosphate ore of Kef Es

Sennoun. From the results obtained, it is noted that the phosphate ore is friable, composed of fine particles size, rich in P_2O_5, dolomites and clay, it is composed of carbonate apatite, carbonate hydroxyapatite, fluorapatite, and carbonate fluorapatite, etc.. as phosphates elements.

Materials and Methods

A sample of Beige Phosphate Ore obtained from Kef Es Sennoun deposit; Djebel Onk – Tebessa; Algeria, was used in this study. The raw ore sample was crushed to a particle size of −2 mm. The product was then homogenized, divided into bags of 100 g and stored for later use for grinding and flotation test.

After the crushing operation, the crushed samples of phosphate ore were ground in a ceramic mortar mill (Figure 1) by dry grinding. For size classification in narrow size intervals, the time of grinding is 3 minutes. The product collected after of grinding was screened into the following sieve assortment: 4000 µm, 2000 µm, 1000 µm, 125 µm, 63 and 45 µm.

Figure 1. Ceramic mortar mill

Particle Size Analysis of Jebel Onk Ore

To identify the particle size composition of the ore, after the different stages of fragmentation, the sieving analysis is carried out for particle size analysis, to determine the respective size and weight percentage of the different families of grains called particle size fractions constituting the samples. (Bezzi, 2005). These fractions consist of particles whose size covers a relatively small range and decreases from one fraction to another. There are several methods of particle size analysis. Among

these methods, the sieving method used in our study, covers almost all ranges of particle sizes targeted. In addition, they allow the recovery of separate samples depending on the particle size. (Alain, 1997).

To calculate the recovery of concentrate, we use the following equation:

$$\text{Recovery; } \% = \frac{\text{Cc}}{\text{Ff}} \text{ X } 100 \quad (1)$$

Where:
F, feed weight in g;
C, concentrate weight in g;
f, phosphate content in feed, %;
c, phosphate content in concentrate, %;

Microscopic observation

Microscopic observation of granular fractions

To study the morphology and to determine the different minerals associated with the phosphate mineral, granular fractions were observed by the binocular microscope. The slices to be observed have undergone successive washing operations to eliminate ultrafine particles and then dried in the laboratory oven.

Microscopic observations have shown that the beige phosphate ores of the Kef Es Sennoun deposit consist of three distinct phosphate elements which are the pellets, the coprolites and the bioclasts as well as the minerals of the exogangue see Figure 3. The fractions observed are:
[-1000 + 500] µm; [-500 + 200] µm; [-200 + 125] µm; [-125 + 63] µm; [-63 + 45] µm; [-45 + 0] µm.

Mineralogical X-ray diffraction analysis (XRD)

X-ray diffraction (XRD) is one of the non-destructive techniques of complex mixtures; it allows a rapid and commonly used analysis to identify the different mineral species present within a material as well as their mesh parameters. It can be used to get quantitative information such as the relative proportion of each species in a matrix. It can also tell us about the nature and sometimes quantify the crystalline minerals constituting a solid body; it can be used to determine the degree of crystallinity in a phase too. (Gravereau, 2011).

Weight Yield Variation

From the results obtained of table 1, it is noted that the bulk of the overall mass of the sample is in the range [-1000 + 125] µm is of the order of 366.22 g with a weight yield of 73.24 %. On the other hand, the gross slice yield greater than 4 mm is 3.14 %. The fine fraction less than 63 µm represents only 5.65 %. On the other hand, Figure 2 shows that the beige phosphate of Kef Ess Ennoun granular composition is characterized by 4 main modes namely:

The main mode represented by the mesh [-500 + 200] µm, equals to 43.53 % in weight; the weight yield of the second mode of mesh equals to -200 + 125 microns is about 16 %; the third mode represents the coarse particle size range of a mesh of [-2000 + 1000] µm with a yield of 6.61 %; and finally the thin slice -45 µm presented the fourth mode with a weight yield of about 4%. Furthermore, the cumulative yields of passers-by are increasing as a function of sieve mesh. But the cumulative yields of the holdings are decreasing according to the openings of the sieves.

Figure 2. X-Ray Diffractometer **Rigaku Ultima IV**

Results and Discussion

Table 1**.** Sieving analysis results of beige phosphate ore

Size fractions (μm)	Mass yield (g).	Weighted yield (%).	Cumulative yield (%).	
			+ γ (%)	– γ (%)
+ 4000	15,71	3,14	3,14	100
- 4000 + 2000	33	6,60	9,74	96,86
- 2000 + 1000	20,8	4,16	13,90	90,26
- 1000 + 500	68,21	13,64	27,54	86,10
- 500 + 200	217,66	43,53	71,07	72,46
- 200 + 125	80,35	16,07	87,14	28,93
- 125 + 063	36	7,20	94,34	12,86
- 63 + 45	10,27	2,05	96,39	5,66
- 45	18	3,61	100	3,61
sum	500	100		

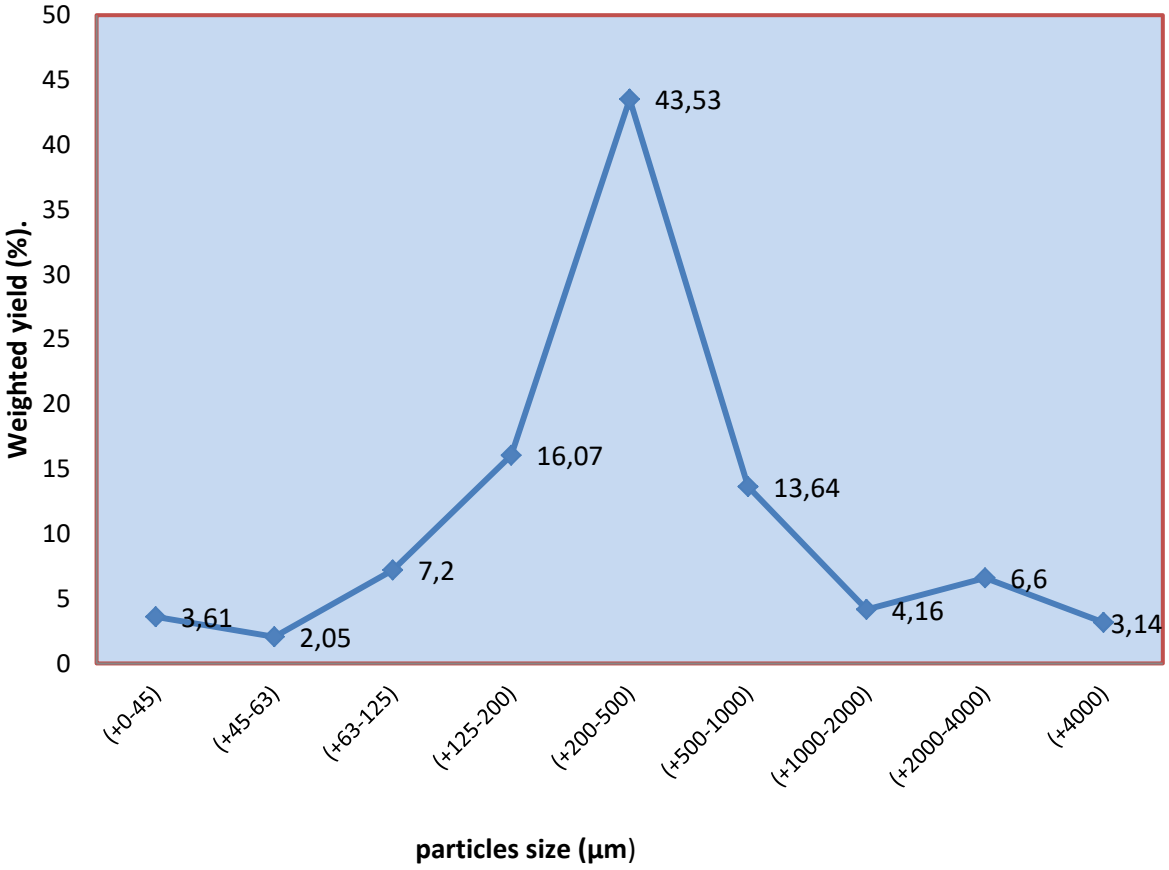


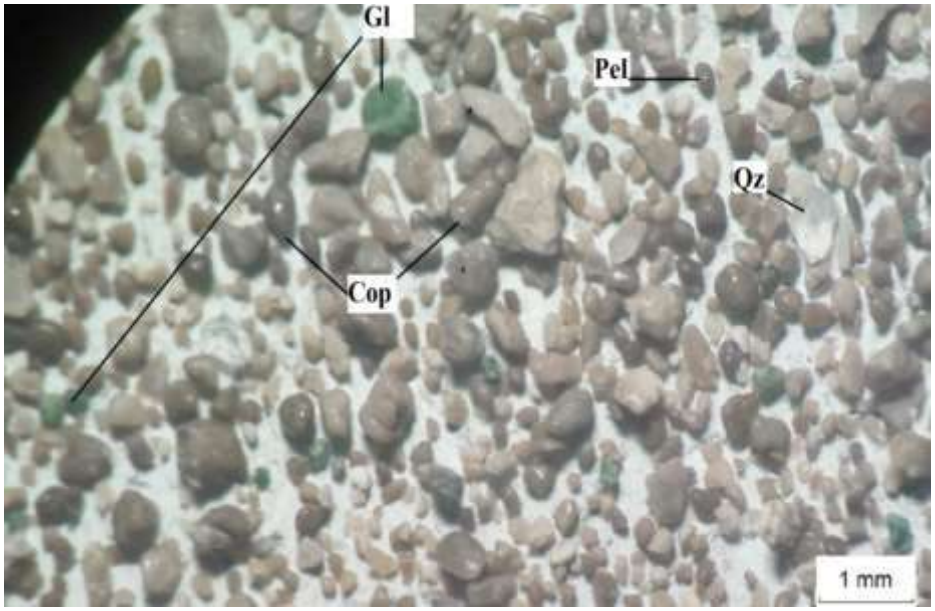
Figure 3**.** Variation of weighted yield according to grain size classes

Microscopic observation

Observation of various fractions of phosphate sample

Microscopic observation has shown that the phosphate ores of the Kef Es Sennoun deposit consist of three distinct phosphate elements which are the pellets, the coprolites and the bioclasts as well as the minerals of the exogangue see Figure 3.

Pellets: this is the most marked fraction; it is presented by rarely elongated egg-shaped grains with a size less than 2 mm. These grains do not generally show a specific internal structure, but some grains have a pseudolitic structure, where the apatite is in the form of concentric layers around body debris, a quartz grain, dolomite or similar glauconite giving the phosphate grains an oolitic structure as seen in Figure 3.



Pel: pellets; Cop: coprolithe; Gl: glauconie; DO: débris osseux; Ca: calcite; Qz: quartz

Figure 4. Binocular magnification observations of beige phosphate ore samples

Coprolites: They are phosphatic particles coarser than pellets, with a size ranging from 400 microns to a few millimeters. They have elongated shapes characteristic of their faecal origin. Pellets and coprolites are "blunted blunting" showing smoothness which indicates that the transport of these particles (rearrangements) is long see Figure 3.

Bioclasts: They include foraminifers and bone fragments and fish teeth. The walls and lodges of some of these elements are phosphatic see Figure 3.

Glaucony: In the form of spherical grains, of a brownish green color, with dimensions ranging from 350 to 400 µm. It is more pronounced in the exogangular clay ore; it occurs either in isolated grains or in the central or peripheral part of some glauconized coprolites.

Quartz: Generally microcrystalline, often occurs in elongated or angular crystals and is most often found in carbonate cement Figure 4.

Pel: pellets; Cop: coprolite; Gl: glaucony; DO: bone debris; Ca: calcite; Qz: quartz

Figure 5. Fractions observations of beige phosphate ore samples

Phosphate sample analysis by XRD

The X-ray diffraction (XRD) analysis of the various particle size fractions made it possible to identify the following main mineralogical phases:

The results obtained showed the presence of the phosphated elements of the apatitic class such as: Carbonate apatite $Ca_{10}(PO4)_6$, Carbonate hydroxyapatite $Ca_{10}(PO4)_3(CO_3)_3(OH)_2$, Fluorapatite ($Ca_5(PO4)_3F$) Carbonate fluorapatite ($Ca_{10}(PO_4)_5CO_3F_{1,5}(OH)_{0,5}$, hydroxyapatite $Ca_5(PO_4)_3(OH)$, Hydrated phosphate see figure. 6.

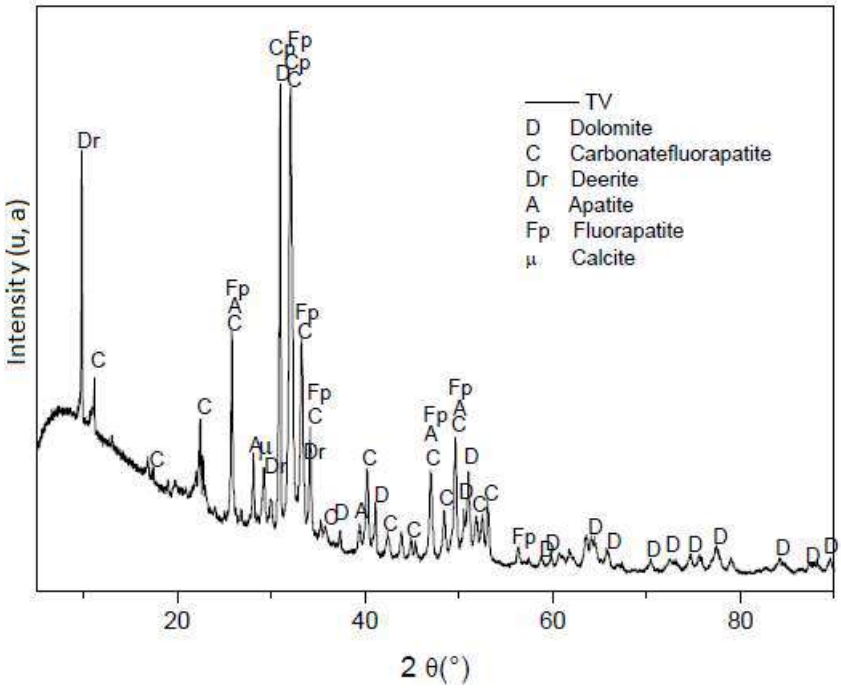


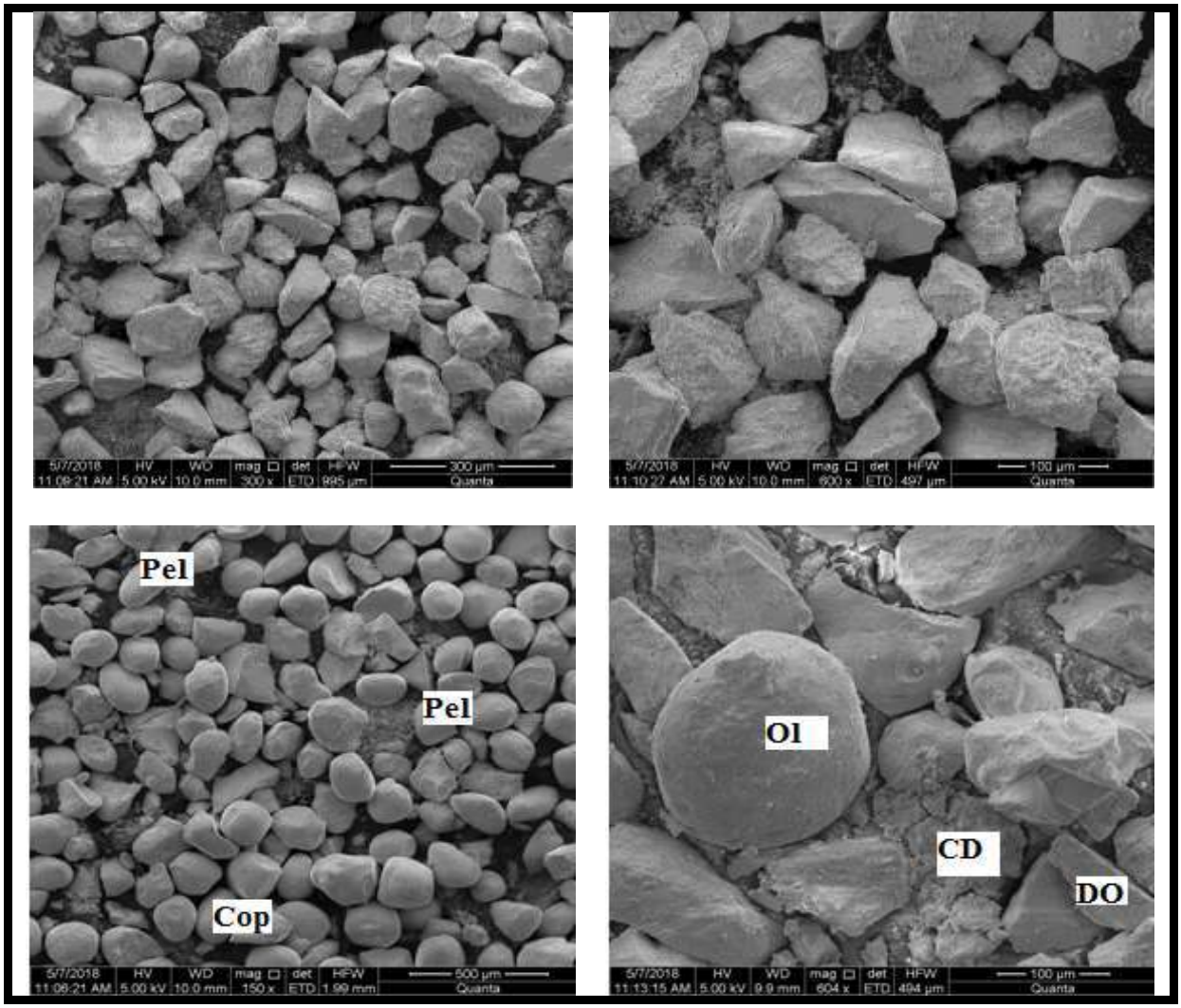
Figure 6. XRD Diffractogram of raw beige phosphate ore

(b) Gangue elements: Are essentially represented by carbonate and siliceous minerals such as dolomite CaMg $(CO_3)_2$; silicas in the form of calcite $CaCO_3$, quartz SiO_2 and gypsum $CaSO_4$.

Scanning electron microscope (SEM) observations

The microscopic observations were carried on five granular fractions of beige phosphate ore. The machine used in this observation is **FTI QUANTA 250**. SEM microscopic observations were made on the following granular slices: raw phosphate sample; (-2000 + 1000) µm; (-500 + 200) µm; (-200 + 125) µm; (-125 +63) µm, to identify the mineralogical phases that exist in each fraction as well as their distribution by dimensional classification.

The results obtained showed the presence of the main minerals sought such as apatite, dolomite, calcite, quartz, gypsum and clays Figure 8. This confirms the results obtained by the DRX. And phosphatic grains in different forms: rounded, cylindrical have been observed, as well as other accessory minerals such as quartz, gypsum, calcite, and ankerite.



Pel: pellets; Cop: coprolite; GP: phosphate grains; DO: bone debris; ol: oolites

Figure 7. SEM observations of beige phosphate

CONCLUSIONS

The study undertaken, in this paper on beige phosphate ore of Djebel Onk allowed us to analyze the evolution of the granular, mineralogical and morphological characteristics of different slices of the ore. The results obtained made it possible to conclude the following:

1. The phosphate ore is characterized by a fine granulometry, rich in P_2O_5, dolomitic, clay. The sieving analysis of the ore samples showed that the particle size range (-500 + 63) µm represents the major part of the overall mass of the whole, thus the optimal separation mesh of the phosphatic elements separation.
2. The major mineral phases are: carbonate apatite, carbonate hydroxyapatite, fluorapatite, and carbonate fluorapatite etc. as phosphatic elements. The gangue consists of dolomite, silica, calcite, déerite, quartz, and ankerite.
3. The results of XRD analysis confirm those obtained in the scanning electron microscope observations (SEM).

ACKNOWLEDGEMENTS

We would like to thank our colleagues at National Research Center for Development and Welding, Annaba, the laboratory of ENSMM Annaba for their assistance to complete the analysis tests.

REFERENCES

Alain, L. (1997). L'échantillonnage du prélèvement à l'analyse Journées Laboratoires du 25 au 27 octobre 1994 Éditions de l'ORSTOM, Paris, 1997

Benabdeslam, N. (2007). Influence de la matière organique de phosphate noir de Djebel Onk (Tebessa) sur le procédé de traitement Doctoral thesis from Abderrahmane Mira University- Bejaïa Algeria

Bezzi, N. (2005). Gestion de la qualité et valorisation des minerais de Djebel Onk-Tébessa. Doctoral thesis from Ferhat Abbas University- Sétif Algeria

Duchatelle G. (1975). Minerai de phosphate de Djebel Onk, carrière de Djemi Djema. Etude minéralogique. Rapp. interne CERPHOS, 55p.

Gravereau, J. (2011). Introduction à la pratique de la diffraction des rayons X par les poudres ; Thèse de doctorat, Université Bordeaux 1, France. 2011, pp.209. < cel - 00671294).

International Fertilizer Association (IFA); Annual Report (2017) (https://www.fertilizer.org).

Kechiched, R (2017). Les phosphates du nord de Tébessa (dyr et elkouif): étude sédimentologique, gîtologique et géochimique. Doctoral thesis from Badji Mokhtar University - Annaba.

Merabet , D. et al (2003). Etude comparative des minerais de phosphate : noir (djemi-djema) et beige de Kef Es Ennoun) – Djebel Onk, Algerie. Technique de l'industrie minérale, N° 19 ISSN 1296-2981, 2003.

Nettour, D. et al. (2018). Determination of physicochemical parameters of Djebel Onk phosphate flotation (Algeria), Solid State Physics, Mineral Processing DOI: 10.29202/nvngu/2018-4/8.

Wissem, G et al (2016). Beneficiation of Phosphate Solid Coarse Waste from Redayef (Gafsa Mining Basin) by Grinding and Flotation Techniques Procedia Engineering 138) 85 – 94

TEKTELLİ KESME PARAMETRELERİNİN ÇAMUR TANE BOYUNA ETKİLERİ

THE EFFECTS OF MONOWIRE CUTTING PARAMETERS ON MEAN SIZE OF SWARF

E. Yılmazkaya [1,] *, O. Altun [1], Y. Özçelik [1]

[1] *Hacettepe Üniversitesi, Maden Müh. Bölümü, 06800, Beytepe Ankara, Turkey*

*(*Sorumlu Yazar: emreyil@hacettepe.edu.tr)*

ÖZET

Tektelli (monotelli) blok kesme makineleri doğal taş bloklarının sayalanması işleminde ve bloklardan levha kesme işlemlerinde kullanılabilen makinelerdir. Kesme işlemlerinin sonucunda farklı tane boyuna sahip çamur ortaya çıkmaktadır. Oluşan çamurun tane boyu, tel dönüş hızı (çevresel hız) ve tel iniş hızı (kesme hızı) gibi kesme parametrelerine ve kayacın fiziksel ve mekanik özelliklerine bağlı olarak değişiklik göstermektedir. Bu çalışmada, tektelli kesme makinesinde kesme parametrelerinin kesimde oluşan çamurun tane boyuna (d_{50}) etkilerinin araştırılması amaçlanmıştır. Çalışmada laboratuvara getirilen 4 farklı hakiki mermer bloğu üzerinde Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü'nde dizayn edilen tam otomatik tektelli kesme makinesi ile kesim deneyleri gerçekleştirilmiştir. Deneyler farklı tel çevresel hızları ve kesim hızlarında gerçekleştirilmiştir. Deneylerin belirli bir noktasında, kesim makinasının altından çamur örneği alınmış ve örneğin tane boyu dağılımı lazerli tane boyu ölçüm cihazı ile belirlenmiştir. Sonuç olarak, çamurun ortalama tane boyu ile kesme parametreleri arasındaki ilişkiler ortaya konulmuştur.

Anahtar Kelimeler: Tektelli kesme, elmas telli kesme, birim aşınma, birim enerji, çamur, tane boyu.

ABSTRACT

Monowire block cutting machines can be used for natural stone block squaring operations and slab cutting operations from natural stone blocks. Different particle sizes of swarf occur as a result of cutting operations. Particle size of swarf depends on the cutting parameters including wire rotation speed (peripheral speed) and wire downward movement speed (cutting speed) and also physico-mechanical properties of the rock. The purpose of this study is to put forward the effect of cutting parameters on mean particle size of swarf (d_{50}). For this purpose, 4 different natural stone samples were sawed using full automatically servo controlled monowire cutting system which were designed in Hacettepe University Mining Engineering Department. Cutting experiments were performed at different peripheral speed and cutting speed values on the stone blocks. In specific point of the cutting, swarf occurred in the cutting operation was sampled and particle size distribution of this swarf sample was determined by using the laser sizer machine. As a result of this study, the relationships between mean particle size of the swarf and cutting parameters were investigated.

Keywords: Monowire cutting, diamond wire cutting, unit wear, specific energy, swarf, mean size.

GİRİŞ

Doğal taş ocaklarında blokların çıkarılması ve doğal taş işleme tesislerinde bu doğal taşların işlenmesi aşamalarında doğal taş atıkları oluşmaktadır. Doğal taş atıkları parça boyutlarına göre iri boyutlu ve koloidal (büyük miktarı 150 mikron altı) olmak üzere iki ana başlık altında toplanabilir. 1 m^3 lük bir bloğun işlenmesi (kesme, parlatma) sırasında çıkan tozun, blok ağırlığının % 30–40'ı kadar olduğu

belirtilmektedir (Önenç, 2001). TUMMER'in verilerine göre Türkiye'de yıllık doğal taş üretimi 11,5 milyon ton civarında olup işleme tesislerinin kapasitesi 6,5 milyon m^2 civarındadır. Yüksek seviyedeki mermer üretimleri göz önüne alındığında her yıl milyonlarca tonluk mermer atığı oluştuğu, yeniden kullanım için hammadde ortaya çıktığı görülebilmektedir. Bu atıkların çeşitli fiziksel ve kimyasal işlemlerden geçtikten sonra; inşaat sanayisinde, seramik endüstrisinde, boya sanayisinde, yem sanayisinde, çimento sanayisinde, kâğıt sanayisinde, plastik sanayinde, cam sanayinde, yol yapımında vb. birçok sektörde kullanımları mevcuttur. Atıkların bu sektörlerde kullanılabilirlikleri belirli özelliklere sahip olmalarına ya da belirli özellikler göstermelerine bağlıdır. Bu özelliklerin en önemlilerinden birisi mermer atıklarının tane boyu dağılımları ve ortalama tane boyu değerleridir.

Mermer fabrikalarından üretim atığı olarak ortaya çıkan atıkların kullanılabilirliği endüstriyel açıdan kazanç olduğu kadar çevresel açıdan da bir sorunun giderilmesi anlamını taşımaktadır. Bu nedenle mermer atıklarının değerlendirilmesi konusunda bulunabilecek alternatifler, mermer işletmecilerine ve ülke ekonomisine kaynak sağlayacağı gibi bu işletmelerin çevre kirletici özelliğini de büyük oranda ortadan kaldıracaktır (Ceylan, 2000). Mermer ocaklarında blok üretimi esnasında büyük oranlarda mermer (> 2 mm), artık veya pasa olarak atılmaktadır. Bu oran ocağın jeolojik durumuna ve işletme şartlarına göre değişiklik göstermesine rağmen yaklaşık olarak toplam üretimin %40-60'ını oluşturmaktadır (Çelik, 1996). Köse ve Onargan (1992) yaptıkları çalışmada, mermer işleme fabrikalarında verimin %65-70 arasında olduğunu ve bu değerin blok şekline ve cinsine göre değişiklik gösterdiğini söylemektedir. Bu atıkların bir kısmı mozaik ve karo yapımı için kullanılmakta, ancak çok büyük bir kısmı ekonomik olarak değerlendirilemediği için mermer ocaklarında heba olmaktadır. Aynı zamanda çevre kirliliği açısından da olumsuz görüntüler oluşturmaktadır.

Toz mermer artıklar; zirai kireçtaşı, zirai toprak ve zemin ayarlayıcı, yem ve mineralli besinler, sıva katkı malzemesi, çimento üretimi, kireç üretimi, kalsine dolomit üretimi, cüruf yapıcı malzeme, refrakter malzeme, asit nötrleştirmede, cam üretiminde, kâğıt üretiminde, şeker rafinasyonunda, baca gazından kükürdün gideriminde kullanılmaktadır (Şentürk vd. 1996).

Elmas telli kesme yöntemi, doğal taş ocaklarında blok üretiminden nihai ürüne kadar olan birçok aşamadaki makinelerde kullanılan vazgeçilmez ekipmanlardır. Doğal taş ocaklarının %90'ından fazlasında yaygın olarak kullanılmaktadır. Yöntem, kullanıcıların talepleri doğrultusunda geçmişten günümüze kadar sürekli gelişim göstermiştir. Elmas telli kesme makinelerinin ocaklarda kullanımının yaygınlaşması, doğal taş madenciliğinde yeni bir dönem açmıştır (Özçelik vd., 2007). Monotelli (tektelli) kesme makinesi de bir elmas telli kesme makinesidir. Tektelli blok kesme makineleri doğal taş bloklarının sayalanması işleminde ve bloklardan levha kesme işlemlerinde kullanılabilen önemli makinelerdir. Üzerinde bulunan iki adet kasnaktan bir tanesi teli döndürmeye yararken, diğeri ise telin gerilmesini sağlar. Kasnakların bağlı olduğu sistem aşağı doğru inerek kesimin gerçekleştirir (Yılmazkaya, 2013).

Literatürde, tektelli kesme makinelerinin kesiminde oluşan mermer atıkları ile ilgili herhangi bir çalışma bulunmamakla birlikte, bazı araştırmacılar tarafından mermer atıklarının tekrar kullanılabilirliği ile ilgili yapılan çeşitli çalışmalar mevcuttur. Büyüksağış (1995) tarafından mermer toz atıklarının oluşumu ve mermer fabrika atık sularından toz mermer atıklarının ekonomik olarak elde edilebilme yöntemleri ile ilgili bir çalışma mevcuttur. Özkan (1996), Afyon mermerleri toz atıkları ile Etibank Kırka boraks atıklarının çeşitli oranlarda karıştırılarak yüksek sıcaklıkta pişirilmesi sonucu oluşan numunelerin dayanıklılığı üzerine bir araştırma yapmıştır. Şentürk vd. (1996), parça mermer atıklarından suni mermer plağı yapımı konusunda bir deneysel çalışma yapmıştır. Ayrıca toz mermer atıklarının hava kirliliğinin önlenmesinde kullanılabilirliği ve farklı endüstri dallarında kullanımı ile ilgili çalışması mevcuttur. Yıldız (2008), mermer toz atıklarının yol inşaatında değerlendirilmesi üzerine doktora tez çalışması mevcuttur. Binici vd. (2008), geri dönüştürülmüş granit ve mermer atıklarından yapılan betonun duraylılığı üzerine bir çalışma yapmışlardır. Er vd. (2009), atık mermer pasalarının sıcak asfalt özelliklerine etkisi ile ilgili bir çalışma yapmışlardır. Topçu ve Uygunoğlu (2011), mermer agregası ve uçucu külün kilit parke taşı

üretiminde kullanılması üzerine çalışma yapmışlardır. Gencel vd. (2012), mermer atığından yapılan beton kaldırım bloklarının özelliklerini araştırmıştır.

Literatürdeki çalışmaların hiçbirinde tektelli kesim makinalarıyla yapılan kesim sonrası oluşan çamurun tane boyunun incelemesi yapılmamıştır. Bu nedenle bu çalışmada, doğal taş blok kesiminde kullanılan tektelli kesme makinalarında, kesim işleminde ortaya çıkan çamurun ortalama tane boyu ile kesim koşulları (çevresel hız ve kesim hızı) arasındaki ilişkilerin incelenmesi, kesme performansı parametrelerinden birim enerjinin kesimde oluşan çamurun ortalama tane boyuna etkisinin incelenmesi ve kesme veriminin çamur tane boyu ile kontrol edilip edilemeyeceğinin araştırılması amaçlanmıştır.

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Tektelli Kesim Makinesi

Tektelli blok kesme makineleri doğal taş bloklarının sayalanması işleminde ve bloklardan levha kesme işlemlerinde kullanılabilmektedir. Makinede kesme işlemi elmas tel kullanılarak gerçekleştirilmektedir. Elmas telli kesme yöntemi kullanılarak yapılan kesim işlemlerinde birçok değişken parametre bulunmaktadır. Yatırım maliyetleri oldukça yüksek olan tektelli kesme makinalarının kesme sistemlerinin ayrıntılı bir biçimde incelenip anlaşılması, verimli bir şekilde kullanılabilmelerini sağlayacak ve doğal taş işleme tesislerinin verimliliklerini artırıp üretim maliyetlerini düşürecektir. Bu nedenle, tektelli kesme makinesi tasarımı yapılırken endüstride kullanılan tektelli kesme makinelerinden farklı olarak, kesimde önemli rol oynayan bazı parametrelerin izlenebilmesi amacıyla çeşitli sensörler ve ölçüm cihazlarıyla donatılmıştır (Yılmazkaya, 2013). Tasarımı yapılan ve imal ettirilen bilgisayar kontrollü tam otomatik tektelli blok kesim makinesinin görünümü Şekil 1'de verilmiştir. Makineyle, 1,2 m yüksekliğindeki ve 1,2 m genişliğindeki bloklar kesilebilmektedir.

Şekil 1. Tektelli blok kesme makinesinin genel görünümü

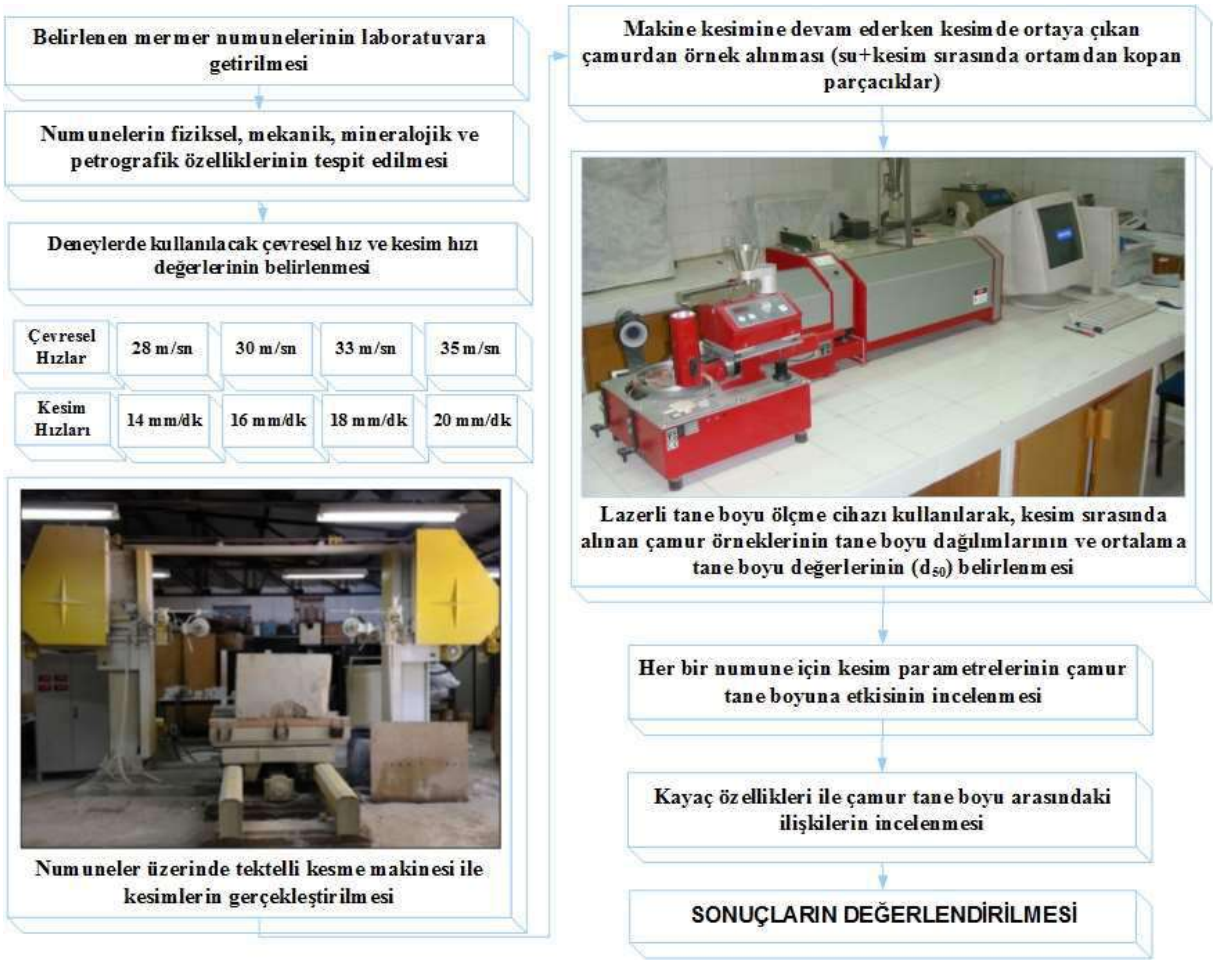
Çalışmada kullanılan tektelli blok kesim makinesi dört ana birimden oluşmaktadır:

- Mekanik birim
- Hidrolik birim
- Elektrik ve elektronik birim
- Otomasyon birimi

Yöntem

Çalışmada, farklı hakiki mermerlerin tam otomatik tektelli kesme makinesiyle kesiminde elmas telin kesim hızı ve çevresel hızının oluşan çamurun tane boyuna etkisinin ortaya koymak için ülkemizde bulunan doğal taş ocaklarından 4 farklı doğal taş (hakiki mermer) temin edilmiş ve Hacettepe Üniversitesi Maden Müh. Bölümü'nde dizaynı gerçekleştirilen tam otomatik bilgisayar kontrollü tektelli kesim makinasında farklı kesim koşullarında (farklı çevresel hızlar ve farklı kesim hızları) kesimler gerçekleştirilmiştir. Kesimin belirli bir noktasında kesim makinasının altından çamur örneği alınmış ve bu örneğin içerdiği parçalanmış-kopmuş malzemenin tane boyu dağılımı bölümümüzün bünyesinde bulunan lazerli tane boyu ölçüm cihazı kullanılarak belirlenmiştir. Bunun sonucunda, elde edilen veriler kullanılarak her doğal taş türü için kesim sırasında ortaya çıkan çamurun tane boyu değişimi ile kesim koşulları (çevresel hız ve kesim hızı) arasındaki ilişkiler incelenmiştir.

Yapılan bu araştırma kapsamında yukarıda belirtilen aşamalar doğrultusunda izlenen çalışma yöntemi şematik olarak Şekil 2'de gösterilmiştir.



Şekil 2. Çalışma kapsamında izlenen yöntem

Çalışmanın ilk aşamasında, doğal taşların bazı fiziki ve mekanik özellikleri belirlenmiştir. Doğal taşlardan alınan numuneler üzerinde Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü Kaya Mekaniği Laboratuvarında TS 699 (1987) ve ISRM (1981) standartlarına uygun olarak deneyler yapılmıştır. Kullanılan doğal taşlara ait bazı fiziki ve mekanik özellikler Çizelge 1'de, mineralojik ve petrografik tanımlamalar Çizelge 2'de verilmiştir.

Çizelge 1. Çalışma kapsamındaki doğal taşların fiziki ve mekanik özellikleri

Numune Adı	BHA (g/cm^3)	ASE (%)	GG (%)	SSİ	TEBD (MPa)	ÇD (MPa)	ED (MPa)	DD (MPa)	BYAD ($cm^3/50cm^2$)
Afyon Beyaz	2,70	0,05	0,15	49	51,45	6,22	12,93	3,0	37,09
Afyon Sarı	2.71	0.16	0.44	46	77,83	6,79	12.21	3,0	33,64
Muğla Leylak	2,73	0,09	0,23	54	89,1	8,50	14,20	3,0	13,26
Muğla Beyaz	2,70	0,16	0,43	42	65,31	4,77	15,02	3,0	30,85

BH: Birim Hacim Ağırlık; ASE: Ağırlıkça Su Emme; GG: Görünür Gözeneklilik; SSİ: Shore Sertliği Indeksi; TEBD: Tek Eksenli Basma Dayanımı; ÇD: Dolaylı Çekme Dayanımı; ED: Eğilme Dayanımı; DD: Darbe Dayanımı; BYAD: Böhme Yüzey Aşınma Dayanımı

Çizelge 2. Projede kullanılan örneklerin doku, modal (%) mineralojik bileşimleri, oluşum şekilleri

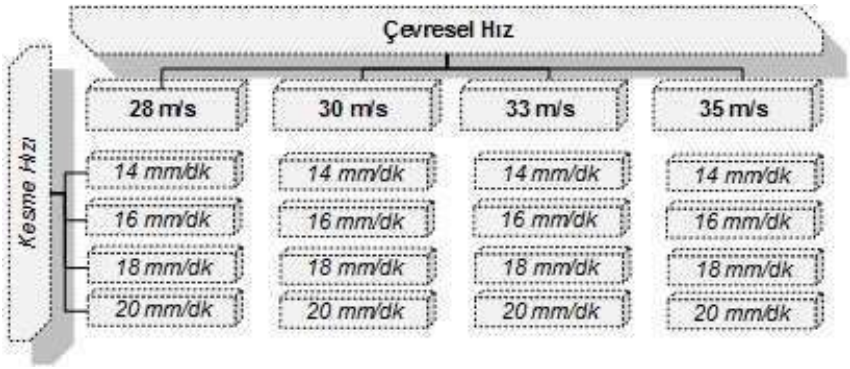
KAYAÇ	DOKU / KAYA ADI	OLUŞUM	MİNERAL BİLEŞİMİ
Afyon Beyaz	Granoblastik Mermer	Metamorfik	Orta kristalli kalsit matriksi içerisinde kılcal rekristalize kalsit damarları içermektedir. Az oranda opak mineral içermektedir. Ortalama tane boyu 0.5mm
Afyon Sarı	Granoblastik Mermer	Metamorfik	Basınç ikizli iri rekristalize kalsit, ortalama tane boyu 0.4mm
Muğla Leylak	Granoblastik Mermer	Metamorfik	Basınç ikizli iri rekristalize kalsit, ortalama tane boyu: 0.3mm
Muğla Beyaz	Granoblastik Mermer	Metamorfik	Basınç ikizli iri rekristalize kalsit, ortalama tane tane boyu 0.7mm

Doğal taşlardan tektelli kesim makinasında deneysel kesimler için 100*100*100 cm boyutlu numuneler hazırlanıp laboratuvara getirilmiştir (Şekil 3). Doğal taş numunelerinin temin edilmesinden sonra kesimde kullanılacak elmas telin temini gerçekleştirilmiştir. Elmas telin kesim sırasındaki görünümü Şekil 4'te verilmiştir.

Şekil 3. Doğal taş örneklerinin laboratuvar ortamındaki görünümü

Şekil 4. Kesimde kullanılan elmas telin görünümü

Kesim deneylerinde 28-35 m/sn tel dönüş hızı aralığı ve 14-20 mm/dk kesim hızı aralığı kullanılmıştır. Kesim deneyleri Şekil 5'de gösterilen değerlerde her kayaç için gerçekleştirilmiştir. Bu kesimler sırasında kesme makinesinin önünden çamur örneği alınmıştır.



Şekil 5. Kesim makinasında uygulanan kesim koşulları

Yapılan kesim işlemleri her bir doğal taş için, sabit tel germe değerinde 4 farklı çevresel hız ve 4 farklı kesme hızında olmak üzere toplam 16 farklı kesim koşulunda gerçekleştirilmiştir. Üzerinde çalışılan 4 farklı doğal taş örneği üzerinde toplam 128 adet kesim deneyi yapılmıştır.

Kesimlerde HRK firmasının ürettiği CC250/4 kodlu yaylı, plastik kaplamalı ve 12 metre uzunluğunda elmas tel kullanılmıştır. Özçelik ve Yılmazkaya (2010), elmas boncuklar üzerinde yaptıkları çalışmada elmas boncuğun ömrü boyunca performansının 3 farklı davranış gösterdiğini belirlemişlerdir. Çalışmada boncuk çapının 10600 mm değerinin altına düştüğünde elmas boncuğun farklı davranış göstermeye başladığını ve kesme performansının düştüğünü belirlemişlerdir. Bu nedenle bu çalışmada da elmas telde ölçümü yapılan boncukların çapları 10600 mm değerinin altına düştüğünde elmas tel aynı özellikteki yeni bir elmas tel ile değiştirilmiş ve kesimlere sürekli olarak yeni tel ile devam edilmiştir.

Çalışma kapsamındaki doğal taşlar üzerinde Şekil 5'de belirtilen her koşulda kesimler yapılırken elmas tel kayaç içerisinde yüzeyden 33 cm aşağı indiğinde 2 dakika süre ile ilk çamur numunesi alımı; 66 cm aşağı indiğinde ise tekrar 2 dakika süreyle ikinci çamur numunesi alımı gerçekleştirilmiştir.

Yapılan tüm kesim işlemleri sırasında ölçülen makina parametreleri aşağıda verilmiştir;

- Her iki kılavuz kasnakta X yönündeki tepkisel kesme kuvveti (N)
- Her iki kılavuz kasnakta Y yönündeki tepkisel kesme kuvveti (N)
- Gerginlik (MPa)
- Güç (W)
- Titreşim (Hz) (X ve Y yönlerinde)
- Su tüketimi (lt/dk)

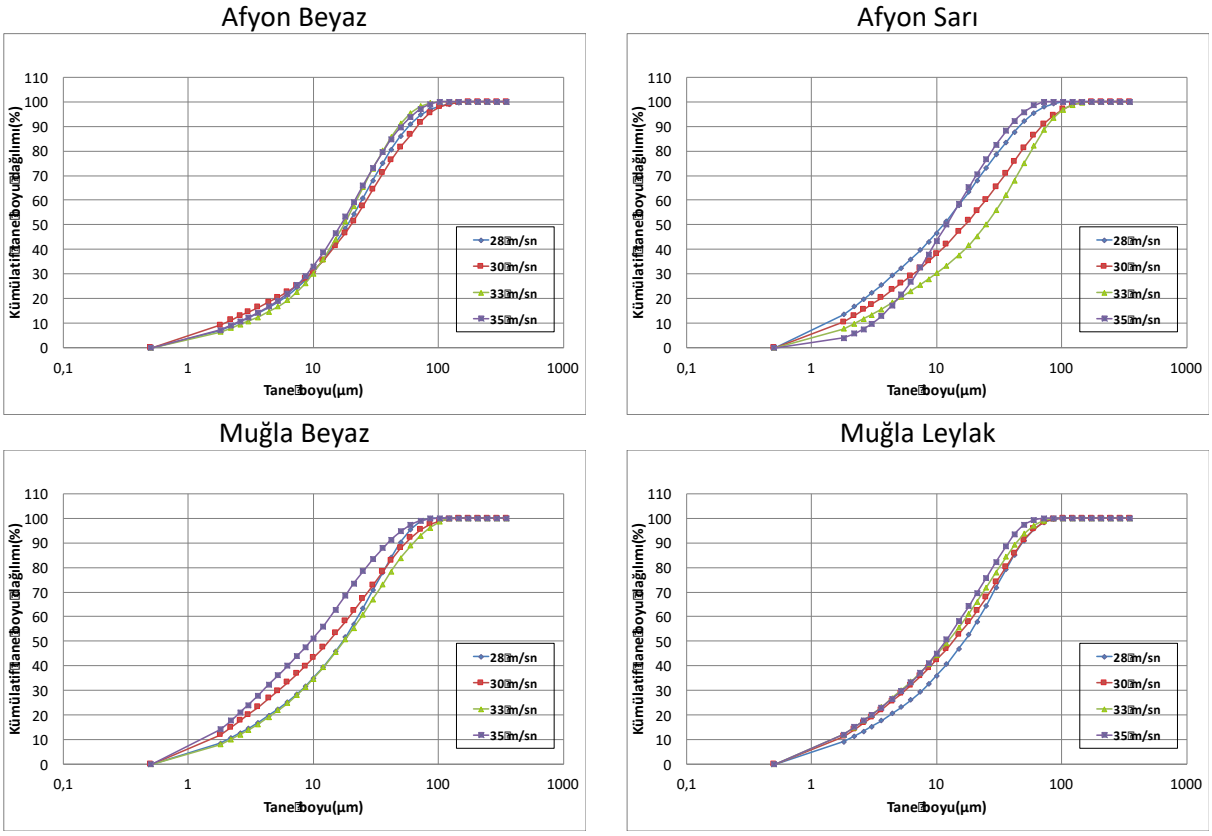
Kesme sırasında tepkisel kesme kuvvetleri, yük ölçerler kullanılarak ölçülmüştür. Kesim sırasında kullanılan anlık enerji ölçümü için makine üzerindeki enerji analizörü, elmas telde oluşan titreşimleri ölçmek için makineye sabitlenen titreşim ölçerler ve kesimde kullanılan su miktarı ölçümü için debi ölçer kullanılmıştır. Kesimlerde kullanılan su miktarı ortalama olarak 6-8 lt/dk arasında sabit tutulmuştur. Yapılan kesimlerde germe kasnağının germe pistonu 1 MPa değerinde gerilmiş ve bu değer tüm kesimlerde sabit tutulmuştur. Kesilen kayaçların genişliği 1 metredir. Kesimler 1 metrelik blok yüksekliğinde yapılmıştır.

Çalışmada, kesim deneylerinin performanslarını değerlendirirken birim aşınma ve birim enerji değerleri incelenmiş ve yorumlanmıştır. Birim aşınma değeri, birim alan başına boncukta meydana gelen çapsal aşınma miktarıdır ($\mu m/m^2$). Çalışmada kullanılan birim enerji terimi, birim alandaki kayacı kesmek için gerekli enerji miktarını ifade etmektedir (kWh/m^2). Tektelli kesme sisteminin panelinde bulunan enerji analizörü aracılığıyla elde edilen makine tarafından çekilen net güç değerlerinin ortalamasının süreyle çarpımının, kesilen yüzey alanına bölünmesiyle bulunmuştur. Bu çalışmadaki hesaplamalarda kullanılan güç değerleri, makine üzerindeki güç analizörü yardımı ile kesme sırasında kaydedilmektedir.

Lazerli Tane Boyu Ölçüm Cihazı

Kesimler sırasında alınan çamur örneklerinin tane boyu değerleri Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü bünyesinde bulunan Sympatec Magic KFS 153 marka lazerli tane boyu ölçme cihazı (Şekil 6) ile belirlenmiştir. Lazer saçınım tekniği, yaş ve kuru uygulama olanağı sayesinde günümüzde en sık kullanılan tane boyu belirleme yöntemlerinden birisidir. Bu metot, özellikle çimento endüstrisinde daha çok tercih edilmeye başlanmıştır. Ölçüm yaptığı tane boyu aralığı 0,1 ile 2000 µm arasındadır. Bu makine kullanılarak alınan ölçümlerde ışığın saçınımı optik modeller kullanılarak tane boyuna çevrilmekte ve hacimsel tane boyu dağılımı elde edilmektedir. Çalışmada malzemelerin tane boyu dağılımı tane boyuna karşılık kümülatif tane boyu dağılımı (%) grafiği çizilerek belirlenmiştir. Her bir malzeme için çizilen grafiklerden ortalama boy (d_{50}) belirlenmiş ve kesme parametreleri (çevresel hız ve kesim hızı) ile olan ilişkisi incelenmiştir. Tane boyu dağılımı iri ve ince boylarda farklılık gösterebileceğinden dolayı ortalama boy olan d_{50} kullanılmıştır. Numunelerin tane boyu dağılımı grafikleri Şekil 7'de verilmiştir. Ortalama tane boyu (d_{50}) değerleri, Şekil 7'deki grafiklerde y eksenlerindeki kümülatif tane boyu dağılımının (%) %50 sine karşılık gelen tane boyu değerleridir.

Şekil 6. Çalışmada kullanılan Sympatec Magic KFS 153 marka lazerli tane boyu ölçme cihazı



Şekil 7. Mermer numunelerinin ortalama tane boylarının (d_{50}) hesaplanmasında kullanılan kümülatif tane boyu dağılımı grafikleri

SONUÇLARIN DEĞERLENDİRİLMESİ

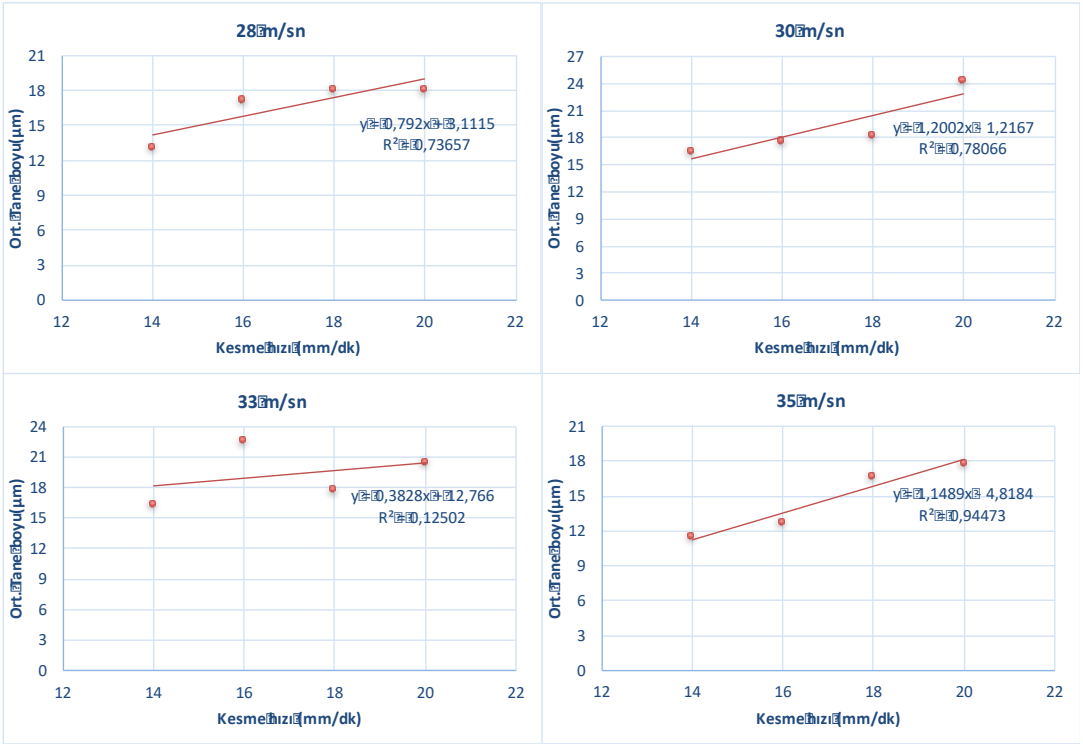
Çalışmada elde edilen sonuçlar mermerler için ayrı ayrı değerlendirilmiştir. Bu bölümde numuneler için farklı çevresel hız ve kesim hızlarında makine parametrelerine bağlı olarak çamur tane boyu değişimi ve tektelli kesme sistemindeki performans parametrelerinden önemli bir tanesi olan birim enerjiye bağlı olarak çamur tane boyu değişimi ilişkileri verilmiştir.

Makine parametreleri ile ortalama tane boyu arasındaki ilişkiler

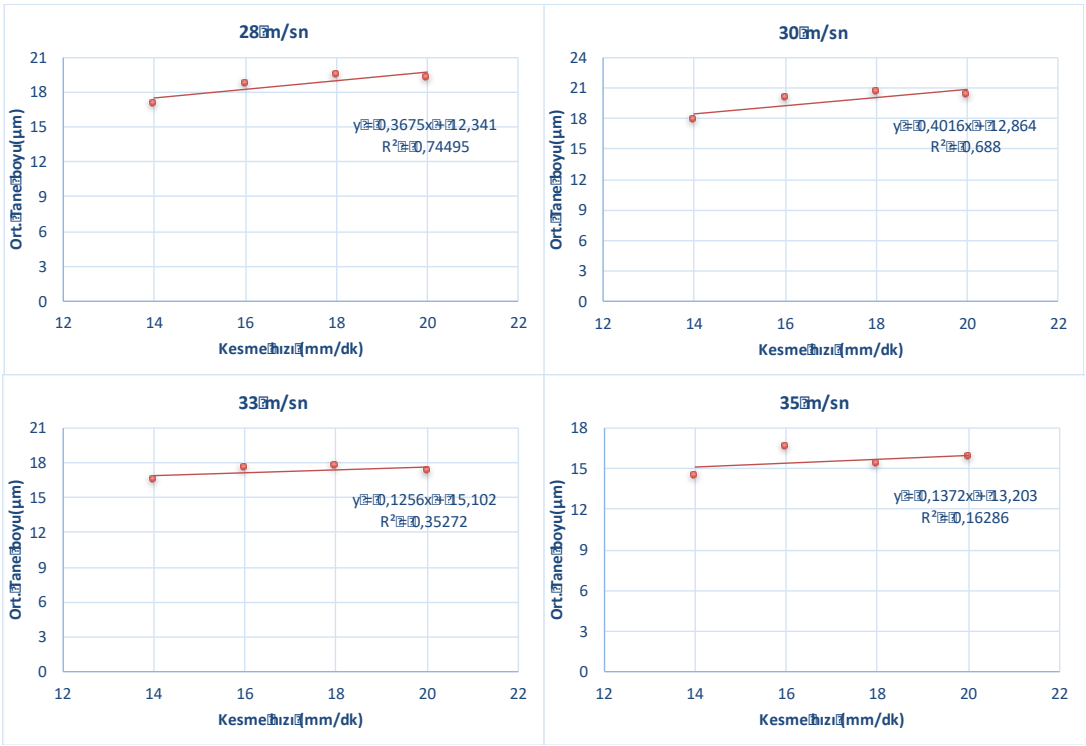
Çalışmanın bu bölümünde numuneler için farklı çevresel hızlarda kesim hızı-çamur tane boyu ilişkileri ve farklı kesim hızlarında çevresel hız-çamur tane boyu değişimi ilişkileri verilmiştir.

Kesim hızı-çamur tane boyu ilişkileri

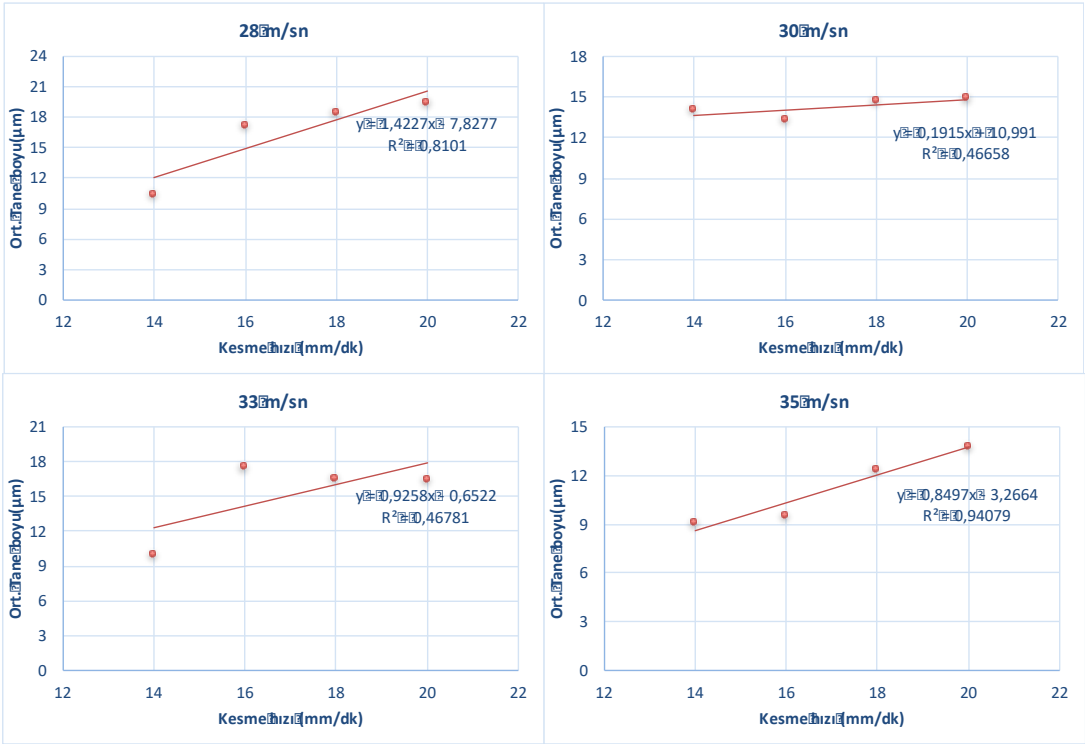
Deneyleri gerçekleştirilen numuneler için farklı çevresel hızlarda kesim hızı-çamur tane boyu ilişkileri Şekil 8, 9, 10 ve 11 de verilmiştir.



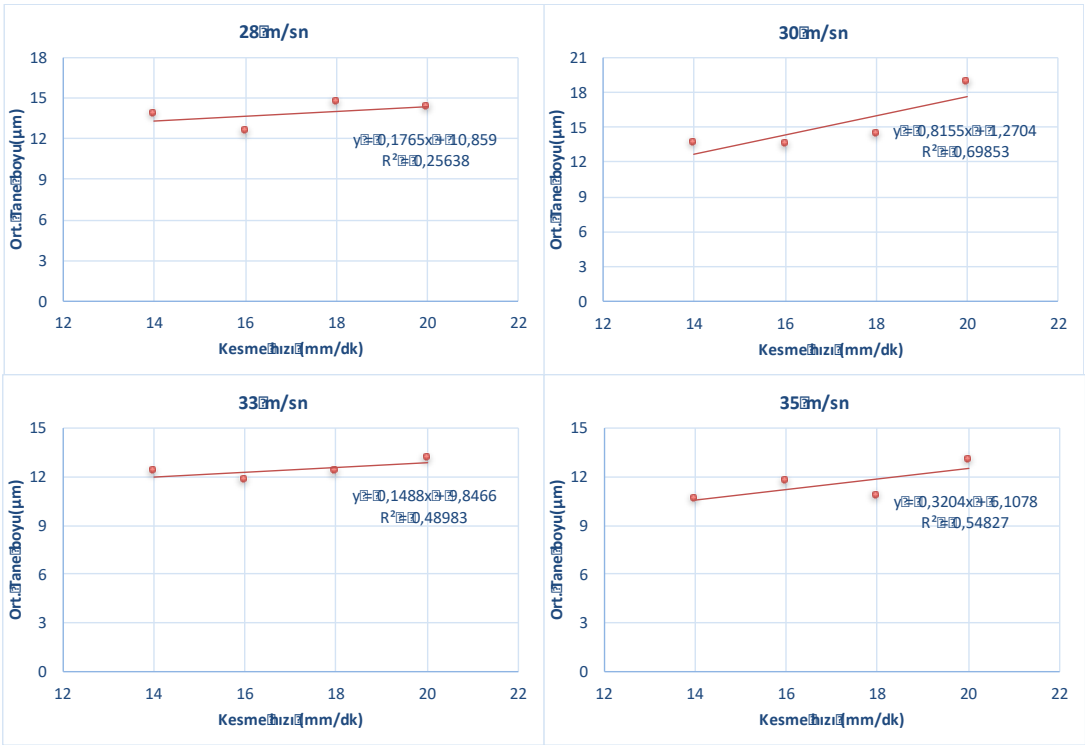
Şekil 8. Afyon Beyaz numunesi için farklı çevresel hızlarda kesim hızı-çamur tane boyu ilişkisi



Şekil 9. Afyon Sarı numunesi için farklı çevresel hızlarda kesim hızı-çamur tane boyu ilişkisi



Şekil 10. Muğla Beyaz numunesi için farklı çevresel hızlarda kesim hızı-çamur tane boyu ilişkisi

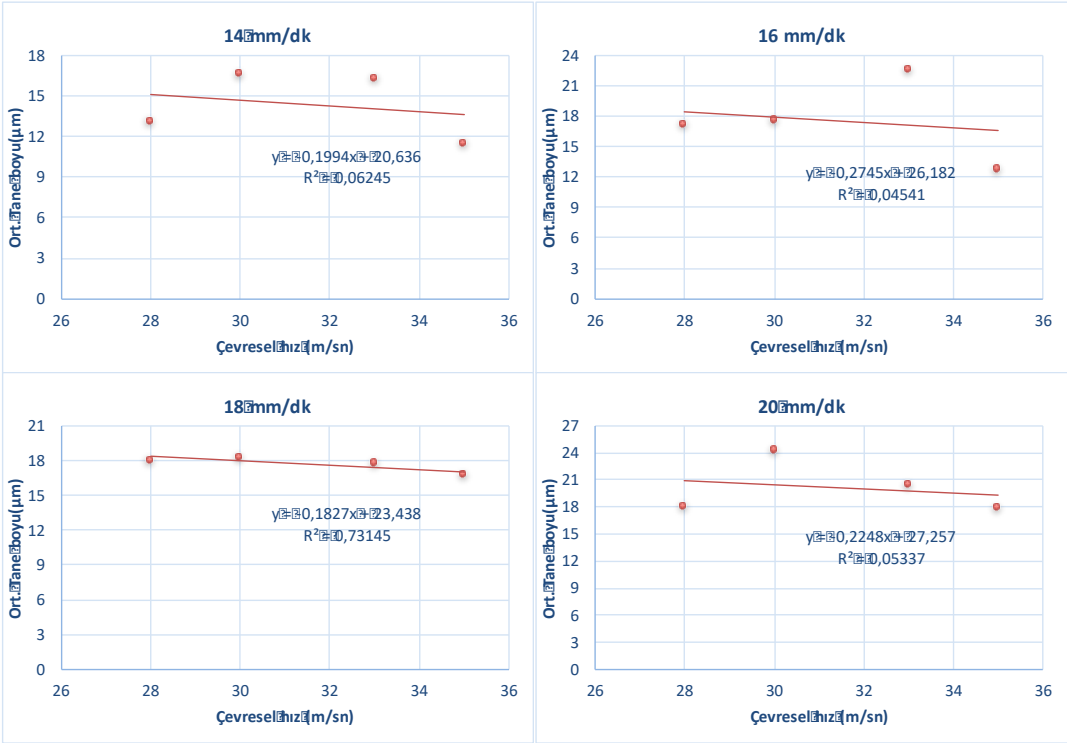


Şekil 11. Muğla Leylak numunesi için farklı çevresel hızlarda kesim hızı-çamur tane boyu ilişkisi

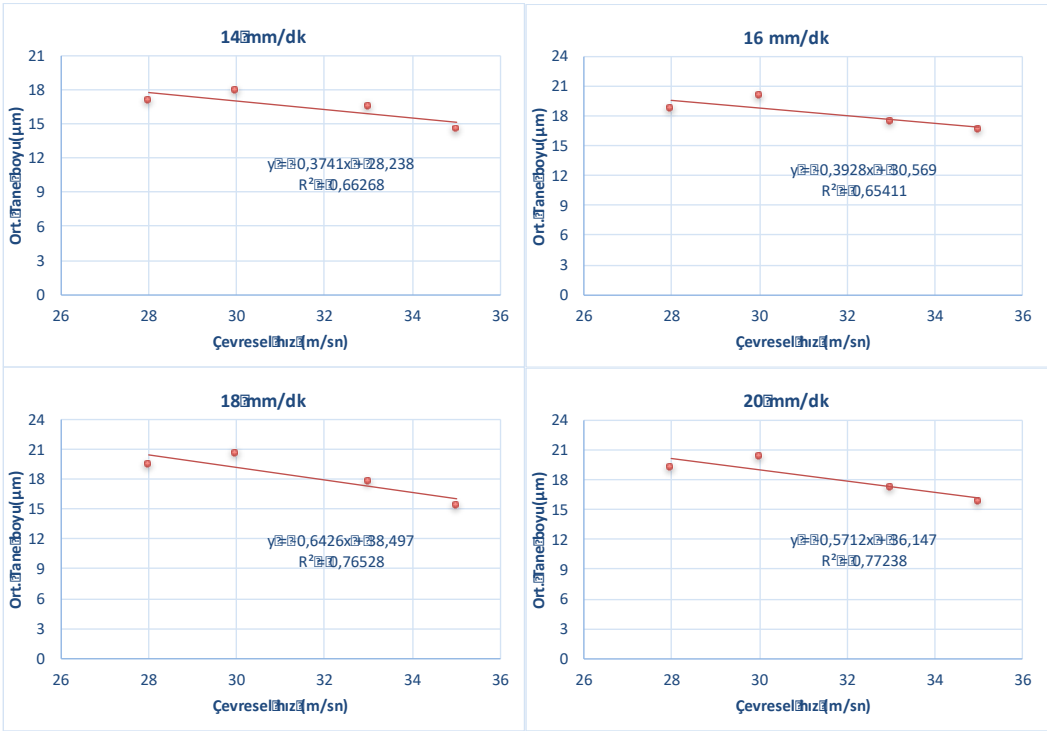
Şekil 8, 9, 10 ve 11 incelendiğinde, kesim hızı değeri arttıkça kesimde oluşan çamurun tane boyunun da yükselme eğiliminde olduğu görülmektedir.

Çevresel hız -çamur tane boyu ilişkileri

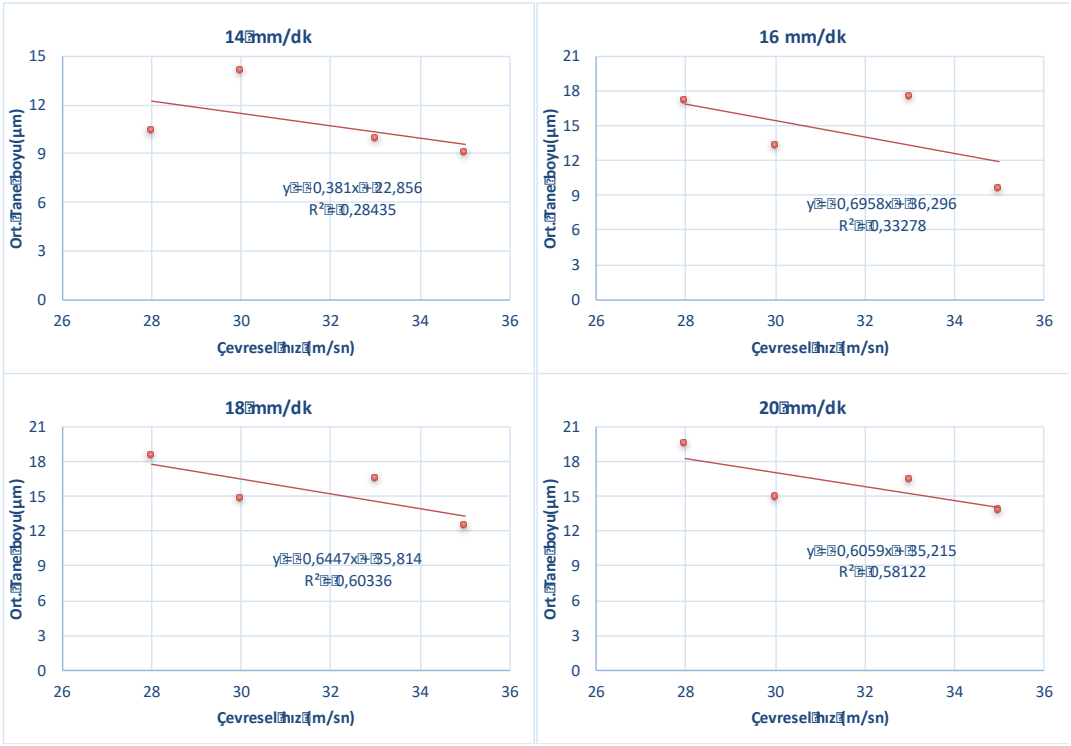
Mermer numuneleri için farklı kesme hızlarında çevresel hız-çamur tane boyu ilişkileri Şekil 12, 13, 14 ve 15'de verilmiştir.



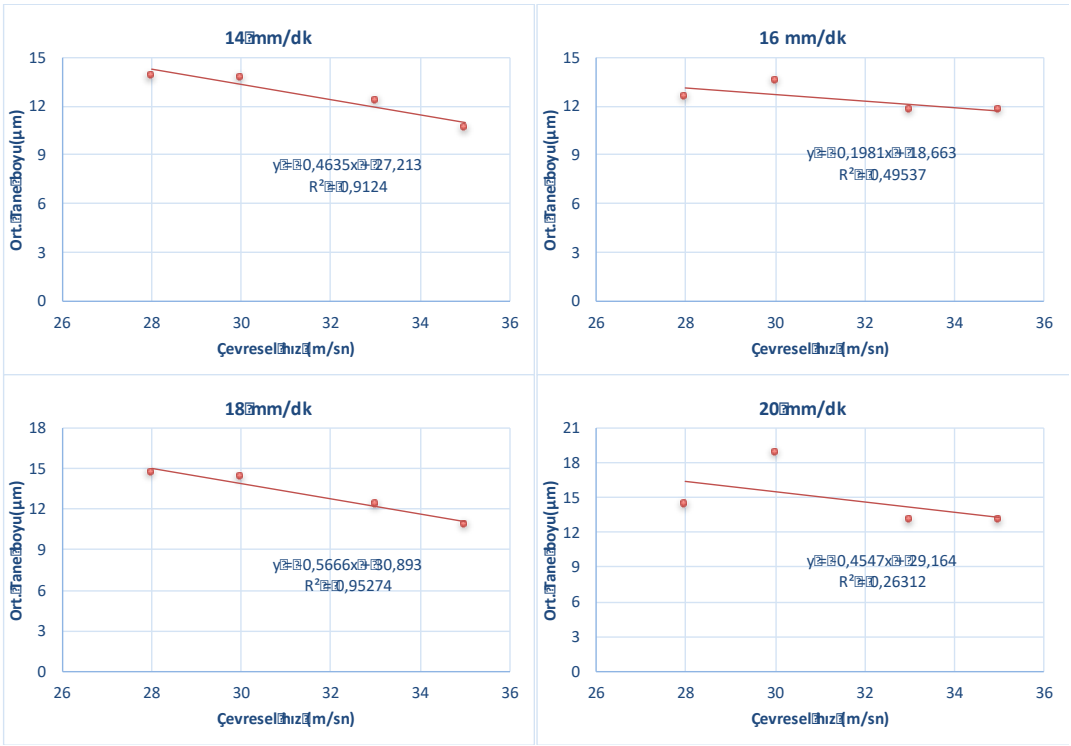
Şekil 12. Afyon Beyaz numunesi için farklı kesme hızlarında çevresel hız-çamur tane boyu ilişkisi



Şekil 13. Afyon Sarı numunesi için farklı kesme hızlarında çevresel hız-çamur tane boyu ilişkisi



Şekil 14. Muğla Beyaz numunesi için farklı kesme hızlarında çevresel hız-çamur tane boyu ilişkisi

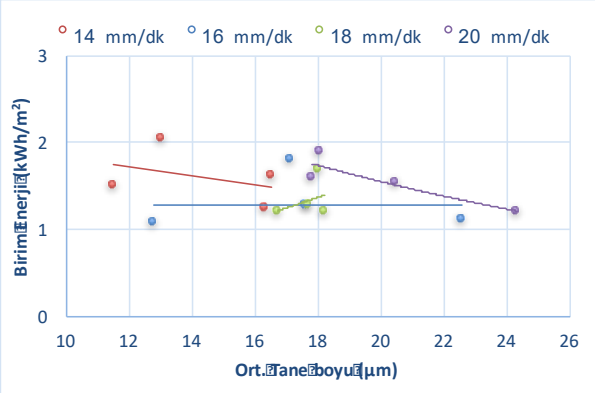


Şekil 15. Muğla Leylak numunesi için farklı kesme hızlarında çevresel hız-çamur tane boyu ilişkisi

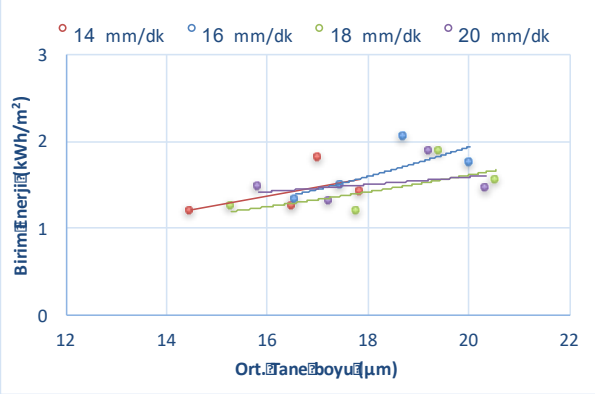
Şekil 12, 13, 14 ve 15 incelendiğinde, çevresel hız arttıkça kesimde oluşan çamurun tane boyunun azaldığı görülmektedir.

Birim enerji ile ortalama tane boyu arasındaki ilişkiler

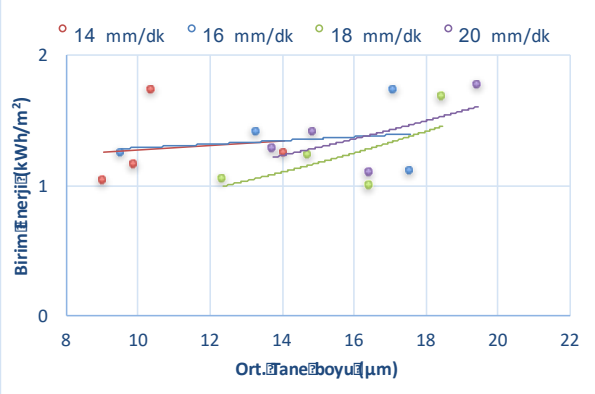
Çalışmanın bu bölümünde çalışmada kullanılan numuneler için farklı çevresel hızlarda birim enerji-çamur tane boyu değişimi ilişkileri incelenmiştir. Mermer numuneleri için farklı kesme hızlarında yapılan kesimlerde ortaya çıkan ortalama çamur tane boyu-kesimde harcanan birim enerji ilişkisi Şekil 16, 17, 18 ve 19'da verilmiştir.



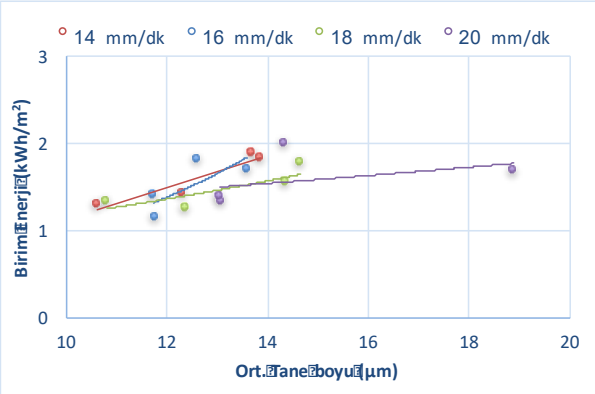
Şekil 16. Afyon Beyaz numunesi için farklı kesme hızlarında çamur tane boyu-birim enerji ilişkisi



Şekil 17. Afyon Sarı numunesi için farklı kesme hızlarında çamur tane boyu-birim enerji ilişkisi



Şekil 18. Muğla Beyaz numunesi için farklı kesme hızlarında çamur tane boyu-birim enerji ilişkisi



Şekil 19. Muğla Leylak numunesi için farklı kesme hızlarında çamur tane boyu-birim enerji ilişkisi

Şekil 16, 17, 18 ve 19 incelendiğinde Afyon Sarı, Muğla Beyaz ve Muğla Leylak numuneleri için kesimlerde oluşan ortalama çamur tane boyu (d_{50}) yükseldikçe kesimde harcanan birim enerji miktarlarının da artma eğilimde olduğu görülmektedir. Afyon Beyaz numunesi için belirli bir ilişki tespit edilememiştir.

SONUÇLAR

Mermer örnekleri üzerinde tektelli kesme makinesi kullanılarak farklı kesme hızları ve çevresel hızlarda gerçekleştirilen, kesim sırasında ortaya çıkan çamurun tane boyunun belirlenip çeşitli ilişkilerin incelendiği bu çalışmada aşağıdaki sonuçlara ulaşılmıştır;

- Mermer numunelerinin kesim deneylerinde telin kesim hızı değeri arttıkça kesimde oluşan çamurun tane boyunun da yükselme eğiliminde olduğu tespit edilmiştir.
- Kesimlerde elmas telin dönüş hızı (çevresel hız değeri) arttıkça oluşan çamurun tane boyunun azaldığı belirlenmiştir.
- Afyon Sarı, Muğla Beyaz ve Muğla Leylak numuneleri için kesimlerde oluşan ortalama çamur tane boyu (d_{50}) yükseldikçe kesimde harcanan birim enerji miktarlarının da artma eğilimde olduğu tespit edilmiştir. Afyon Beyaz numunesi için belirli bir ilişki tespit edilememiştir.
- Kesimlerde oluşan çamurun ortalama (d_{50}) tane boylarının 9 ile 24 mikron arasında olduğu tespit edilmiştir. Bu malzemelerin boyutlarına göre kullanılabilirliklerinin değerlendirilmeleri tekrar kullanılmadan önce geniş boyut aralığından dolayı sınıflandırılmalarıyla mümkün olabilir.
- Mermer atıklarının çeşitli özelliklerine göre yapı ve inşaat sanayi, çimento sanayi ve yol yapımı gibi kullanım alanları mevcuttur. İnşaat alanında mozaik, yapı taşı, çimento, harç ve sıva olarak kullanıldığı gibi kireç elde edilen en önemli hammaddelerden de birisidir. Kireç elde edilecek kireçtaşlarının mineralojik bileşimindeki kil oranı %5'i aşmamalıdır. Karo imalatında %10-12 oranında boyutu 0.5mm'nin altında olan mermer tozu kullanılmaktadır (Erdoğan, 2003). Tane boyu dağılımı grafikleri incelendiğinde numunelerden alınan çamur örneklerinin tane boylarının 500 mikronun altında olduğu tespit edilmiştir. Buna göre numunelerin karo imalatında kullanılmaları tane boyu açısından uygun görünmektedir.

Bu çalışma kapsamında yapılan inceleme ve değerlendirmeler sonucunda araştırmanın geliştirilmesi ve daha kapsamlı verilere ulaşılabilmesi için aşağıdaki öneriler yapılmaktadır;

- Çimento sanayiinde her ne kadar çok miktarda $CaCO_3$ bileşimli hammaddeler kullanılsa da mermer sadece beyaz portland çimentosu yapımında kullanılmaktadır. Ancak burada nem oranının çok yüksek olması, çimento sanayinde kullanılmasında olumsuz etki yapmaktadır. Çimento sanayinde nem oranı en fazla %15 oranında istenirken, atıklarda bu oran çok daha

yüksektir. Bu nedenle sonraki çalışmalarda daha fazla numune ile nem analizlerinin ve beyazlık testlerinin yapılması önerilmektedir. Ayrıca benzer bir çalışmanın granit tipi sert taşlar üzerinde de yapılarak değişimlerinin incelenmesi tavsiye edilmektedir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma Hacettepe Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimi tarafından **FHD-2016-8984** numaralı proje ile (**TEKTELLİ KESİM MAKİNELERİNDE MERMER KESME VERİMİNİN MERMER TOZU TANE BOYU İLE KONTROLÜ**) desteklenmiştir. Yazarlar, Hacettepe Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimi'ne katkılarından dolayı teşekkür eder.

KAYNAKLAR

Binici H., Shah T., Aksoğan O., Kaplan H., Durability of Concrete Made with Grorite and Marble as Recyle Aggregates, Journal of Materials Processing Technology, 208, 299-308, 2008.

Büyüksağış, S., Mermer İşleme Tesisleri Atık Sularının Arıtım Yöntemleri ve Ekonomikliklerinin İncelenmesi, Türkiye I. Mermer Sempozyumu Kitabı. 69–76, 1995.

Ceylan, H., Mermer Fabrikalarındaki Mermer Toz Atıklarının Ekonomik Olarak Değerlendirilmesi, Yüksek Lisans Tezi, Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, Isparta, 2000.

Çelik M.Y., Mermer Artıklarının (Parça-Tozlarının) Değerlendirilmesi, Yüksek Lisans Tezi, Afyon Kocatepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, 119 s. (Yayınlanmamış), 1996.

Er A., Barut H.B., Karacasu M., Gündüz A., Atık Mermer Pasalarının Sıcak Asfalt özelliklerine Etkisi, Mermer Artıklarının Değerlendirilmesi ve Çevresel Etkilerinin Azaltılması Sempozyumu, 25-26 Haziran, Diyarbakır, Türkiye, 2009.

Gencel O., Özel C., Köksal F., Erdoğmuş E., Barrera G. M., Brostow W., Properties of Concrete Paving Blocks Made with Waste Marble, Journal of Cleaner Production, 21, 62-70, 2012.

Köse, H. ve Onargan, T., Mermer Üretimi Kesme Teknolojisi Ekonomisi, Dokuz Eylül Üniversitesi Mühendislik-Mimarlık Fakültesi Yayınları. No. 220, İzmir, 204 s, 1992.

Önenç, D.İ., Tozlaşan Bloklar ve Umutlar, Mermer, yıl 7 (30), 66-68, 2001.

Ozcelik, Y., Yilmazkaya, E., Bayram, F., Yasitli, N. E., Kanbir E. S., Investigation of Effects of Bead Number per Meter to Cutting Performance of Diamond Wire, Proceedings of 2nd International Industrial Diamond Conference, B.1.3., 2007.

Özçelik, Y., Yılmazkaya, E., Elmas Telli Kesme Yönteminde Elmas Boncukların Kesme Performansının Boncuk Ömrü Boyunca Değişiminin İncelenmesi, Proje No: 0601602008, Hacettepe Üniversitesi Bilimsel Araştırma Bilimi, 2010**.**

Şentürk A., Gündüz L., Tosun Y.İ., Sarıışık A., Mermer Teknolojisi, S.D.Ü. Mühendislik- Mimarlık Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, 242 s. Isparta, 1996.

Topçu B.İ., Uygunoğlu T., Mermer Agregası ve Uçucu Külün Kilit Parke Taşı Üretiminde Kullanılması", Beton Fabrikasyon, Nisan, Sayı: 98, 2001.

Yıldız H.A., Mermer Toz Atıklarının Yol İnşaatında Değerlendirilmesi, Doktora Tezi, İnşaat Mühendisliği Anabilim Dalı, 2008.

Yılmazkaya, E., Bilgisayar Kontrollü Tektel Sistemi İle Blok Kesmede Etken Faktörlerin İncelenmesi, Doktora Tezi, Hacettepe Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Ankara, 2013.

TRAVERTENİN FİZİKO-MEKANİK ÖZELLİKLERİNİN BELİRLENMESİNDE LEEB SERTLİK ÖLÇÜTÜNÜN KULLANIMININ ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE USABILITY OF LEEB HARDNESS CRITERION IN THE DETERMINATION OF PHYSICO-MECHANICAL PROPERTIES OF TRAVERTINE

S.B. Çelik [1,] *, İ. Çobanoğlu [1], T. Koralay [1]

[1] *Pamukkale Üniversitesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu Yazar: scelik@pau.edu.tr)*

ÖZET

Traverten ülkemizde ve dünyanın birçok yerinde yaygın olarak tercih edilen doğal bir yapı taşıdır. Traverten, çökelim koşullarına bağlı olarak çok geniş bir aralıkta değişen fiziksel ve mekanik özellikler sunmaktadır. Geniş bir aralıkta değişen bu özelliklerin pratik ve ekonomik test yöntemleri ile tahmini üretici ve uygulayıcılar için tercih edilmektedir. Son yıllarda kullanımı yaygınlaşan Leeb sertlik ölçüm yöntemi malzemelerin yüzey sertliğinin hassas olarak belirlenmesinde kullanılmaktadır. Bu çalışma kapsamında Denizli bölgesinde, 16 farklı ocaktan temin edilen traverten örneklerinin fiziksel ve mekanik özelliklerinin Leeb sertlik değerleri ile ilişkisinin araştırılması amaçlanmıştır. Bu amaç doğrultusunda, hazırlanan küp örneklerin kuru ve doygun birim hacim ağırlık (γ_k, γ_d), görünür porozite (n_A), ağırlıkça su emme (w_s), sonik hız (V_p), dikey aşınma (D_a), tek eksenli sıkışma dayanımı (TSD) değerleri belirlenmiş ve bu özelliklerin Leeb sertlik değerleri (H_L) ile ilişkisi değerlendirilmiştir. Ayrıca kaya malzeme karakterizasyonunda çok yaygın olarak kullanılan L tipi Schmidt sertlik çekici kullanılarak elde edilen sertlik değerlerinin (H_S), H_L değerleri ile karşılaştırılması yapılmıştır. Denizli traverteninin incelenen fiziko-mekanik özelliklerinin ekonomik ve pratik olarak elde edilebilen H_L değerleri ile ilişkileri ortaya konmuştur. Elde edilen ilişkiler doğrusal formda elde edilmiş ve ilgili korelasyon katsayılarıyla sunularak literatüre kazandırılmıştır.

Anahtar Sözcükler: Denizli traverteni, Leeb sertlik ölçütü, fiziko-mekanik özellikler.

ABSTRACT

Travertine is a natural building stone widely preferred in our country and in many parts of the world. Travertine has a wide range of physical and mechanical properties depending on the depositional conditions. Practical and economical prediction of these properties ranging in such a wide range are preferred by practitioners. Leeb hardness measurement method, which has become widespread in recent years, is used to determine the surface hardness of the materials. In this study, it was aimed to investigate the correlations of physical and mechanical properties of travertine samples obtained from 16 different quarries in Denizli region with Leeb hardness values. For this purpose, dry and saturated density (γ_k, γ_d) apparent porosity (n_A), water absorption by weight (w_s), sonic velocity (V_p), wide wheel abrasion (D_A), uniaxial compressive strength (TSD) values of the prepared cube samples were determined and correlated with Leeb hardness values (H_L). In addition, the L type Schmidt hammer hardness values (H_S) which are widely used in characterization of rock materials were obtained for all samples and compared with H_L values. Investigation of the physico-mechanical properties of Denizli travertine with economic and practical Leeb hardness test has been revealed. The proposed correlation equations were obtained in linear forms and presented with their coefficients of correlation and brought into literature.

Keywords: Denizli travertine, Leeb hardness criterion, physico-mechanical properties.

GİRİŞ

Doğal yapı taşı sektöründe çok yaygın olarak kullanılan traverten, organik veya inorganik işlevlerle çökelen tatlı su karbonatları olarak tanımlanmaktadır (Chafetz ve Folk, 1984). Yeraltında farklı litolojiye sahip kaya ortamlarında dolaşan yeraltısuları yer yüzeyine ulaştıklarında içerdikleri çözünmüş CO_2'nin kısmi basıncına bağlı olarak karbondioksit atmosfere karışmakta ve bunu takip eden süreçler sonucunda traverten çökelimi gerçekleşmektedir. Denizli havzası traverten çökeliminin çok yaygın olarak görüldüğü dünya çapında bilinen belli başlı bölgelerden birisidir. Bölgede açılma tektoniğinin hâkim olması ve buna bağlı olarak gelişen kırık sistemleri, kalsiyum bikarbonatça zengin yeraltısularını yüzeye ulaştırmakta ve bunun sonucunda traverten çökelimi gerçekleşmektedir. Denizli havzasında sayısı değişmekle birlikte 50'nin üzerinde ocakta traverten açık ocak işletmeciliği yapılmaktadır.

Traverten çökelim koşullarına bağlı olarak tabakalı bir yapı sunmaktadır. Tabakalanmanın belirgin olduğu örneklerde, tabakalanmaya paralel ve dik koşullarda, geniş bir aralıkta değişen fiziksel ve mekanik özellikler elde edilmektedir. Bu anlamda tabaka düzleminin konumu, uygulamada büyük önem taşımaktadır. Doğal yapı taşı olarak traverten, genellikle iç ve dış yüzeylerde kaplama taşı olarak (binalar, oteller, camiler vb.) kullanılmaktadır. Traverten için gözenekli bir yapı karakteristik olmakla birlikte dayanımlı bir yapıtaşı olarak göz önüne alınabilir (Çelik vd., 2014). Denizli havzasında Hierapolis, Laodikeia ve Tripolis gibi antik kentlerde traverten, yapı taşı olarak kullanılmıştır. Doğal yapı taşı olarak travertenin fiziksel ve mekanik özelliklerinin incelendiği çok sayıda çalışmaya rastlamak mümkündür (Török ve Vásárhelyi, 2010; García-del-Cura vd., 2012; Çobanoğlu ve Çelik, 2012).

Sertlik, kayaç yapıcı minerallerin ayırt edici özelliklerinden birisi olup bir mineral yüzeyinin çizilebilirliğinin veya aşınmaya karşı direncinin bir ölçüsü olarak tanımlanabilir. Kaya malzemelerinin de minerallerden oluştuğu göz önünde bulundurulduğunda, düşük veya yüksek sertlik değerine sahip mineral içeriği kaya malzemesinin sertlik değerini belirlemektedir. Kayaçların sertlik değeri gerek çeşitli mühendislik projeleri için gerekse de doğal taş sektörü için önemli malzeme özelliklerinden birisidir. Sertlik, kayaların sahip olduğu diğer fiziksel ve mekanik özellikleri ile yakından ilişkili bir parametre olup çeşitli deneysel yöntemlerle belirlenebilmektedir. Dinamik sertlik ölçüm yöntemlerinden olan L-tipi Schmidt çekici, Shore C-2 skleroskobu ve son yıllarda kullanımı yaygınlaşan Leeb sertlik ölçüm yöntemleri, gerek pratik olmaları gerekse de ekonomik olmaları nedeniyle tercih edilmektedir.

Leeb sertlik ölçütü, 1970'lerin ortalarında metal malzemelerin yüzey sertliğinin ölçümü için önerilmiştir (Leeb, 1979). Bu yöntem, geniş bir sertlik ölçeği aralığında, farklı ölçüm yönlerinde uygulanabilen, daha hızlı ve pratik bir sertlik ölçüm yöntemi olarak geliştirilmiştir (Kompatscher, 2004). Leeb sertlik yöntemi (H_L) ile elde edilen sertlik değerleri 170 ila 900 arasında değişmekte, yükselen değerler daha yüksek yüzey sertliğine sahip malzemelere işaret etmektedir. H_L değerlerinin kullanıldığı çalışmalar incelendiğinde yöntemin daha çok tek eksenli sıkışma dayanımının tahmininde kullanıldığı görülmektedir (Verwaal ve Mulder, 1993; Meulenkamp ve Alvarez Grima, 1999; Kawasaki vd., 2002; Aoki ve Matsukura, 2008; Daniels vd., 2012; Güneş Yılmaz, 2013; Lee vd., 2014; Su ve Momayez, 2017; Güneş Yılmaz ve Göktan, 2018; Corkum vd., 2018). Bunun yanında süreksizlik ve yüzey sertliği arasındaki ilişkinin incelendiği (Hack vd., 1993), kayaç bozunmasının yüzey sertliği ile değişiminin incelendiği (Viles vd., 2011; Mol, 2014), beton ve bazı kayaçların yüzey sertliği değerlerindeki değişimin zamana bağlı olarak izlendiği (Coombes ve diğ. 2013) ve sertlik değerleri ile kayaç kesilebilirliği arasındaki ilişkilerin incelendiği (Güneş Yılmaz vd., 2015) çalışmalarda bulunmaktadır.

Bu çalışma kapsamında, Denizli bölgesi traverten ocaklarından temin edilen örneklerin öncelikle temel fiziksel özellikleri daha sonra H_L ve H_S sertlik değerleri belirlenmiştir. Ayrıca örneklerin dikey aşınma, sonik hız iletim değerleri ve tek eksenli sıkışma dayanımı değerleri belirlenmiştir. Elde edilen

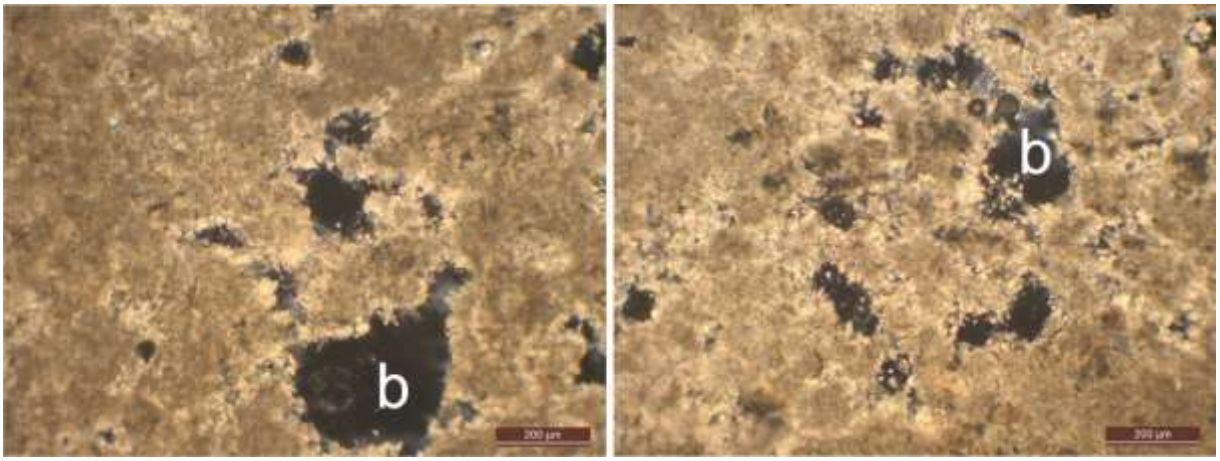
deneysel veriler arasındaki ilişkiler araştırılmış ve elde edilen ilgili eşitlikler aşağıdaki bölümlerde sunulmuştur.

MALZEME VE METOD

Traverten örnekleri, Denizli bölgesinde yeralan 16 ocaktan temin edilmiştir. EN 1926 (2006) standardına göre 7 cm boyutlu küp örnekler hazırlanmış ve deneysel çalışmalar bu örnekler üzerinde gerçekleştirilmiştir. Her gruptan 2 adet, toplamda 32 örnek adet hazırlanmıştır. Örneklerin görünümü Şekil 1'de verilmiştir. Tüm deneysel çalışmalar Pamukkale Üniversitesi Kaya Mekaniği laboratuvarında gerçekleştirilmiştir. Traverten, çökelme ortamlarının özelliklerine bağlı olarak çok değişik yapısal ve dokusal özellikler sunmaktadır. Denizli travertenleri sedimantolojik olarak bantlı, tabakalı, kristalin kabuk, pisoid gibi türlere ayrılmakta ve çok büyük oranda kalsit mineralinden oluşmaktadır (Özkul vd., 2013).

Şekil 1. Çalışmada kullanılan 16 grup traverten örneklerinin görünümü.

Çalışılan traverten örneklerinin ince kesit görünümleri incelendiğinde boşluklu yapının (b) varlığı gözlenmektedir (Şekil 2). Tabakalanma çok belirgin olmayıp, mikritik çimentonun hakim olduğu, gözenek sınırlarında ikincil kristal kalsit dolguların varlığı gözlenmiştir. Kayanın heterojen yapısı belirgin bir şekilde gözlenmiş olup bu durumun kaya türünün fiziksel ve mekanik özelliklerinin çok değişik bir aralıkta değişmesinde önemli etkiye sahip olduğu söylenebilir.



Şekil 2. Travertenlere ait tipik ince kesit görünümleri.

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Çalışma kapsamında kuru ve doygun birim hacim ağırlık (γ_k, γ_d) görünür porozite (n_A), ağırlıkça su emme (w_s), sonik hız (V_p), dikey aşınma (D_A) ve tek eksenli sıkışma dayanımı (TSD) değerleri fiziksel ve mekanik özellikler kapsamında belirlenmiştir. Ayrıca tüm örneklerin Leeb (H_L) ve Schmidt (H_S) yüzey sertlik değerleri belirlenmiştir.

Fiziksel Özellikler

γ_k, γ_d ve n_A değerleri çalışılan örnek grupları için 7 cm kenar uzunluklu küp örnekler üzerinde TS EN 1936 (2006), w_s değerleri ise TS EN 13755 (2006) standardı doğrultusunda belirlenmiştir. Tüm deneyler her grup traverten için iki adet örnek üzerinde gerçekleştirilmiş ve elde edilen veriler Çizelge 1'de sunulmuştur. Ortalama değerler göz önüne alındığında γ_k değeri 2.359 g/cm^3, γ_d değeri 2.398 g/cm^3 olarak belirlenmiştir. Görünür gözeneklilik değerleri ise % 1.28 ile 9.49 arasında daha geniş bir aralıkta belirlenmiştir. w_s değerlerinin ortalaması ise % 1.68 olarak elde edilmiştir. Traverten karbonat kayasının fiziksel ve mekanik özelliklerinin geniş aralıkta değiştiği bilinmektedir. Bu çalışma kapsamında da Denizli travertenleri seçilen 16 farklı traverten örnek grubu ile temsil edilmiş ve özelikle görünür gözeneklilik değerlerinin diğer parametrelere göre daha geniş bir aralıkta değiştiği belirlenmiştir. V_p boyuna ses dalgası ilerleme hızı kaya malzemelerin karakterizasyonunda sıklıkla kullanılan tahribatsız ve pratik olarak nitelendirilebilecek bir deney yöntemidir. Çalışılan örneklerin boyuna ses dalga iletim hızları TS EN 14579 (2006) standardına göre belirlenmiştir. Elde edilen hızlar 3.958 ile 5.781 km/s arasında ve ortalama olarak ise 5.247 km/s olarak elde edilmiştir.

Çizelge 1. Örneklerin bazı fiziksel özellikleri.

Örnek no	γ_k (g/cm^3)	γ_d (g/cm^3)	n_A (%)	w_s (%)	V_p (km/s)
T1-1	2.308	2.339	3.056	1.324	4.867
T1-2	2.242	2.273	3.134	1.398	3.958
T2-1	2.271	2.319	4.789	2.108	5.403
T2-2	2.294	2.324	2.995	1.305	5.372
T3-1	2.362	2.405	4.292	1.817	5.368
T3-2	2.359	2.399	3.993	1.693	5.362
T4-1	2.340	2.423	8.295	3.546	4.948
T4-2	2.233	2.327	9.487	4.249	5.199
T5-1	2.298	2.343	4.471	1.945	5.274
T5-2	2.185	2.239	5.381	2.463	5.281
T6-1	2.389	2.426	3.677	1.539	5.412
T6-2	2.276	2.323	4.733	2.080	5.610
T7-1	2.404	2.427	2.285	0.950	4.551
T7-2	2.430	2.452	2.205	0.908	4.847
T8-1	2.409	2.441	3.183	1.321	5.429
T8-2	2.472	2.505	3.279	1.326	5.485
T9-1	2.352	2.385	3.238	1.377	5.590
T9-2	2.371	2.408	3.612	1.523	5.576
T10-1	2.399	2.428	2.930	1.222	4.554
T10-2	2.381	2.411	2.938	1.234	4.561
T11-1	2.393	2.430	3.647	1.524	5.417
T11-2	2.328	2.360	3.200	1.375	5.484
T12-1	2.383	2.406	2.291	0.961	5.277
T12-2	2.371	2.395	2.337	0.985	5.306
T13-1	2.315	2.366	5.087	2.198	5.386
T13-2	2.354	2.415	6.184	2.627	5.463
T14-1	2.434	2.458	2.492	1.024	5.695
T14-2	2.429	2.452	2.305	0.949	5.689
T15-1	2.531	2.543	1.277	0.505	5.781

T15-2	2.509	2.562	5.361	2.137	5.483
T16-1	2.293	2.352	5.939	2.590	5.109
T16-2	2.239	2.310	7.147	3.192	5.160
Minimum	2.185	2.239	1.278	0.505	3.958
Maksimum	2.531	2.562	9.487	4.249	5.781
Ortalama	**2.359**	**2.398**	**3.938**	**1.684**	**5.247**
Std. S.	0.077	0.069	1.755	0.784	0.390

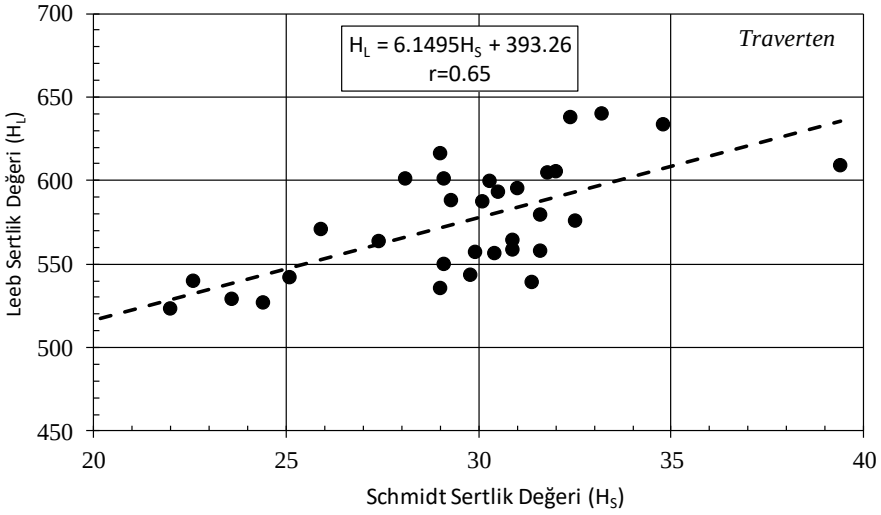
Sertlik Değerleri

Hazırlanan örneklerin Leeb (H_L) ve daha sonra L tipi Schmidt sertlik (H_S) çekici kullanılarak sertlik değerleri ölçülmüştür. Leeb sertlik ölçütü metal malzemelerin yüzey sertliğini belirlemek için geliştirilse de kaya malzemelerin sertliklerinin tahribatsız olarak belirlenmesinde kullanımı yaygınlaşmaya başlamıştır (Verwaal ve Mulder, 1993; Meulenkamp ve Alvarez Grima, 1999; Kawasaki vd., 2002; Aoki ve Matsukura, 2008; Daniels vd., 2012; Güneş Yılmaz, 2013; Lee vd., 2014; Su ve Momayez, 2017; Güneş Yılmaz ve Göktan, 2018; Corkum vd., 2018). Farklı firmalar tarafından üretilen cihazlar bulunmakla birlikte bunların temel çalışma prensibi aynıdır. Yay kuvveti ile gerilen mekanizma serbest bırakıldığında tungsten karbid uç malzeme yüzeyine çarpıp geri sıçramaktadır. Uç, sertliği ölçülecek malzeme yüzeyinden 1 mm yüksekteyken hassas olarak belirlenen geliş ve gidiş hızlarının oranlaması esasına dayalı olarak malzemenin yüzey sertliği belirlenmektedir. Ölçümün çok kısa sürede alınabilmesi, cihazın çok hafif olması, laboratuvar ve sahada kullanılabilmesi, sertlik değerinin diğer yöntemlere göre daha geniş bir aralıkta ve daha hassas elde edilmesi gibi özellikler H_L değerinin mühendislik amaçları doğrultusunda kullanımının yaygınlaşmasındaki önemli etkenlerdir.

H_L deney yöntemi metal malzemelerin yüzey sertliğinin ölçümü için geliştirilmiş olup metal malzemelerin ölçümüne yönelik standart bulunmaktadır. Ancak, kaya malzemelerin sertlik değerini belirlemeye yönelik çalışmalar daha yeni olmakla beraber standart deney prosedürü henüz önerilmemiştir. Farklı araştırmacılar farklı yöntemler kullanmış olup, bu yöntemler temelde iki gruba ayrılabilir; birincisi kayaç örneğinin yüzeyinde farklı noktalarda alınan ölçümlerin ortalaması, ikincisi ise aynı nokta üzerinde tekrarlı alınan ölçümlerin ortalamasıdır. Kaya malzemeler farklı minerallerden oluşmaktadır. Tek noktada alınan ölçümler bu anlamda ölçümün alındığı noktanın konumuna bağlı olarak değişiklik gösterebilecektir. Ayrıca, aynı noktada tekrarlanan ölçümde geri tepme davranışının elastik bir davranış ile başlayıp, örselenmeye bağlı olarak plastik bir davranışa dönerek farklı noktalarda farklı değerlerin elde edilmesine neden olacaktır. Bu çalışma kapsamında küp örneğin bir yüzeyinde, mümkün olduğu kadar tüm yüzeyi temsil edecek 20 farklı noktada alınan ölçümün ortalaması alınarak değerlendirmelerde H_L değeri olarak göz önüne alınmıştır. Şekil 3'de Time® 5100 portatif sertlik cihazı ile ölçüm alınırken bir görünüm verilmiştir. H_L değerleri ile karşılaştırma yapmak amacıyla tüm örnekler üzerinde H_S ölçümleri ISRM (2007)'de önerilen yöntem doğrultusunda alınmıştır. Ölçümler H_L değerleri gibi, düşey konumda alınmıştır.

Şekil 3. Çalışmada kullanılan portatif sertlik cihazının görünümü.

32 örnek üzerinde ölçülen H_S değerlerinin 22.0 ile 39.4 arasında değiştiği, H_L değerlerinin ise 522.95 ile 640.1 arasında değiştiği belirlenmiştir (Çizelge 2). Aynı örnekler üzerinde ölçülen H_L ve H_S değerlerinin dağılımı incelendiğinde aralarında pozitif doğrusal bir ilişki belirlenmiştir. Bu ilişki Şekil 4'de verilmiş olup, bu ilişkiye ait korelasyon katsayısı (r) 0.65 olarak belirlenmiştir.



Şekil 4. H_L ve H_S değerlerinin karşılaştırılması.

Aşınma ve Tek Eksenli Sıkışma Dayanımı Özellikleri

Dikey aşınma cihazı doğal taşların aşınma miktarlarının belirlenmesi amacıyla geliştirilmiş bir deney yöntemi olup Böhme aşınma deneyine göre daha pratik bir deney olarak önem kazanmıştır (Çobanoğlu ve Çelik, 2017). D_A deneyleri EN 14157 (2004) standardı doğrultusunda her örnek üzerinde gerçekleştirilmiştir. Bu deneyde, 200 ± 1 mm çaplı ve 70 ± 1 mm genişlikli disk aşındırıcı toz etkisiyle toplam 75 devir yaparak örneği aşındırmaktadır. Deney sonunda, aşınan kısmın genişliği ölçülerek,

aşınma değeri mm olarak verilmektedir. Şekil 5a'da D_A deneyine ait bir görünüm verilmiştir. Travertenler için elde edilen aşınma değerlerinin 19.34 mm ile 25.94 mm arasında değiştiği belirlenmiştir (Çizelge 2).

Şekil 5. D_A deney cihazı ve aşınan örneğin görünümü (a), TSD deneyinden görünüm (b).

TSD değerleri 2000 kN yükleme kapasiteli TSD test cihazı kullanılarak belirlenmiştir (Şekil 5b). Deney sonuçlarına göre kaya örneklerinin TSD değerleri 28.26 ile 76.55 MPa arasında ve ortalama değer olarak ise 53.45 MPa olarak belirlenmiştir (Çizelge 2). Bu dayanım değerleri göz önüne alındığında incelenen traverten örneklerinin "orta dayanımlı – dayanımlı" (ISRM, 2007) kaya sınıfında olduğu belirlenmiştir.

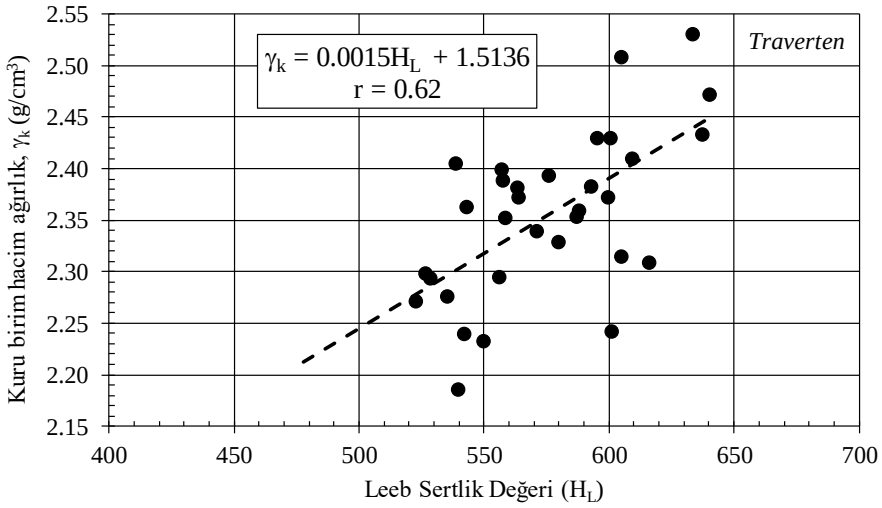
Çizelge 2. Örneklerin H_s, H_L, aşınma ve TSD değerleri.

	H_S	H_L	D_A (mm)	TSD (MPa)
T1-1	29	616.1	23.34	54.77
T1-2	29.1	601.2	24.12	49.46
T2-1	22	523.0	23.53	46.46
T2-2	30.4	556.0	23.33	36.37
T3-1	29.8	543.3	21.46	49.04
T3-2	29.3	588.2	20.93	55.37
T4-1	25.9	570.9	24.19	43.15
T4-2	29.1	549.7	24.15	44.00
T5-1	24.4	526.8	25.23	30.46
T5-2	22.6	539.5	25.94	34.68
T6-1	31.6	557.4	23.55	57.67
T6-2	29	535.5	23.12	48.03
T7-1	31.4	538.7	20.95	50.58
T7-2	31	595.4	21.12	46.81
T8-1	39.4	609.2	21.00	74.88
T8-2	33.2	640.1	19.38	76.17
T9-1	30.9	558.6	21.35	46.80
T9-2	30.3	599.8	20.95	59.62
T10-1	29.9	556.9	21.41	54.55
T10-2	27.4	563.2	22.18	49.62
T11-1	32.5	576.0	19.46	61.22
T11-2	31.6	579.6	20.86	58.36
T12-1	30.5	593.0	21.24	57.35
T12-2	30.9	563.9	21.62	57.98
T13-1	31.8	604.9	22.03	60.38

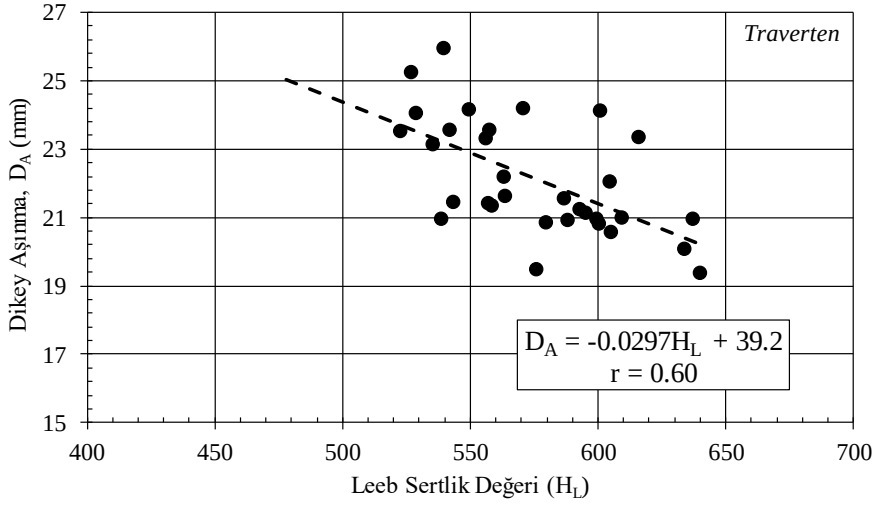
T13-2	30.1	587.0	21.56	62.37
T14-1	32.4	637.5	20.96	76.56
T14-2	28.1	600.6	20.81	63.24
T15-1	34.8	633.7	20.08	73.30
T15-2	32	605.1	20.58	71.00
T16-1	23.6	528.8	24.05	28.26
T16-2	25.1	542.0	23.55	31.80
Min.	22.0	522.95	19.38	28.26
Maks.	39.4	640.10	25.94	76.55
Ort.	**29.6**	**575.65**	**22.13**	**53.45**
Std. S.	3.5	33.00	1.63	12.89

DENEYSEL VERİLERİN DEĞERLENDİRİLMESİ

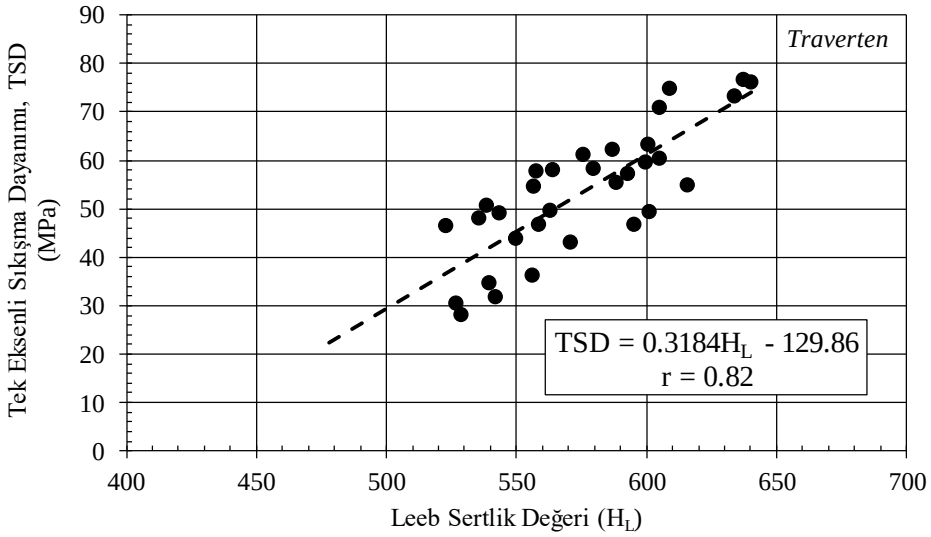
Çalışmanın amacı doğrultusunda, portatif sertlik cihazı ile çok pratik olarak elde edilebilen H_L sertlik değerlerinin travertene ait elde edilen diğer deneysel verilerden γ_k, D_A ve TSD değerleri ile karşılaştırılması yapılmıştır. Elde edilen ilişkiler doğrusal ilişkiler olup γ_k-H_L değerleri arasındaki ilişki (Şekil 6)'da verilmiş, ve bu korelasyona ait korelasyon katsayısı 0.62 olarak elde edilmiştir. Görünür gözeneklilik değerleri ile H_L değerleri arasında belirgin bir ilişki bulunamamıştır. Doğal yapı taşları için en önemli özelliklerden olan aşınma ve tek eksenli basma dayanımı değerleri ile sertlik değerleri arasındaki ilişkiler ise Şekil 7 ve 8'de sunulmuştur. Şekil 7'de aşınma değeri dikey aşınma değeri ile temsil edilmiş ve H_L değerleri ile ilişkisi verilmiştir. Bu ilişki negatif doğrusal bir eşitlik ile temsil edilmiştir. TSD değerlerinin H_L ile ilişkisi Şekil 8'de verilmiş olup çeşitli amaçlar doğrultusunda travertenin TSD değerinin H_L değerinden tahmininin mümkün olduğu belirlemiştir. Bu ilişkiye ait r değeri ise 0.82 olarak elde edilmiştir.



Şekil 6. H_L ve γ_k değerlerinin karşılaştırılması.



Şekil 7. H_L ve D_A değerlerinin karşılaştırılması.

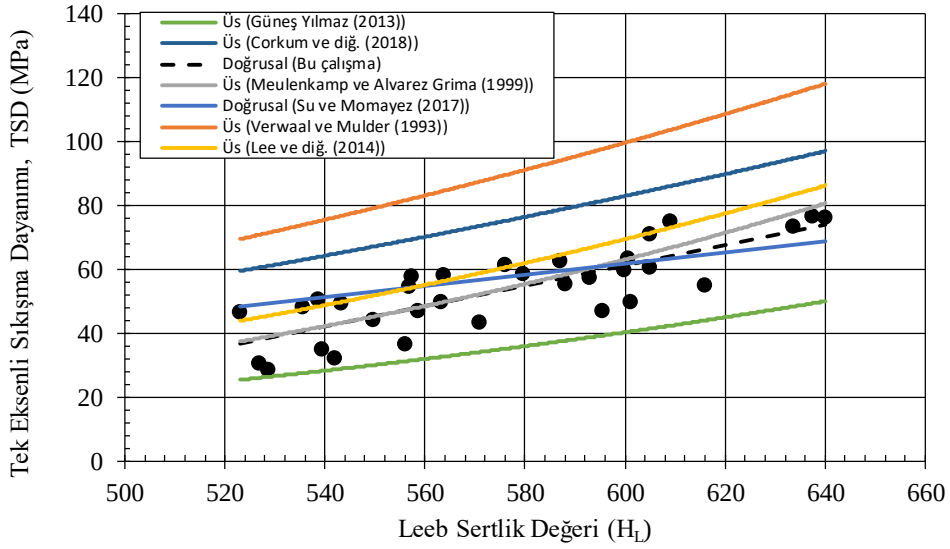


Şekil 8. H_L ve TSD değerlerinin karşılaştırılması.

γ_k ve H_L değerleri birlikte kullanıldığı durumda TSD değerinin tahmini çok değişkenli regresyon analizi yapılarak araştırılmıştır. Elde edilen denklem Eşitlik 1'de verilmiştir. Bu eşitlik kullanılarak, TSD değerinin daha yüksek doğruluk derecesiyle tahmini mümkün olacaktır.

$$TSD = 67.72\gamma_k + 0.219H_L - 232.35 \qquad (r = 0.88) \tag{1}$$

H_L değerlerinden TSD değerinin tahmini üzerine çalışmalar literatürde yeralmaktadır. Şekil 9'da TSD değerlerinin tahmini için önceden önerilmiş eşitlikler ile bu çalışmada üretilen veri ve ilgili eşitlik grafik olarak sunulmuştur. Daha önce üretilen eşitliklerin tamamına yakını üstel olup birden çok kaya grubu için üretilmiştir.



Şekil 9. H_L ve TSD değerlerinin karşılaştırılması.

Doğaltaş sektöründe oldukça yaygın olarak kullanılan traverten karbonat kayası, genel olarak dayanımlı, gözenekli yapısı ile estetik görünüm sunan, bağlantısız gözenekleri sayesinde kısmen de olsa yalıtkan özellikleri bulunan ve bu anlamda tercih edilen bir kayadır. Buna karşı çökelim koşullarının değişkenlik sunması neticesinde fiziko-mekanik özellikleri bakımından heterojen bir yapı traverten için karakteristiktir. Bu çalışma kapsamında dinamik yüzey sertliği ölçüm yöntemlerinden olan Leeb sertlik ölçütü ile Denizli travertenin bazı özelliklerinin tahmini araştırılmış ve ilgili eşitlikler önerilmiştir. Bu eşitlikler Çizelge 3'de verilmiştir.

Çizelge 3. Çalışma kapsamında önerilen eşitlikler

Eşitlik	r	Kaya türü
$H_L = 6.149H_S + 393.26$	0.65	
$\gamma_k = 0.0015H_L + 1.514$	0.62	
$D_A = -0.0297H_L + 39.2$	0.60	Traverten
$TSD = 0.3184H_L - 129.86$	0.82	
$TSD = 67.72\gamma_k + 0.219H_L - 232.35$	0.88	

H_L: Leeb sertlik değeri, H_S: Schmidt sertlik değeri, γ_k: Kuru birim hacim ağırlık (g/cm^3), D_A: Dikey aşınma değeri (mm), TSD: Tek eksenli sıkışma dayanımı (MPa)

SONUÇLAR

Gerek doğal taş sektörü gerekse de çeşitli mühendislik çalışmalarında kaya malzemelerin bazı parametrelerinin ve özellikle TSD değerinin tahmininde kullanımı yaygınlaşan Leeb sertlik ölçütü bu çalışmada tanıtılmış, Denizli travertenlerinin bazı temel özelliklerinin tahmininde kullanılabilirliği araştırılmış ve elde edilen eşitlikler sunulmuştur. Leeb sertlik ölçütü; Hızlı ve farklı doğrultularda uygulanabilirliği, geniş bir aralıkta tanımlanan sertlik ölçeği, sertlik değerinin elektronik ve hassas olarak belirlenmesi, cepte taşınabilecek kadar hafif oluşu, uç çarpma enerjisinin göreceli olarak düşük olması ve buna bağlı olarak tahribatsız bir deney yöntemi olması gibi öne çıkan yönleri kullanımının yaygınlaşmasındaki en önemli etkenlerdir. Bu çalışma kapsamında, 16 grup olarak seçilen Denizli traverteninin Leeb sertlik değerinden kuru birim hacim ağırlık, aşınma, tek eksenli sıkışma dayanımı gibi temel özelliklerinin tahmini amacıyla ilişkiler araştırılmış ve doğrusal ilişkiler olarak sunulmuştur. Sunulan eşitlikler ile istenilen parametrelerin tahmini başarılı bir şekilde gerçekleştirilebilecektir. Ayrıca çalışma

kapsamında, kaya mekaniğinde çok yaygın olarak kullanılan Schmidt çekici ile Leeb sertlik değerlerinin karşılaştırılması yapılmış, pozitif doğrusal bir ilişki bu iki parametre arasında elde edilmiştir. Leeb sertlik ölçütünün kaya malzeme karakterizasyonunda başarılı olarak kullanılabileceği sonucuna varılmıştır.

Çalışma kapsamında sunulan tahmin denklemleri ile Denizli travertenleri ve benzer özelliklerde olduğu bilinen tüm traverten karbonat kayalarının başta tek eksenli sıkışma dayanımı ve bazı özelliklerinin tahmini uygulayıcı ve bilim adamları için mümkün olacaktır. Leeb sertliğinin, farklı kaya türlerinin dayanım değerleri ve pratik olarak belirlenmesi güç olan özellikleri, ayrıca örnek alımı ve hazırlamanın çok zor olduğu zayıf kayaların çeşitli mühendislik parametrelerinin tahmininde kullanılması yönünde deneysel çalışmaların yapılması önerilir.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma kapsamında kullanılan portatif sertlik ölçüm cihazı Pamukkale Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimi tarafından 2018KRM002-392 nolu proje kapsamında temin edilmiştir. Yazarlar, bu destek için ilgili birime teşekkürlerini sunarlar.

KAYNAKLAR

Aoki, H. and Matsukara, Y. (2008). Estimating the unconfined compressive strength of intact rocks from Equotip hardness, *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 67(1), 23–29.

Chafetz, H. S. and Folk R. L. (1984). Travertines: Depositional morphology and the bacterially constructed constituents. *Journal of Sedimentary Petrology*, 54(1), 289-316.

Coombes, M. A., Feal-Pérez, A., Naylor, L. A. and Wilhelm K. (2013). A non-destructive tool for detecting changes in the hardness of engineering materials: Application of the Equotip durometer in the coastal zone. *Engineering Geology*, 167, 14-19.

Corkum, A. G., Asiri, Y., El Naggar, H. and Kinakin D. (2018). The Leeb hardness test for rock: An updated methodology and UCS correlation. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 51, 665-675.

Çelik S. B., Çobanoğlu İ. and Atatanır L. (2014). General material properties of Denizli (SW Turkey) travertines as a building stone. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment,* 73, 825-838.

Çobanoğlu, İ. and Çelik S. B. (2012). Determination of strength parameters and quality assessment of Denizli travertines (SW Turkey). *Engineering Geology*, 129-130, 38-47.

Çobanoğlu, İ. and Çelik, S. B. (2017). Assessments on the usability of Wide Wheel (Capon) test as reference abrasion test method for building stones. *Construction and Building Materials*, 151, 319–330.

Daniels, G., McPhe, C. A., Sorrentino, Y. C. and McCurdy, P. (2012). Nondestructive strength index testing applications for sand failure evaluation, In: SPE Asia Pacific Oil and Gas Conference and Exhibition. Society of Petroleum Engineers. 12p.

García-del-Cura M.A., Benavente D., Martínez-Martínez J. and Cueto N. (2012). Sedimentary structures and physical properties of travertine and carbonate tufa building stones. *Construction and Building Materials*, 28, 456-467.

Güneş Yılmaz, N. (2013). The influence of testing procedures on uniaxial compressive strength prediction of carbonate rocks from Equotip hardness tester (EHT) and proposal of a new testing methodology: Hybrid dynamic hardness (HDH), *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 46(1), 95–106.

Güneş Yılmaz, N. and Göktan, R. M. (2018). Analysis of the Leeb hardness test data obtained by using two different rock core holders. *Süleyman Demirel University Journal of Natural and Applied Sciences*, 22(1), 24-31.

Güneş Yılmaz, N., Tumaç, D. and Göktan, R. M. (2015). Rock cuttability assessment using the concept of hybrid dynamic hardness (HDH), *Bulletin of Engineering Geology and the Environment,* 74, 1363-1374.

Hack, H. R., Hingira, J. and Verwaal, W. (1993). Determination of discontinuity wall strength by Equotip and ball rebound tests. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts,* 30(2), 151–155.

ISRM (2007). The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 1974–2006. In: Ulusay R, Hudson JA (eds) Suggested methods prepared by the commission on testing methods, ISRM, Compilation arranged by the ISRM Turkish National Group, Ankara, 628p.

Kawasaki, S., Tanimoto, C., Koizumi, K. and Ishikawa M. (2002). An attempt to estimate mechanical properties of rocks using the Equotip hardness tester, *Journal of Japan Society of Engineering Geology*, 43(4), 244–248.

Kompatscher, M. (2004). Equotip—rebound hardness testing after D Leeb. In: Conference on hardness measurements theory and application in laboratories and industries, 66–72.

Lee, J. S., Smallwood, L. and Morgan, E. (2014). New application of rebound hardness numbers to generate logging of unconfined compressive strength in laminated shale formations. In: 48th US rock mechanics - geomechanics symposium, 2, 972–978.

Leeb, D. (1979). Dynamic hardness testing of metallic materials, *NDT International*, 12(6), 274-278.

Meulenkamp, F. and Grima, M. A. (1999). Application of neural networks for the prediction of the unconfined compressive strength (UCS) from Equotip hardness. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,* 36(1), 29–39.

Mol, L. (2014). Measuring rock hardness in the field. Geomorphological Techniques, Chapter:1 (3, 2), 8p.

Özkul M., Kele S., Gökgöz A., Shen C. C., Jones B., Baykara M. O., Fórizs I., Németh T., Chang Y. W. and Alçiçek M. C. (2013). Comparison of the Quaternary travertine sites in the Denizli extensional basin based on their depositional and geochemical data. *Sedimentary Geology*, 294: 179-204.

Su, O. and Momayez, M. (2017). Correlation between Equotip hardness index, mechanical properties and drillability of rocks. *Dokuz Eylul University Journal of Science and Engineering*, 19(56), 519-531.

Török A. and Vásárhelyi B. (2010). The influence of fabric and water content on selected rock mechanical parameters of travertine, examples from Hungary. *Engineering Geology*, 115:237-245.

TS EN 13755 (2006). Türk Standartları, Doğal Taşlar Deney Metotları, Atmosfer Basıncında Su Emme Tayini, TSE, Ankara, 7s.

TS EN 14157 (2004). Türk Standartları, Doğal Taşlar Deney Metotları, Aşınma Direncinin Tayini, TSE, Ankara, 21s.

TS EN 14579 (2006). Türk Standartları, Doğal Taşlar Deney Metotları, Ses İlerleme Hızı Tayini, TSE, Ankara, 13s.

TS EN 1926 (2006). Türk Standartları, Doğal Taşlar Deney Metotları, Basınç Dayanımı Tayini, TSE, Ankara, 12s.

TS EN 1936 (2006). Türk Standartları, Doğal taşlar Deney Metotları, Gerçek yoğunluk, görünür yoğunluk, toplam ve açık gözeneklilik tayini, TSE, Ankara, 11s.

Verwaal, W. and Mulder, A. (1993). Estimating rock strength with the Equotip hardness tester. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts,* 30(6), 659–662.

Viles, H., Goudie, A., Grab, S. and Lalley, J. (2011). The use of the Schmidt Hammer and Equotip for rock hardness assessment in geomorphology and heritage science: a comparative analysis. *Earth Surface Processes and Landforms,* 36(3), 320–333.

TUZ BUHARININ DÖĞER (İHSANİYE-AFYONKARAHİSAR) TÜFÜNE ETKİSİNİN İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF THE EFFECT OF SALT MIST ON THE DÖĞER (İHSANİYE-AFYONKARAHİSAR) TUFF

M.Y. Çelik [1,] *, M. Sert [2], Z. Arsoy [2]

[1]Afyon Kocatepe Üniversitesi, Afyon Meslek Yüksek Okulu, Doğal Yapı Taşları Programı, Türkiye
*(*Sorumlu Yazar: mycelik@aku.edu.tr)*
[2]Afyon Kocatepe Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Türkiye

ÖZET

Doğal yapı taşlarında meydana gelen ayrışmaların birçoğu atmosfer kaynaklıdır. Genellikle su içeriğine bağlı olarak kılcal su emme, ıslanma-kuruma ve donma-çözülme gibi olayların yanı sıra çeşitli gazlar ve buharlar da doğal yapı taşlarını etkilemektedir. Doğal yapı taşlarını etkileyen tuzlu atmosferik bileşiklerden birisi de tuz buharıdır. Döğer tüfleri, Afyonkarahisar yöresinde Selçuklu ve Osmanlı döneminden beri yapı taşı olarak kullanılmaktadır. Yüksek gözenekli bir yapısı olan bu tüflerin atmosfer kaynaklı sıvı ve gazları absorbe etmesi nispeten daha kolay olmaktadır. Bu çalışmada, tuz buharı etkisine dayanım testleri için Döğer tüfleri kullanılmıştır. Bu tüflerin bazı fiziksel özellikleri belirlendikten sonra TS EN 14147 standardına uygun olarak tuz buharı etkisine dayanım testleri uygulanmıştır. Testler aynı zamanda silan esaslı yüzey koruyucu kimyasal madde sürülen örneklerde de gerçekleştirilmiştir. 60 döngü tuz buharı testi uygulandıktan sonra normal ve yüzey koruyucu sürülmüş örneklerin kütle kaybı, ultrases geçiş hızı ve basınç dayanımı değerleri belirlenerek deney programı tamamlanmıştır. Sonuçlar, Döğer tüflerinin fiziksel bütünlüğünün bozulmaması nedeniyle tuz buharına karşı dayanıklı olduğunu ortaya koymuştur. Normal ve koruyucu madde sürülmüş örneklerde kütle artışı sırasıyla %0.2740 ve %0.1294 olarak gerçekleşmiştir. Ultra ses geçiş hızı, normal örneklerde %11.39 koruyuculu örneklerde ise %7.32 oranında azalmıştır.

Anahtar Sözcükler: tüf, yapı taşı, ayrışma, tuz buharı, koruyucu kimyasal madde

ABSTRACT

Many of the deterioration of natural building stones are atmospheric effects. Generally, depending on the water content, capillary water absorption, wetting-drying and freezing-thawing as well as various gases and vapors also affect the natural building stones. One of the atmospheric compounds affecting the natural building stones is the salt mist. Döğer tuff is used as a building stone in the Afyonkarahisar region since the Seljuk and Ottoman period. These tuffs with high porosity are relatively easy to absorb atmospheric liquids and gases. In this study, Döğer tuffs were used for the resistance to ageing by salt mist. After determining some physical properties of these tuffs, resistance tests to ageing by salt mist have been applied in accordance with TS EN 14147 standard. Tests were also carried out in silane-based surface protective chemicals. After the 60-cycle salt mist test was applied, the test program was completed by determining the mass loss, ultrasound transition rate and compressive strength values of untreated and treated samples. The results showed that, due to the physical integrity of the Döğer tuffs, they were resistant to salt mist. The mass increase in untreated and treated samples was 0.2740% and 0.1294%, respectively. The ultra-sound transition rate decreased by 7.32% in the treated samples with 11.39% untreated samples.

Keywords: tuff, building stone, deterioration, salt mist, surface protective chemicals

GİRİŞ

Anıtlarda ve tarihi yapılarda kullanılmış olan yapı taşlarının ayrışmasına, fiziksel, kimyasal veya biyolojik faktörlerin etkisi neden olabilir. Atmosferik ve çevresel şartlar başta olmak üzere, yapı taşlarının cinsi, yapısal özellikleri, bulunduğu konum ve koruma durumu gibi çeşitli faktörler de ayrışma işleminde önemli rol oynamaktadır. Taşlarda bulunan su ve çözünebilir tuzlar, çatlak ve gözeneklerde oluşan kimyasal işlemler ve bunlara eşlik eden fiziksel ve mekanik etkiler nedeniyle bozulmalara katkıda bulunmaktadır. Gözeneklerde defalarca tekrarlanan kimyasal reaksiyonlarla oluşan tuz kristallerinin iç basıncı, uzun yıllar boyunca fiziksel hasarlara neden olabilir. Fiziksel hasarlar genellikle granül parçalanması ve ufalanma gibi malzeme kaybı ile neticelenmektedir.

Sodyum sülfat, magnezyum sülfat ve sodyum klorür gibi çözünebilir tuzlar, yapı taşlarının ayrışmasına bağlı olarak parçalanmasında en yıkıcı tuzlar olarak kabul edilmektedir. Bu tuzlar, kıyı bölgeleri, kurak ve çöl bölgeleri gibi doğal ortamlarda oluşur ve anıtlar ve kültürel miraslarda kullanılan yapı taşlarını etkileyebilir. Tuz kristallerinin oluşumunu kontrol altına almak için yapı taşlarının su emme özelliklerini sınırlamak gerekmektedir. Bu amaçla yapı taşlarının yüzeylerine koruyucu ve su itici kimyasal maddeler sürülmektedir (Delgado vd., 2016).

Şiddetli rüzgarlar, çöllerden kum tanelerini denizlerden de 0.4-10 µm boyut aralığında çözünebilir tuz tanelerini taşıyabilmektedir. Mikro boyutlu çözünebilir tuzlar, kar ve buz tanelerine bağlı olarak da taşınabilmektedir. Atmosferdeki olaylara bağlı olarak eriyen bu tuzlar yağmurlarla beraber tuz spreyi olarak yer yüzüne inmekte ve yapı taşları yüzeyinde birikmektedir (Knipping and Dabdub, 2003; Yang vd., 2017). 4 m/s'nin altındaki rüzgâr hızlarında bile denizlerde aerosol üretimi gözlenmektedir (Prijith vd., 2014).

Doğal yapı taşlarının, farklı koşullardaki ayrıştırma performansının deneysel testi için, kontrollü laboratuvar koşullarında yapay yaşlandırma testleri yapılmaktadır. Yaşlandırma testleri, yapı taşlarının doğal ortamda ayrışmasını hızlandırmayı amaçlayan ve değişken koşulların hızlı bir şekilde etkilerine maruz bırakan standartlaştırılmış prosedürlerdir. Bu testler, tuz kristalizasyonu, termal şok çevrimleri, donma-çözülme, SO_2'nin nem varlığında etkisi ve tuz buharı etkisi olarak sayılabilir. Yaşlandırma testlerinden birisi olan tuz buharı testi, NaCl tuz çözeltisi kullanılarak TS EN 14147 (2004) ile standartlaştırılmıştır. Tuz buharı testi, atmosferden mikro tuz tanelerinin serpinti ve sis şeklinde yağan tuzların ayrışma etkisini benzetmek amacıyla laboratuvarlarda hızlandırılmış olarak yapılmaktadır. Yapı taşlarında sıklıkla görülen tuz kristallenmesine bağlı ayrışmalarda, kontrollü koşullar altında tuzlu su-yapı taşı etkileşimlerini incelemek için kullanılmaktadır (Alves vd., 2017).

Literatürde çeşitli yapı taşlarına tuz buharı etkisi inceleyen çalışmalar bulunmaktadır. Frasca ve Yamamoto (2006), Brezilya granitlerinde, iklim değişikliğinin, atmosferik kirleticilerin, tuz buharının ve tuz kristalleşmesinin (çiçeklenme) etkisini, Vavouraki ve Koutsoukos (2010), kireçtaşı ve kumtaşlarının tuz buharı ile ayrışmasına organo-fosfat bileşimli koruyucu madde etkisini, Klopotowska ve Łukaszewski (2014), bazı taşların tuz buharı etkisiyle jeomekanik özelliklerin değişimini, Alves vd. (2017), tuz buharı ve tuz kristallenmesi laboratuvar testlerinin yapı malzemelerinin petrolojik özelliklere duyarlılığını inlemişlerdir. Carvalho vd. (2018), tuz buharı testinde kireçtaşlarının ayrışma davranışlarında açık gözenekliliğinin belirleyici bir rol oynadığını bildirmişlerdir.

Literatürde, tarihi yapılarda kullanılan doğal yapıtaşlarının konservasyonu amacıyla, su itici ve koruyucu kimyasal maddelerin kullanımı konusunda çalışmalar da bulunmaktadır. Tsakalof vd. (2007), tarihi anıtlarda taş yüzeylerin korunması için farklı kaplama türlerinin etkinliğini, Vacchiano vd. (2008), İtalya'da yapı malzemeleri olarak kullanılan sarı ve gri tüflerde, farklı polimerik maddelerin koruyucu etkilerini, Ferreira Pinto vd. (2012), dört farklı karbonat taşı kullanarak, üç farklı koruyucu sağlamlaştırıcı maddenin etkisini, Thomas vd. (2013), dört ticari su itici ve sağlamlaştırıcı malzemeyi kullanarak İspanya'daki Riva Herrera Sarayına ait iki kumtaşı ve iki kireçtaşı örneğinde, donma-çözülme ve kapiler su

emmenin etkisini incelemişlerdir. Salazar-Hernández vd. (2015), yüzeyine kimyasal sürülmemiş tüflerle, çeşitli kimyasal maddelerle (tetraetil ortosilikat (TEOS), kolloidal silika ve hidroksil-polidimetilsiloksan (PDMS-OH)) yüzeyleri kaplanmış tüflerin tuz kristallenmesine dirençlerini karşılaştırmışlardır.

Bu çalışmada, Afyonkarahisar (Türkiye) yöresinde yapıtaşı olarak kullanılan Döğer tüflerinin tuz buharıyla yıpranmaya karşı direnci incelenmiştir. Su itici kimyasal madde sürülen ve sürülmeyen örnekler üzerinde deneysel çalışmalar yapılmıştır. Tuz buharıyla Döğer tüflerinde meydana gelen değişiklikler bazı fiziksel ve mekanik özellikler yardımıyla belirlenmiştir. Döğer tüfleri, Afyonkarahisar yöresinde Selçuklu ve Osmanlı döneminden beri yapı taşı olarak kullanılmaktadır. Döğer tüflerinin kullanıldığı tarihi yapılara örnekler Şekil 1'de verilmiştir.

Şekil 1. Afyonkarahisar yöresinde Döğer tüflerinin kullanıldığı tarihi yapılar a-b) Mevlevi Türbe Cami (1905), c) İmaret Cami (1472), d) Döğer kervansarayı (1434).

MATERYAL VE YÖNTEM

Materyal

Deneysel çalışmalarda kullanılan tüf örnekleri, Döğer–İhsaniye'de bulunan tüf ocağından alınmıştır. Tüf ocağın lokasyonu ve görünümü Şekil 2'de verilmiştir. Alınan örnekler, Afyon Meslek Yüksekokulu mermer atölyesinde deneylerin yapılacağı standartlara uygun boyutlara getirilmiştir.

Şekil 2. Deneylerde kullanılan Döğer tüfünün üretildiği ocakların lokasyon haritası, ocakların ve tüfün yüzey görünümü

Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi %85 saflıkta NaCl çözeltisi ile yürütülmüştür. Su itici kimyasal madde olarak Teknosil marka şeffaf, siloksan esaslı, solvent bazlı ticari kimyasal madde kullanılmıştır. Su itici kimyasal madde; örnekler yıkanıp kurutulduktan sonra yüzeyine fırça ile tüm yüzeylere bir kat olarak uygulanmıştır. Örnekler, polimerizasyon işlemini sağlaması için 48 saat bekletildikten sonra kullanılmıştır.

Yöntem

Döğer tüflerinin fiziksel ve mekanik özelliklerini belirlemek için standartlara uygun olarak testler yapılmıştır. Deneylerde kullanılan bu standartlar Çizelge 1'de belirtilmiştir. Tuz buharı yıpranması özelliklerine etki eden en önemli parametrelerden birisi de gözenek çapı ve dağılımıdır. Bu amaçla Döğer tüfü örneklerinin gözenek dağılımları, Afyon Kocatepe Üniversitesi Teknoloji Uygulama ve Araştırma Merkezinde (TUAM) cıvalı porozimetre Micromeritics Auto Pore IV 9500 cihazında belirlenmiştir. Tuz buharı deneyleri sonrası tuzların etkisinin belirlenmesi amacıyla SEM incelemeleri yapılmıştır. SEM analizleri için örnekler karbonla kaplanmış ve Afyon Kocatepe Üniversitesi Teknoloji Uygulama ve Araştırma Merkezinde bulunan LEO 1430 VP model SEM cihazı ile incelenmiştir. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyleri Qualitest marka test kabininde gerçekleştirilmiştir. Test kabini döngülere göre otomatik tuz çözeltisi püskürtme özelliğine sahiptir (Şekil 3).

Çizelge 1. Döğer tüflerinin fiziko mekanik testlerinde kullanılan ilgili standartlar

Testler	İlgili standart
Yoğunluk (kg/m^3)	TS EN 1936 (2010)
Ağırlıkça su emme (%)	TS EN 13755 (2014)
Gözeneklilik (%)	TS EN 1936 (2010)
Ultrasonik dalga hızı (km/s)	TS EN 14579 (2006)
Basınç dayanımı (MPa)	TS EN 1926 (2013)

Şekil 3. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini test kabini

Tuz Buharıyla Yıpranmaya Karşı Direncin Tayini Deneyi

Döğer tüflerinin tuz buharıyla yıpranmaya karşı direnç deneyleri TS EN 14147 (2006) standardına göre yapılmıştır. Deneylerde 50x50x50 mm boyutlarında 6 adet örnek ve NaCl çözeltisi kullanılmıştır. Sodyum klorür çözeltisi, saflık derecesi %95'ten daha az olmayan sodyum klorür ile saf su kullanılarak hazırlanan çözelti, (100±10) g/lt'lik bir derişim elde etmek amacıyla, 10±1 kısım sodyum klorürün, 90 kısım saf su içerisinde çözülmesiyle hazırlanmıştır.

70±5 ˚C sıcaklıkta sabit kütleye kadar kurutulan örnekler, test kabininde 4 saat±15 dakika süreyle tuz buharına maruz bırakılmış; daha sonra tuz püskürtme sistemi durdurulmuş ve örnekler odada 8 saat±15 dakika süreyle kurutulmuştur. Bu işlem, bir döngü olmak üzere tuz buharıyla yıpranmaya karşı direnç deneyleri, 60 döngü olarak gerçekleştirilmiştir. Deneyin sonunda, örnekler, test kabininden çıkartılmış ve tüm tuz birikintilerinin uzaklaştırılması amacıyla saf suya daldırılmıştır. Tuzun örneklerden uzaklaştırılması amacıyla her gün su değişimi yapılmıştır. Bu işlemden sonra, örnekler, (70±5) ˚C sıcaklıkta sabit kütleye kadar kurutulmuş; oda sıcaklığına soğutulmuş, tartılmış (M_n) ve gözle muayene edilmiştir. Her bir örnek için kütle kaybı, yüzde olarak Eşitlik 1 yoluyla hesaplanmıştır.

$$\Delta_M = \frac{(M_o - M_n)}{M_o} x100 \quad (1)$$

(M_o: Deney öncesi kuru örneğin kütlesi, g, M_n: Deney sonrası kuru örneğin kütlesi, g, Δ_M: Kurutulmuş örneğin kütlesindeki değişim, %).

BULGULAR VE TARTIŞMA

Fiziko-mekanik Özellikleri

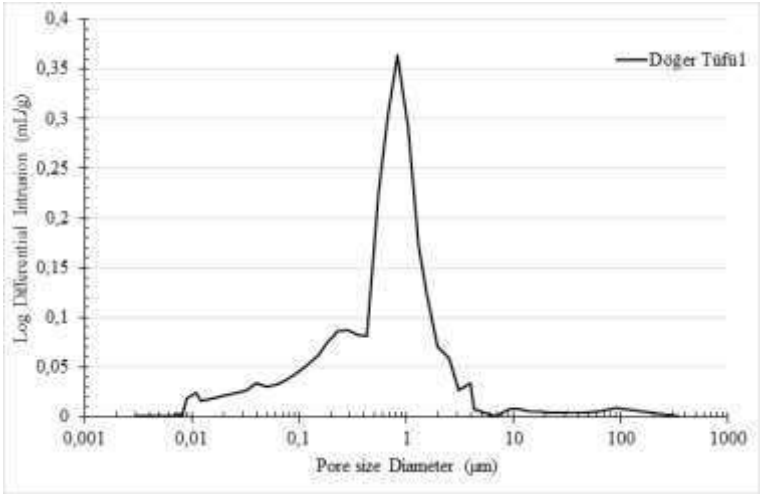
Döğer tüfü örneklerinin fiziko-mekanik özellikleri Çizelge 2'de verilmiştir. Döğer tüfü, yüksek gözeneklilik değerlerine sahiptir. Gözeneklilik değeri yüksek olan taşlar yüksek su emme değeri verirken daha düşük yoğunluk, ultrases geçiş hızı ve basınç dayanımına sahiptir.

Çizelge 2. Döğer tüflerinin fiziko-mekanik özellikleri

	min	max	ort
Yoğunluk (gerçek) (kg/m^3)	2557	2567	2561
Ağırlıkça su emme (%)	20.15	20.91	20.49
Açık gözenek (%)	25.33	27.11	26.12
Toplam gözenek (%)	42.14	42.90	42.03
Ultrases dalga hızı (km/s)	2.590	2.304	2.441
Tek eksenli basınç dayanımı (MPa)	20.69	29.73	25.58

Gözenek Boyut Dağılımı

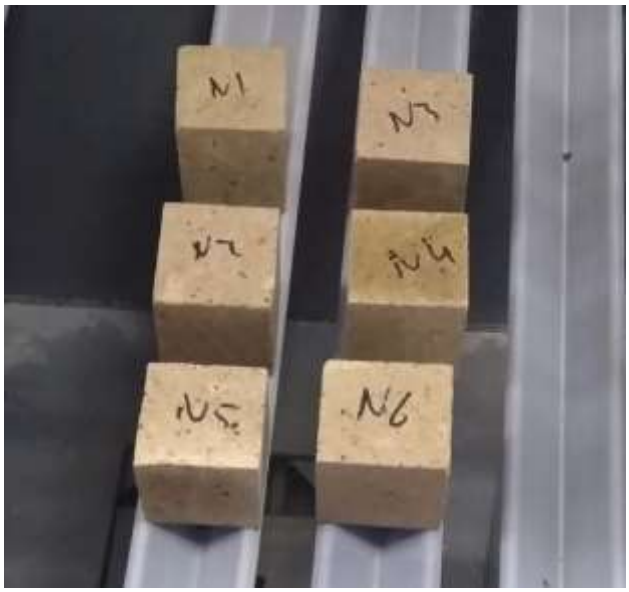
Çözünebilir tuzların malzeme içerisine girmesine yol açan en önemli parametre gözenek boyut dağılımıdır ve doğal taşların ayrışma mekanizmaları ile doğrudan ilişkilidir. Donma-çözülme, su emme ve kılcal su emme gibi olaylarının yanı sıra tuz kristallenme hasarları da gözenek boyut dağılımına bağlıdır. Bu nedenle deneylerde kullanılan tüflerin gözenek boyut dağılımı cıvalı porozimetre yöntemiyle belirlenmiş olup elde edilen grafik Şekil 4'te verilmiştir. Döğer tüflerinin toplam gözenekliliği %42.03'dür. Döğer tüfleri, unimodal (tek doruklu) bir dağılım sergilemektedir. 0.01-0.8 µm arasında bir gözenek boyut aralığı göstermektedir.



Şekil 4. Döğer tüfünün gözenek boyut dağılımı

Tuz Buharıyla Yıpranmaya Karşı Direncin Tayini Deneyi Sonuçları

TS EN 14147 (2004) standardına uygun olarak yapılan tuz buharı deneyi 50x50x50 cm boyutlarında 6'şar adet normal ve koruyucu sürülmüş Döğer tüfü ile gerçekleştirilmiştir. Deneyde tuz çözeltisi olarak sodyum klorür kullanılmıştır. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyinde örnekler, 4 saat tuz buharına maruz bırakma ve sonrasında odada 8 saat kurutma işleminden oluşan toplam 60 döngüde tamamlanmıştır. Döğer tüfünün tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası normal örneklerin görünümü Şekil 5'te verilmiştir.



Şekil 5. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası normal örneklerin görünümü

Deney sonrası tüf örneklerinde fiziksel bir değişiklik ve ayrışma gözlenmemiştir. Örneklerin yüzeyinde noktalar ve kümeler halinde tuz birikintileri olduğu izlenmiştir ancak bu birikintiler önemli bir hasar oluşturmamıştır. Atmosferde meydana gelen çeşitli kimyasal reaksiyonlar sonucu oluşan ve doğal taşların ayrışmasında önemli rolü olduğu kabul edilen tuz kristallerinin taş içerisinde ve yüzeylerinde oluşumunun engellenmesi gerekmektedir. Bu amaçla çeşitli kimyasal su itici ve koruyucu kimyasal maddeler kullanılmaktadır. Bu çalışmada da kullanılan kimyasal maddelerin tuz oluşumunu önemli bir oranda engellediği görülmüştür.

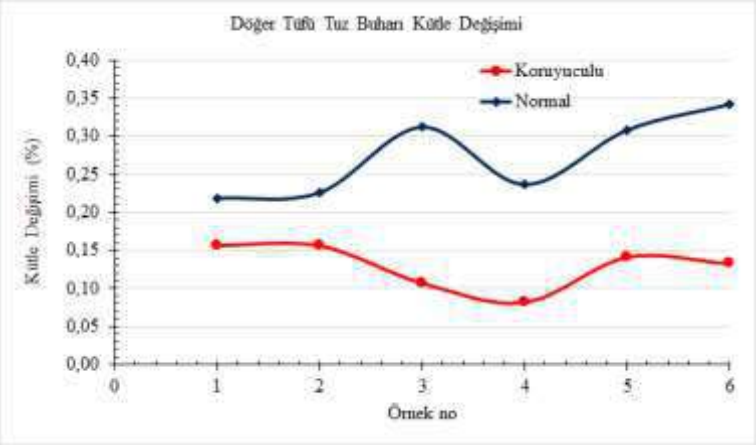
Çözeltiden NaCl kristalizasyonu, deneysel çalışmaların tuz buharına maruz bırakma ve sonrasında odada kurutma aşamalarında meydana gelmektedir. Tekrarlanan döngüler sırasında yüzeyde biriken tuz kristalleri, ıslatma fazı olan püskürtme aşamasında ortamda su artışına bağlı olarak çözünür ve örnek yüzeyinde bir tuzlu su oluşur. Sonra bu çözelti malzemenin gözenekliliğine bağlı olarak kılcal su emme yoluyla örneklerde belli bir derinliğe kadar girer ve kurutma aşamasında çökelir.

Tuz buharı deneyinde meydana gelen hasar mekanizması tuz kristallendirme deneyi ile aynıdır. Meydana gelen hasar, gözeneklerde biriken ve tekrarlana döngülere bağlı olarak büyüyen tuz kristallerinin gözenek duvarına yaptığı basınçtan kaynaklanmaktadır (Birginie, 2000). Kristallenme basıncının yanı sıra, kristallenmenin konumu ve malzemedeki tuzların miktarı da önemlidir. Bu faktörlerin her ikisi de katıdaki çözelti kinetiği ile belirlenir (Chabas and Jeannette, 2001). Burada ilki ıslanmada, ikincisi kurutma aşamasında olmak üzere hem sıvı hem de buhar fazında tuzların taşınması önemli bir rol oynamaktadır. Sıvının taşınması gözenekliliğe bağlı olarak kılcallık kuvvetleri tarafından yönetilmektedir. Burada büyük gözenekler, suyun hızlı bir şekilde buharlaşmasını, taşların derinliklerinde tuzların kristalleşmesini ve hasara neden olmasını sağlar (Lewin, 1982; Cardell vd., 2008; Goudie and Viles, 1997).

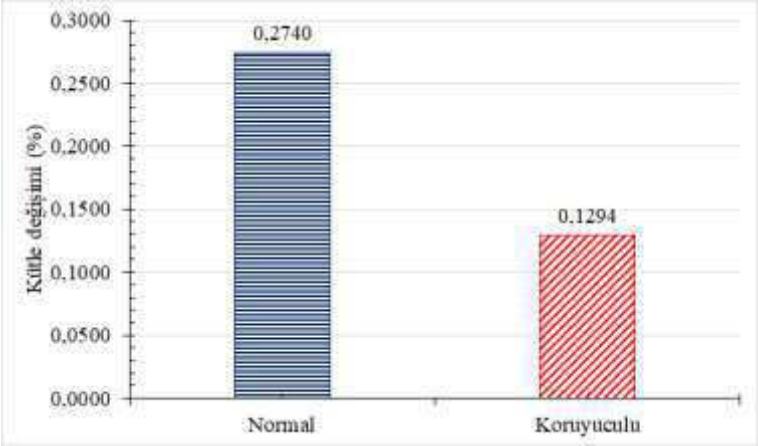
Tuz Buharıyla Yıpranmaya Karşı Direncin Tayini Deneyi Sonrası Meydana Gelen Değişikliklerin İncelenmesi

Kütle Değişimi

Döğer tüflerinin tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyinde 60 döngü sonrasında örneklerde görülen kütle değişimleri Şekil 6'da normal ve koruyuculu tüflerde kütle ağırlık değişiklikleri grafiği Şekil 7'de verilmiştir. Deneyler sonucunda normal tüflerde %0.2740 kütle artışı ölçülürken koruyuculu örneklerde bu oran %0.1294 olarak gerçekleşmiştir. Kütle artışı tuz yıkama işlemine rağmen mikro gözeneklerde kalan tuz kristalleri ile ilişkilidir. Çok düşük oranda gerçekleşen bu artış tüf örneklerinin bozulmamasını da açıklamaktadır. Eğer önemli ölçüde bir ayrışma gerçekleşmiş olsaydı kütle kaybı meydana gelmesi gerekiyordu. Koruyucu sürülmüş örneklerde kütle değişiminin daha az oranda gerçekleşmiş olması da tuzlu sıvıların malzeme içine girişinin sınırlandığı anlamına gelmektedir. Nitekim kimyasal koruyucu maddeler tamamen sıvı ve çözelti girişine engel olamamakta ancak belirli oranlarda azaltabilmektedirler. Bu açıdan kimyasal koruyucu maddenin koruma görevini yerine getirdiği söylenebilir.



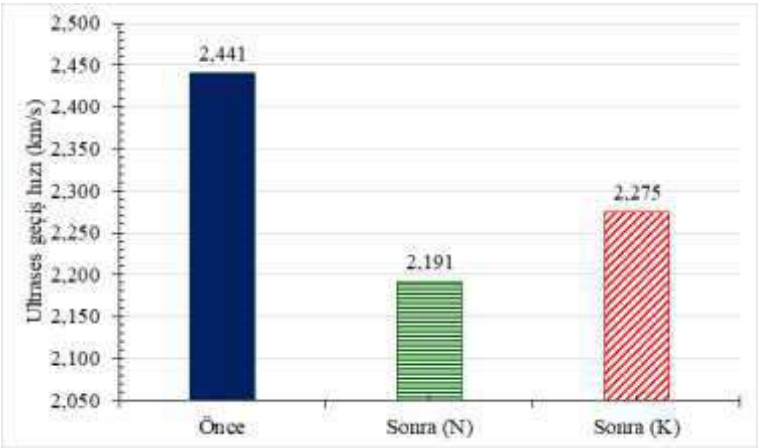
Şekil 6. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası örneklerde meydana gelen kütle ağırlık değişiklikleri grafiği



Şekil 7. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası meydana gelen normal ve koruyuculu tüflerde kütle ağırlık değişiklikleri grafiği

Ultrases Geçiş Hızı Değişimi

Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası tüflerin iç yapısında meydana gelen mikro süreksizliklerin belirlenmesi amacıyla ultrases geçiş hızı deneyleri yapılmıştır. Ultrases geçiş hızında ölçülen değişiklikler iç yapıda meydana gelen süreksizliklerin en önemli göstergesidir. Deney sonrası meydana gelen ultrases geçiş hızı değişiklikleri grafiği Şekil 8'de verilmiştir. Deney öncesi 2441 km/s olan ultrases geçiş hızı değeri, koruyuculu andezit örneklerinde 2275 km/s iken koruyucu sürülmeyen normal örneklerde ise 2191 km/s'ye düşmüştür. Koruyuculu sürülmeyen örneklerde %11.39 olan ultra ses geçiş hızı azalması, koruyuculu örneklerde %7.32 km/s olarak ölçülmüştür. Ultrases geçiş hızı değerinin deneyden öncesi verilere göre azalması tüflerde mikro çatlakların geliştiği ve gözeneklerde de genişlemelerin meydana geldiğini göstermektedir. Tüflerde fiziksel bütünlüğün bozulmadığı ve ayrışmaya bağlı olarak dağılma ve parçalanma meydana gelmediği göz önüne alındığında kristallenen tuzların yeteri kadar iç basınç üretmediği söylenebilir.

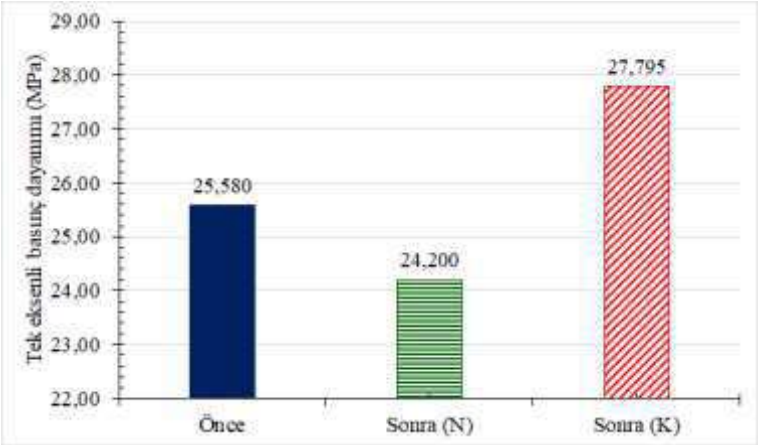


Şekil 8. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası meydana gelen ultrases geçiş hızı değişiklikleri grafiği

Tek eksenli Basınç Dayanımı Değişimi

Döğer tüflerinin tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyinde 60 döngü sonrasında meydana gelen tek eksenli basınç dayanımı değişiklikleri grafiği Şekil 9'da verilmiştir. Deneyler öncesi 25.38 MPa olan tek eksenli basınç dayanımı değeri, koruyuculu andezit örneklerinde 27.795 MPa iken

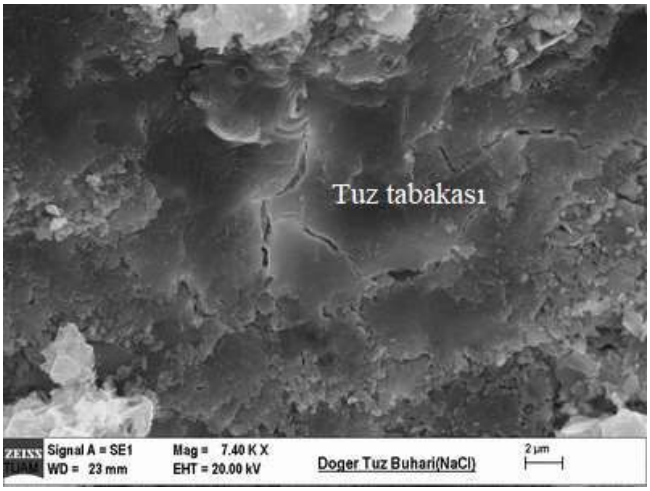
koruyucu sürülmeyen normal örneklerde ise 24.2 MPa değerine düşmüştür. Normal örneklerde %5.7 oranında meydana gelen tek eksenli basınç azalması tuz kristallenme basınçları sonrasında oluşan mikro gözenek ve çatlaklara bağlıdır. Kimyasal madde sürülen örneklerin basınç dayanımında ise %7.97 oranındaki artış, kimyasal maddenin yüzeydeki gözenekleri doldurmasının yanı sıra daha esnek bir yapıya sahip olmasından kaynaklanmaktadır.



Şekil 9. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası meydana gelen tek eksenli basınç dayanımı değişiklikleri grafiği

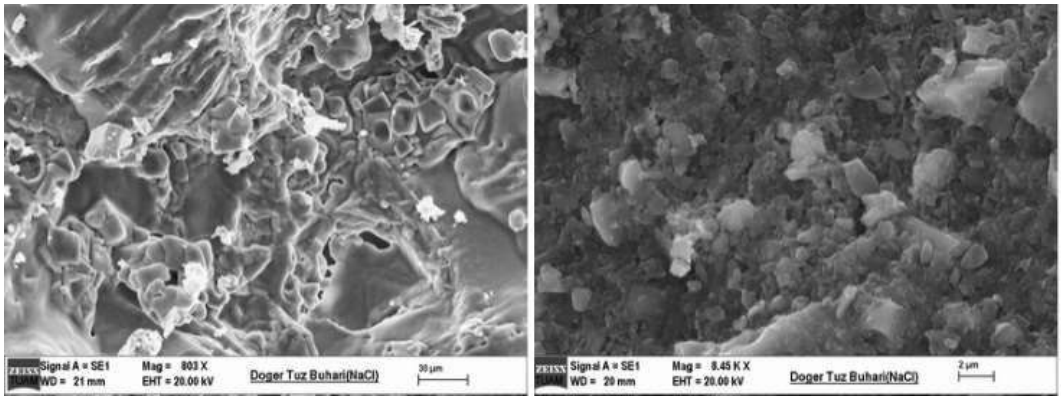
Tuz Buharıyla Yıpranmaya Karşı Direncin Tayini Deneyi Sonrası SEM İncelemeleri

Taramalı elektron mikroskobu (SEM) ile yüzeysel tuz kristalleşmesinden dolayı taşların ayrışması ayrıntılı olarak gözlenebilir. Bu amaç için tüf örnekleri, 60 döngüden sonra alınmış ve tuzları yıkanmadan incelenmiştir. Tuz minerallerinin tespit edilmesi amacıyla SEM (Taramalı Elektron Mikroskobu) incelemeleri yapılmıştır. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyinin en belirgin etkisi, yüzeylerde halit (NaCl) kristalleşmesidir. Örneklerin yüzeyinde farklı büyüklükte ve şekillerde tuz kristalleri gözlenebilir. Bazen tuz kristalleri, numunenin tüm yüzeyini kaplayarak neredeyse malzeme üzerinde homojen bir tabaka oluşturur, bu da malzemenin daha fazla hasara maruz kalmasını engelleyebilir (Şekil 10). Döğer tüflerinde hasarın az olmasının nedenlerinden birisi de bu durum olabilir.



Şekil 10. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası Döğer tüfü yüzeyinde oluşan tuz-halit (NaCl) tabakasının görünümü

Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası tüf örneği yüzeyinde ve gözeneklerde halit (NaCl) mineralleri birikintileri gözlenmiştir. Bu tuz birikintilerinin yakın görünümü Şekil 11'de verilmiştir. Halit kristalleri genellikle kübik öz şekilli olup yer yer erime boşlukludur.



Şekil 11. Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi sonrası Döğer tüfü yüzeyinde oluşan tuz-halit (NaCl) kristallerinin görünümü

SONUÇLAR

Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi, ıslatma ve ardından kurutma işlemlerinden oluşan yapay olarak hızlandırılmış işlemler yardımıyla yapı taşlarının tuzlu atmosferik ortamlara dayanıklılığını test etmektedir. Bu amaçla Afyonkarahisar yöresinde yapı taşı olarak kullanılan Döğer tüflerine tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini deneyi uygulanmıştır.

Döğer tüflerinin %42.03 olan toplam gözenekliliği, yüksek oranda su ve tuzlu çözelti emmesine imkân yaratmaktadır. Döğer tüfleri, unimodal (tek doruklu) bir dağılıma sahip olup gözenek boyut aralığı 0.01-0.8 µm arasında bir dağılım göstermektedir.

Deneyler sonucunda normal tüflerde %0.2740, koruyuculu örneklerde %0.1294 kütle artışı olarak ölçülmüştür. Tuz yıkama işlemine rağmen mikro gözeneklerde kalan tuz kristalleri kütle artışına yol açmıştır.

60 döngü sonrasında koruyucu sürülmeyen örneklerde %11.39 olan ultra ses geçiş hızı azalması, koruyuculu örneklerde %7.32 km/s olarak ölçülmüştür. Ultrases dalga hızının azalması, yapı tahribatına ve iç kusurların oluşumuna işaret eder. Bu durumu teyit etmek amacıyla analiz edilen Döğer tüflerinin tuz buharına duyarlılığı, basınç dayanımı testleri ile de değerlendirilmiştir. Normal örneklerde %5.7 oranında meydana gelen basınç dayanımı azalması tuz kristallenme basınçları sonrasında oluşan mikro gözenek ve çatlaklarla ilişkili olmalıdır. Koruyucu sürülen örneklerde ise basınç dayanımı ise %7.97 oranındaki artış göstermiştir. Koruyucu kimyasal madde tuz buharının yüzeyden itibaren gözeneklere girmesini sınırlandırarak hasar miktarını azaltmıştır.

KAYNAKLAR

Delgado, J. M., Guimarães, A. S., de Freitas, V. P., Antepara, I., Kočí, V. and Černý, R. (2016). Salt damage and rising damp treatment in building structures. *Advances in Materials Science and Engineering,* Article ID 1280894.

Knipping, E. M. and Dabdub, D. (2003). Impact of chlorine emissions from sea-salt aerosol on coastal urban ozone. *Environ. Sci. Technol*. 37, 2, 275-284.

Yang, X., Neděla, V., Runštuk, J., Ondrušková, G., Krausko, J., Vetráková, Ľ. and Heger, D. (2017). Evaporating brine from frost flowers with electron microscopy and implications for atmospheric chemistry and sea-salt aerosol formation, *Atmos. Chem. Phys.,* 17, 6291-6303.

Prijith, S. S., Aloysius, M. and Mohan, M. (2014). Relationship between wind speed and sea salt aerosol production: a new approach, *J. Atmos. Sol. Terr. Phys*., 34-40,

TS EN 14147. (2004). Doğal taşlar-Deney yöntemleri-Tuz buharıyla yıpranmaya karşı direncin tayini, TSE Std.

Alves, C., Figueiredo, C. and Maurício, A. A. (2017). A Critical discussion of salt weathering laboratory tests for assessment of petrological features susceptibility. *Procedia Earth and Planetary Science* 17, 324–327,

Frasca, M. H. B. O. and Yamamoto, J. K. (2006). Ageing tests for dimension stone-experimental studies of granitic rocks from Brazil". In: Proceedings 10th IAEG international congress. The Geological Society of London, IAEG2006 Paper number 224,

Vavouraki, A. I. and Koutsoukos, P. G. (2010). Salt crystallization tests in building stone materials. 8th International Symposium on the Conservation of Monuments in the Mediterranean Basin: Monument Damage Hazards & Rehabilitation Technologies,

Kłopotowska, A.K. and Łukaszewski, P. (2014). The influence of the salt mist on the deterioration of rock materials. *Studia Geotechnica et Mechanica*, 36(1): 37-45.

Carvalho, C., Silva, Z. and Simão, J. (2018). Evaluation of Portuguese limestones' susceptibility to salt mist through laboratory testing. *Environmental Earth Sciences,* 77:523.

Tsakalof, A., Manoudis, P., Karapanagiotis, I., Chryssoulakis, I. and Panayiotou, C. (2007). Assessment of synthetic polymeric coatings for the protection and preservation of stone monuments, Journal of Cultural Heritage, 8:69-72,

Vacchiano, C. D., Incarnato, L., Scarfato, P. and Acierno D. (2008). Conservation of tuff-stone with polymeric resins, *Constr Build Mater*, 22(5):855-865,

Ferreira Pinto, A. P. and Delgado Rodrigues, J. (2012). Consolidation of carbonate stones: Influence of treatment procedures on the strengthening action of consolidants, *J Cult Herit*, 13 154–166,

Thomas, C., Lombillo, I., Setién, J., Polanco, J. A. and Villegas, L. (2013). Characterization of materials with repellents and consolidants from a historic building, *Journal of Materials in Civil Engineering*, 25(11):742-1751.

Salazar-Hernández, C., Cervantes, J., Puy-Alquiza, M. J. and Miranda, R. (2015). Conservation of building materials of historic monuments using a hybrid formulation, *J. Cult. Heritage*, 16, 185–191.

TS EN 1936, (2010). Doğal taşlar-Deney yöntemleri-Gerçek yoğunluk, görünür yoğunluk, toplam ve açık porozite tayini, TSE Std.

TS EN 13755, (2014). Doğal taşlar-Deney yöntemleri-atmosfer basıncında su emme tayini, TSE Std.

TS EN 14579, (2006). Doğal taşlar-Deney yöntemleri-ses hızı ilerlemesinin tayini, TSE Std.

TS EN 1926, (2013). Doğal taşlar-Deney yöntemleri-tek eksenli basınç dayanımı tayini, TSE Std.

Birginie, J.M. (2000). Sea water absorption, permeability evolution and deterioration assessment of building stones subjected to marine exposure. 9th International Congress on Deterioration and Conservation of Stone, Venice pp. 313-321,

Chabas, A. and Jeannette, D. (2001). Weathering of marbles and granites in marine environment petrophysical properties and special role of atmospheric salts, *Environmentyl Geology,* 40 (3);359-368.

Lewin, S.Z. (1982). The mechanism of masonry decay through crystallization – Conservation of Historic Stone Buildings and Monuments pp. 120 – 144.

Cardell, C., Benavente, D. and Rodríguez Gordillo, J. (2008). Weathering of limestone building material by mixed sulphate solutions. Characterization of stone microstructure, reaction products and decay forms, *Materials Characterization*, 59 pp. 1371-1385.

Goudie, A.S. and Viles H.A. (1997). Salt weathering hazards. John Wiley, Chichester,

MADEN EKONOMİSİ ve FİNANSAL KAYNAKLAR - MINING ECONOMICS and FINANCIAL SOLUTIONS

COST ANALYSIS OF MINE ROADWAYS DRIVEN BY DRILLING AND BLASTING METHOD AND A ROADHEADER

O. Su [1,] *, M. Akkaş [2]

[1] *Zonguldak Bülent Ecevit University, Department of Mining and Mineral Extraction, Zonguldak, Turkey*
*(*Corresponding author: okansu@beun.edu.tr)*
[2]*Hattat Energy and Mining Company, Bartin, Turkey*

ABSTRACT

To ensure mining activities safely and save production costs, it is important to select optimum excavation method. Both the drilling and blasting and mechanized excavation machines are commonly applied in mining and civil industries. Feasibility analyses lead to determine appropriate method selection. In this context, initial investments and running costs also play an important role. The main objective of this paper is to analyze the running cost of driving roadways by two methods. Cost analyses of drill & blast method and excavation of roadheader were evaluated based on the data obtained from a mine colliery in Turkey. The results show that the running costs per one meter of progress in drilling and blasting is 47% more expensive than that of roadheader excavation. In order to reduce the costs more, daily and monthly advance rates of roadheader should be increased. In addition, it is suggested that a reliable estimation of the running costs should be conducted carefully before starting development works in a roadway.

Keywords: Rock cutting, Roadheader, Drilling and Blasting, Roadway, Excavation cost

INTRODUCTION

Drilling and blasting (D&B) has been applied as a conventional method since the beginning of 1900s for excavating the short distances of tunnels. However, it can be applied for driving long distances of mine roadways if the conditions are not suitable for mechanical excavation. D&B is suitable for most cases due to its flexibility, low investment cost and not requiring high technology (Jafari et al. 2011). Various types of tunnels, mine drifts and roadways can be advanced by this method. It generally becomes more economic in hard and abrasive rock where high percentage of quartz content exist. In conventional method, holes are drilled by using handheld or jumbo drills even though their penetration rates are quite low.

On the other hand, mechanized excavation machines such as roadheaders are capable of cutting soft and very hard rock. High advance rates can be achieved when optimum cutting conditions are provided. The roadheaders are usually driven in mine drifts, roadways and tunnels. They are able to excavate the face selectively and classified according to their power and weight produced in low, medium, and heavy duty. The geological and rock mass properties lead to select the proper type of roadheader. However, larger cross section is necessary to install the machine. Abrasive rocks increase the bit consumption and this method can sometimes be uneconomical. In addition, machine utilization is a significant factor that should be taken into account to monitor the machine performance. The machine utilization is generally between 30% and 35% for the best cutting conditions.

The advance rate of a roadheader comparing with the D&B method may be faster, but its applicability is limited from soft to medium-strength rocks as well as abrasive mineral content of rocks. Excavation time, costs, rock support, and risk evaluation would be guiding to choose most appropriate method with certain ground conditions and performance specifications (Zare et al. 2016).

Acaroglu & Ergin (2006) pointed out that mechanized systems are more advantageous than conventional methods. Brino et al. (2013) compared technic and economic aspects of excavation by D&B method and by roadheader in gypsum quarries. Ocak & Bilgin (2010) highlighted that that drill and blast method is very efficient in high strength rocks and roadheader can be more productive than impact hammers in terms of production rate and machine utilization time. Zare et al. (2016) evaluated drill and blast method versus TBM tunnelling in terms of advance rate and excavation costs.

In this study, cost analysis of drill & blast and mechanical excavation methods were compared based on the data obtained from a mine roadway in Amasra colliery in Turkey. The roadway was initially developed by D&B method in which the blastholes were drilled by a jumbo drill using button bits. Then, a transverse type roadheader was bought by Hattat Company and it was advanced at another roadway. Based on the monthly advance rates, an estimation of the total costs including initial investments was calculated in light of operating, equipment, and labor costs.

COST ANALYSIS

Total energy (power), rate of penetration, bit wear and the total costs are considered when evaluating the performance of any excavation system or any drilling rig. Energy consumption and bit wear should be in minimum level in order to provide lower drilling costs. Penetration and advance rate are also the main concerns in the excavation process.

Hema company in Amasra, Turkey has opened a number of roadways in the scope of underground development headings. The roadways started to be developed by drilling and blasting method in claystone formations in the cross-section area of 28 m^2. For this purpose, the company rented a rotary-percussive type jumbo drill and drilled the blastholes in the diameter of 42 mm. Later, the company purchased a transverse type roadheader, 70 tons in weight, and started to develop another roadway in the same area. This study aims to analyze the running costs of two methods applied in the past and at the present. However, it should be noticed that prices and cost analyses given below would change according to the geological conditions.

Drilling and Blasting Costs

Rock excavation by drill and blast method consists of several stages. These are drilling, blasting, loading of muck removal, hauling, and supporting. Within these stages, drilling is the most critical since it affects the total cost of advances per meter. Because, the number of bits consumed by rock drill and its oil can be changed depending on the geological and environmental conditions. However, the number of explosive does not change frequently in blasting unless the cross-section area of the face and the charge ratio of the holes are changed. Muck is also removed by using a loader. The amount of the muck is essential at this stage. The factors affecting the rock drill costs can be listed as follows and they can vary with the operational conditions of the tunnels and mine collieries (Table 1) (Kantarci et al. 2013).

Table 1. The basic parameters related to the rock drill (Kantarci et al. 2013).

Rock drill supplies	Range
Oil consumption (lt/h)	15-20
The life of extension rod (m)	4000-6000
The life of shank adaptor (hour)	8000-10000
The life of a rock drill (hour)	400-600
Drilling performance (m/h)	150-200

A successful drilling process can be performed by selecting the optimum bit according to the rock mass properties and also optimizing the drilling parameters such as thrust, rotation and weight on

the bit. Thus, an optimum penetration and advance rate can be obtained. Besides, operator experience is quite important since he controls the drill rig and monitors the performance of the rock drill.

In the scope of this study, the performance of HL510 T jumbo drill operated in underground roadway of Amasra colliery was monitored. The impact frequency and the power (P) of the rotary-percussive type drill were 42 Hz and 20 kW, respectively. During the drilling process in the field, the average penetration rate of 2.85 m/min was measured. Other drilling parameters are listed in Table 2.

Table 2. Drilling parameters applied in the mine roadway.

Drilling parameters	Value
Length of hole (m)	2.5
Average drilling time (sec)	54
Hole diameter (m)	0.042
Cross-section area of the face (m^2)	30
Total number of holes	120
Total drilled hole length per blasting (m)	300
Number of blasting in a day	2

The capital costs in drilling and blasting method mainly include the price of drilling machine, the price of the power (compressor or electricity generator), and also other equipment such as crusher, pumps, etc. On the other hand, the running costs are drilling equipment, maintenance and repair of drill rig, cost of compressed air, electricity, water, salaries of operators, and operating costs such as preparing the drilling site, laying the pipe lines and cables etc. (Tamrock 1978). Based on these parameters, the running costs of a jumbo drill can be summarized as in Table 3. Calculations are performed in light of renting a rock drill. If the company would buy the rock drill, then the amortization period should be taken into consideration.

Table 3. The running costs of a jumbo drill.

Rock drilling expenses	Cost ($/month)
Rent of a rock drill	8000
Energy	500
Oil & Water	1500
Operators and mine workers	62600
Average drilling supplies	1000
Maintenance & spare parts	3600
Total	77200

It is also possible to calculate the running costs of excavation per meter. If the total distance excavated by a jumbo drill is accepted to be 18000 m/month by considering 120 holes having the length of 2.5 m for each hole in 2 shift and 30 days, the rock drill cost would be 0.44 $/m. However, another option is to check total advance rates in the roadway. If it is accepted to be around 50 m/month, the cost of renting would be 160 $/m. Accordingly, energy requirement (E) of the rock drill with 20 kW of power, is found to be 0.31 kWh.

If the unit price of the electricity is assumed to be 0.17 $/kWh; then the drilling cost of each hole would be $0.053. When 120 holes were drilled at the face, the cost due to percussion power of the drill is calculated to be $6.36 for each blasting. However, hydraulic system and electrical system should also be taken into account during calculation. In this context, jumbo drill draws the current of 60 A and the voltage of 380 V. The drilling process takes 2 hours in a shift. Thus, a total energy of 45.6 kWh is

consumed by the machine during 120 minutes. The daily energy cost would be 91.2 kWh/day and 2736 kWh/month. Then, the running cost of total energy in accordance with 50 m/month estimated advance rate would be 9.3 $/m for opening the blasting holes.

The button bit used during drilling is approximately $50 and its can be employed for drilling nearly 500 m in rock. Thus, the cost of bit would be 0.1 $/m. The cost of an extension rod is about $120. If the average life is accepted to be 5000 m, then its cost would be 0.024 $/m.

Based on the data given in Table 3, oil and water consumption of the rock drill cost is accepted to be 25 $/shift while the cost of maintenance, repair and spare parts are assumed to be 60 $/shift. Since 50 m/month of the advance rate is derived from drilling and blasting method, 90 $/m is allocated for those expenses of rock drill.

During the drilling process in a day, the mine operated three 8 hours shift. However, drilling is conducted two shifts with 2 operators ($3500 x 2), 2 mechanics ($3300 x 2), 2 electricians ($3300 x 2) and 2 firers ($3200 x 2) and 12 development miner for supporting ($3000 x 12). If the total distance excavated by jumbo drill is calculated to be 15600 m/month, the labor cost would be 0.90 $/m when it is rented. Furthermore, if the advance rate by conventional method is accepted to be 50 m/month, the labor costs would be 1252 $/m. As a result, the running costs in one meter of advance rate can be calculated as summarized in Table 4.

Table 4. The running costs per meter of roadway progress by using drilling and blasting method.

Expenses	Cost ($/m)
Rent of jumbo drill	160
Energy	9.30
Bit consumption	0.10
Extension rod consumption	0.02
Water & oil consumption	30
Maintenance, repair & spare parts	60
Labor	1252
Explosive	600
Total	2111.42

Excavation costs of a roadheader

Mechanized cutting systems eliminate negative effects of drilling and blasting methods due to handling, storage, transportation of explosives, etc. However, when cutting a face with a roadheader, significant problems such as wear on the bits, handling with the dust, electric cables, water, etc. are encountered. In this context, there are few trials of driving roadheaders in the Zonguldak hardcoal region. The reason is that the coal measure rocks generally include high percentage of quartz. It basically leads to wear the picks mounted on the cutterhead of roadheaders. However, in Amasra colliery, there are claystone, siltstone, and sandstone zones which do not cover any quartz. Therefore, the mine roadways in this colliery could be excavated by roadheaders.

Roadheaders generally use conical shaped picks which are able to self-sharpening. Essentially, wear of the picks is the main problem since it increases the unit costs of excavation. It is the fact that bit consumption should be lower than 0.5 cutter/m^3. If it is exceeded, cutter brakes, wearing increase rapidly and forces acting on the tool increases tremendously. If it is between 0.2-0.5 cutter/m^3, the mining operations are considered to be at a very critical level. However, if the consumption rate is lower than 0.2 cutter/m^3, the excavation would be very economical (Bilgin et al. 2014).

Wear can be determined from tool forces and machine vibration. The greater force is, the worse to the potential abrasion (Wu et al. 2013). Besides, when the tools are worn, the machine starts to vibrate gradually. Then, the picks on the cutterhead should be checked as soon as possible and changed with the new one. In this sense, economic analyses should definitely be performed based on the rock mass properties before buying or renting a roadheader. When the roadway is developed by a roadheader, the fact is that there will be high capital and running costs. A case study from Amasra colliery, where a Deilmann-Haniel R60T roadheader is driven in the cross-sectional area of 28 m^2, is carried out as follows.

Roadheader was purchased for $2100000. If the amortization period is accepted to be 8 years, the cost would be 262500 $/year and 21875 $/month. The average advance rate of the same roadheader is accepted to be about 70 m/month. Thus, the excavation cost can be accounted for 312.5 $/m. The machine worked at the average current of 100 A and at the voltage of 1100 V. Thus, the average cutting power of the machine was calculated to be 110 kW although it had the installed cutting power of 160 kW. However, depending on the geology, the current could be increased up to 130 A. According to the problems encountered in a shift, the utilization time of the machines changes between 20% and 30%. By considering the average utilization rate of the machine to be 25% during a day, the energy requirement would be 25740 kWh/month. In this sense, if the average advance rate and unit electricity price is assumed to be 70 m/month and 0.17 $/kWh respectively, the cost of energy in light of monthly advance rates is calculated to be 62.5 $/m.

An estimated value of pick consumption so far is assumed to be around 0.10 cutter/m^3. A point attack pick is approximately $15.2 and its life relies on the geology and abrasive mineral content. The average advance rate of roadheader is about 70 m/month with the cross-sectional area of 28 m^2. Thus, the excavated volume of muck would be 1960 m^3/month. Then, average pick consumption would be approximately196 cutter/month. In this case, pick consumption for 70 m of advance in a month would be 2.8 cutter/m and the cost of conical pick would be 42.5 $/m.

Although the machine is supposed to be working 30 days in a month, it can never be achieved due to the problems encountered on the dust suppression unit, electric panel, oil tank, water hose, pipe lines, belt conveyor, etc. In order to overcome those problems, 150 $/day, which equals to 4500 $/month, is allocated for maintenance, repair, and also spare parts. Accordingly, 65 $/m is spent for the extra machine expenses when the monthly advance rate is assumed to be 70 m. However, it is a fact that average advance rate of a roadheader in a month should be higher than 100 m for an economic and efficient cutting. Therefore, the company management and the operators with development miners should gain more experience with respect roadheader use according to variable geologic conditions.

During the excavation, roadheader is driven three shifts with 3 operators ($3700 x 3), 3 mechanics ($3250 x 3) and 3 electricians ($3250 x 3) and 12 development miners for supporting ($3000 x 12). Then, total amount of labor costs would be 66600 $/month. The labor cost would be 950 $/m with the average advance rate of 70 m/month. In conclusion, the running costs of per meter of advance rate can be given as in Table 5.

Table 5. Total cost per meter of roadway driven by roadheader.

Expenses	Cost ($/m)
Roadheader	312.5
Energy	62.5
Cutter consumption	42.5
Maintenance, repair & spare parts	65
Labor	950
Total	1432.5

CONCLUSIONS

The cost of the overall progress, including the capital and operating costs, should be estimated prior to starting an excavation project. The progress rate in conventional methods range from 5 to 40 m/week whereas it is about 15-60 m/week for a roadheader. Although the rates can vary relying on the geological conditions, the initial investments and running costs would be very high in roadheader excavation.

In this study, the running costs of unit advance ($/m) was calculated and the results were compared with the running cost of advance rate arising from drilling and blasting in Amasra colliery. The results indicated that the cost of driving a roadheader is 47% cheaper than the conventional method. It also has the advantage of faster advance rates.

As can be seen from the tables above, the initial investments in both excavation methods are very high. However, if the blast holes would be drilled by hand held drills, the cost would decrease as low as possible. When kilometers of roadways considered to be developed, the fact is that renting a machine could not be very economical. In that case, it is definitely better to buy a jumbo drill or a roadheader for a mining company.

The other major concern during the excavation also consists of labor and energy costs. Since labor costs are very high within the total cost, it is always suggested to employ as low as possible number of workers. Moreover, the cost of energy depends mainly on the machine weight and cutterhead power. Since the roadheader is fully electrically powered, its cost is much greater than a jumbo drill.

Besides, the number of cutter cost essentially influence the running costs. Since the claystone formation did not include higher amount of quartz, we did not calculate the wear costs in the overall study.

It is clear that the advance rate of a roadheader is higher than conventional method. As pointed out above, the calculations were based on average advance rate of 70 m in one month which cannot be validated within the acceptable ranges for a roadheader. This low value increases the running costs. The reason of higher costs of driving roadheader is that the machine has installed underground recently and the crew does not have enough experience to operate it. In order to maximize productivity and minimize the costs, the advance rates of the roadheader should definitely be increased to more than that of 100 m/month for an economic excavation. The basic advantages of the roadheader are that it provides high safety with little disturbance to surrounding rock mass and low manpower even though the running cost are very high.

If the entire calculations for a roadheader would be performed with an average advance rate of 100 m, the running cost would be almost half of the cost of drill and blast method.

ACKNOWLEDGEMENT

The financial support provided by Scientific Research Project of Zonguldak Bulent Ecevit University numbered 2016-29011448-01 is gratefully acknowledged.

REFERENCES

Acaroglu, O. & Ergin, H. (2006). A new method to evaluate roadheader operational stability. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 21: 172-179.

Bilgin N., Copur, H. & Balci, C. (2014). *Mechanical Excavation in Mining and Civil Industries*, 1st edn. CRC Press, Taylor and Francis Group.

Brino, G., Cardu, M., Gennaro, S. & Gianotti, A. (2013). Technical-economical comparison between excavation by D&B and by roadheader in two underground gypsum quarries. *23rd International Mining Congress & Exhibition of Turkey*. Antalya, pp. 813-824.

Jafari, A., Hossaini, M.F. & Alipour, A. (2009). Prediction of specific charge in tunnel blasting using ANNs. *Proc. of Rock Characterisation, Modelling & Engineering Design Methods.* Hong Kong, pp. 786-790.

Kantarci, E.A., Ergener, B. & Buyurgan, G. (2013). Positive effects of developments in drilling machines on tool life and drilling costs. *Proc. of VII. Drilling and Blasting Symposium*, Istanbul, pp. 235-238.

Ocak, I. & Bilgin, N. (2010). Comparative studies on the performance of a roadheader, impact hammer and drilling and blasting method in the excavation of metro station tunnels in Istanbul. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 25: 181-187.

Tamrock (1978). *Handbook of Surface Drilling and Blasting*. Finland, 236 p.

Wu, L., Guan, T. & Lei, L. (2013). Discrete element model for performance analysis of cutterhead excavation system of EPB machine. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 37: 37-44.

Zare, S., Bruland, A. & Rostami, J. (2016). Evaluating D&B and TBM tunnelling using NTNU prediction model. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 59: 55-64.

DELIMITATION OF DEVELOPMENT COST TOWARDS STOPE BOUNDARY LAYOUT OPTIMIZATION

A. M. Victor [1, 2, *], A. H Onur [1]

[1] *Dokuz Eylul University,Department of Mining Engineering*
*(*Corresponding author: vicmas1001@gmail.com)*
[2]*University of Dodoma - Tanzania*

ABSTRACT

Optimization efforts to increase the value of metallic minerals extracted by underground mining methods have been mostly implemented for the past 20 years using both rigorous and heuristic approaches. Yet, global optimal solution has not been achieved and consequently, this paper approaches optimization from mine development perspective considering that the orebody reserve is accessed by a decline or ramp. In the algorithm which works for North-South and East-West direction, orebody is divided into small blocks, which contain geological and economic information. Blocks are then examined to determine the position of high mineralization, which depicts the position of a ramp. While applying ramp and drives development cost, drilling and material transportation costs, each block is accessed and aggregated to form stopes that maximize profit per tonne of ore constrained by cutoff grade. Moreover, stopes have a variable dimension with allowable length, width and height to cover the entire parts of reserve at a given position constrained by permissible dilution. Finally, the algorithm is used in two real metallic ore models with the help of visualization and quantitative analysis software such as Surpac™ and Excel. The approach produces practical results and with significant confidence, overcomes the challenges raised from past literature.

Keywords: Optimization, development cost, ramp, drives

INTRODUCTION

Development cost shares a great part to economical evaluation of a stope. The stope located at 400m from the surface for example, will never have the same profit as a stope located at 800m given that other criteria of grade and size remains the same. Excluding this cost in early stope layout planning might result to inaccurate production scheduling due to stope overrating. In 2009, John Chadwick, the editor of journal of International Mining quoted Tim Horsley; Mining Manager at Global Specialist Consultancy in Coffey Mining, that if you specifically focus on one part of the value chain there is a risk of transferring costs or reducing revenue elsewhere. There is a great emphasis in insertion of every aspect during optimization including these development costs.

Underground orebody reserve is accessed by decline (ramp or adit), shaft or combination of both. The selection of a best method depends on depth of orebody from the surface, safety, economical consideration and time scheduled for production to kick up. During production planning, all of these options are considered and a choice that is significantly safe and maximize NPV is regarded as best option. Leandro et al. (2017) analysis on options of production and access ways in underground mines based on some case studies of Brazilian, South African, Australian and Turkish mines among others concluded that the use of decline is usually considered favorable for mines with low production rate and shallow depth (up to 800 m).

However, some mines, especially in Australia, use decline to depths greater than 1,000 m and with relatively high rates of production. They concluded that in mines near the surface, transportation by decline is recommended due to low investment requirement, quick return of investment, and it generally presents the largest NPV (net present value). However, Leandro agrees that it is difficult to establish a general rule for defining the main access because of each mine been formed with self-peculiarities.

Underground Stope Layout Optimization Efforts

Surface planning and design methods such as Lerchs and Grossmann's (1965) algorithm have been improved while underground techniques been in struggle for optimal solutions with little attention (Ataee-pour, 2000; Sandanayake, 2015). Underground mine optimization has attracted more attention for the last two decades. The objective of stope optimization is to obtain the optimal ore geometry so that after latter stages of scheduling and development, a reserve returns as maximum profit as possible. It may be considered as a starting point of optimization process towards development and production scheduling. Only few algorithms are available for economic optimization for stope boundaries, which are classified as rigorous and heuristic.

Table1. Available methods since 1977 as added to the list of International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 2017.

RIGOROUS ALGORITHMS	HEURISTIC ALGORITHMS
• Dynamic Programing Solution (1977) • Downstream Geotechnical Approach (1984) • Branch and Bound Algorithm (1995, 1999) • Network Flow Algorithm (2003)	• Octree Division (1995) • Floating Stope Algorithm (1995) • Multiple Pass Floating Stope Process (2001) • Maximum Value Neighbourhood Algorithm (2000) • Generation of Stope Shapes for a Nominated Range of Cutoff Grade (2009) • Sens and Topal Heuristic Approach (2009) • Bai et al. Graph Theory and Network Flow Method (2013) • Sandanayake and Topal Heuristic Approach (2015) • Nelis et al (2016) Vertical Convexity Constraints

Fair to explain the few algorithms, Ovanic and Young (1995, 1999) developed *Branch and Bound Algorithm* to determine optimal mining limit. This mixed integer technique is also regarded as type two special ordered sets (SOS2) where two piecewise linear commulative functions are used to optimize the start location and the finish location. This functions calculate the comulative economic values of blocks in each row of the model and hence optimizes the stope boundary towards single direction.

Bai et al. (2013) developed an algorithm that uses blocks economic values to optimize stope layout for sublevel stoping mining method. The method is based on a cylindrical coordinates defined around the initial vertical raise, geotechnical and width constraints. Maximum distance of a block from the raise and the horizontal width required to bring the farthest block to the raise determine whether the block is to be included in the stope or not. Through this way, optimal stopes corresponding to raise locations and heights

are obtained. However, same as network flow algorithm, the algorithm misses geomechanical constraints due to presence of non-convex stopes (Nelis et al., 2016).

Sandanayake et al. (2015) established a new 3D heuristic algorithm that incorporates various stope dimension and blocks economic value as input for optimization. The algorithm extracts stopes with positive economic value from the pool of possible stopes. Within the extracted stopes, overlapping stopes are adjusted to create a family of sets of non-overlapping stopes. The unique subset of non-overlapping stopes is chosen. Finally, stopes economic value of each set are summed where the set that provides Maximum value is considered as optimal stope layout. The downside of this approach relies upon unique combinations to be selected and analyze. The algorithm needs to evaluate all the possible unique combinations to find the optimal solution, which require significant computational power in large-scale applications (NSME, 2017).

Nelis et al. (2016) developed heuristic algorithm to optimize stope layout in sublevel stoping. The algorithm uses the same approach as Bai et. al (2013) but with additional constraints. Solution developed by network flow method results into non-convex stopes, which in turn increases ore dilution, and jeopardize safety (Gonzalo Nelis, 2016). To resolve the issue, Nelis suggests geomechanical constraints to ensure vertical convexity of stopes hence the name of algorithm.

ALGORITHM DEVELOPMENT

The algorithm uses mixed integer (MI) and binary numbers to present and analyze block values, stopes and other constraints involve. Economic block values are defined in absence of development costs. Thereafter, blocks are aggregated to form stopes to cover the entire parts of orebody at a given position constrained by permissible dilution and cutoff grade. Development is set to start from a stope that guarantee highest profit per tonne.

The Concept of Development Cost

Orebody layout plays a big role in development cost estimation. Stopes are developed from the direction that minimize waste development cost while maximizing profit/tonne. Figure 1 illustrate different location of ramp and possible stopes in 2D. In Figure 1(a) where ramp is located at east and drives driven towards west shows low level of waste development compared to Figure 1(b) with ramp located west and drives extending east. The same concept can be experienced in Figure 1(c) and (d) when ramp is created in either north or south. All of these alternatives are considered when the algorithm is searching for the optimum stope layout. Moreover, when a stope is exposed, drilling and ore transportation cost is accounted. All four costs are deducted from revenue of prospective stope.

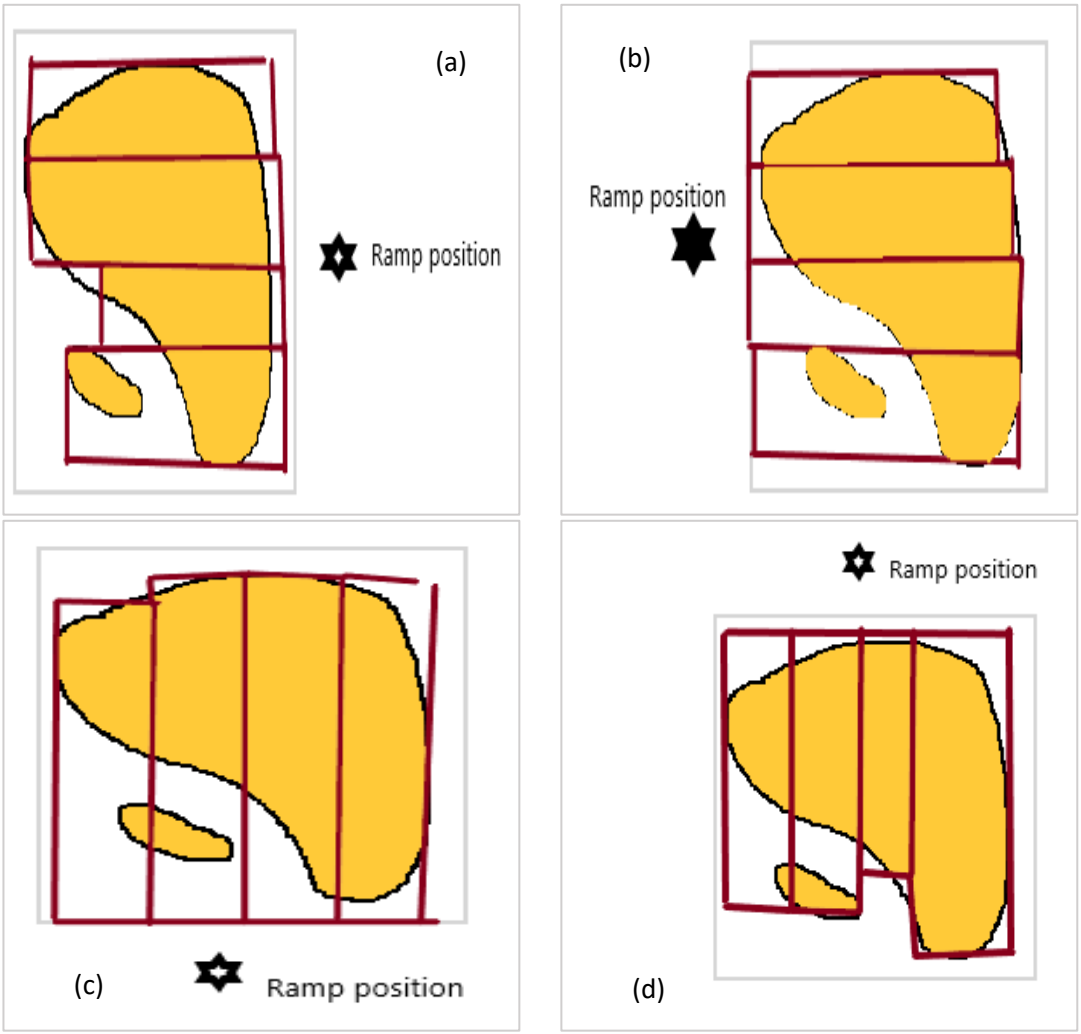


Figure 1. 2-Dimension sketch of stope layout with (a) ramp located east and drives extending west, (b) ramp located west and drives extending east, (c) ramp located south and drives extending north and (d) ramp located north and drives extending south

Development Cost Description

Development costs are expected expenses to access and remove ore blocks from insitu. Namely, ore drilling, transportation, ramp and drives development cost.

Symbols and definitions of Inputs, outputs, labels and constraints

- *i* denotes regularized block i.e. *i= 1, 2, 3 …, n*
- *s* denotes Stope, where S_{max} and S_{min} means stope with maximum and minimum profit/tonne respectively
- x_i, y_i, z_i represents coordinate of a block centroid
- *xdim* x *ydim* x *zdim* means width, length and height of regularized block *i*
- t_i = Metal content in a block *i*
- *B(iw, jl, kh)* denote a block in 3D, final block = *B(mm, nn, kk)*

- *cog* =Cutoff grade (%) – Metal content in a block, below which ore cannot be extracted by profit
- *pri* = Price of metal ($/ton)
- *a* = Recovery (%) – Approximation of the percentage of metal that can be extracted from orebody
- *g* = Specific gravity (t/m^3)
- C_m = Cost of mining ($/m3) – Cost of blasting and loading 1m^3 of insitu ore
- C_{mp} = Milling Cost ($/$m^3$) – Cost of processing 1$m^3$ of insitu ore
- *%g* = Haulage grade that is applicable to ramp development
- *rec* = Minimum percentage of blocks required for a stope to be established
- *d* = Accounts the percentage of dilution per meter caused by blasting hole deviation
- w_s *x* l_s *x* h_s = *Stope width x length x height*
- *(*w_{smi} *x* l_{smi} *x* h_{smi}*) and (*w_{sma} *x* l_{sma} *x* h_{sma}*)* represents minimum and maximum stope dimension respectively.
- *S(*iw_s *,* jl_s *,* kh_s*), S(*iw_{smi} *,* jl_{smi} *,* kh_{smi}*)* and *S(*iw_{ma} *, mm ,* kh_{sma}*)* denotes stope, minimum and maximum stope in 3D
- R_i or *R(iw, jl kh)* denotes a block revenue before development cost is encountered (*$*)
- R_s or *R(*iw_s *,* jl_s *,* kh_s*)* denotes stope revenue before development cost is encountered (*$*)
- T_r = Total revenue before development cost is encountered (*$*)
- B_{voi} or B_{vo}*(iw, jl, kh)* = Volume of block *i* (*m^3*)
- B_{wei} or B_{we}*(iw, jl, kh)* = Weight of block *i* (*ton*)
- B_s or B_s*(*iw_s *,* jl_s *,* kh_s*)* represents total weight of blocks that form a stope and b_s or b_s*(*iw_s *,* jl_s *,* kh_s*)* represents total weight of blocks with positive revenues in a stope
- T_{we} = Total tonnage of all positive blocks
- M_s = Total metal content in a stope (*ton*)
- *ρ* = binary number *(0 or 1)*
- *P* = Profit (*$*)
- P_{st} = Profit per tonne (*$/ton)*
- C_{dv} = Ramp development cost per metre (*$/m*)
- C_{dr} = Production drilling cost per tonne (*$/m*)
- C_{cr} = Stope access development cost (*$/m*)
- C_{tr} = Material transportation cost per tonne (*$/m*)

Level or sub-level access cost (R_c*)* is incurred when a decline (ramp) is developed from the nearby-developed level. *kk* is the highest level of the block model, from this level to surface the same distance may be applied to all blocks. Ramp development cost is calculated as:

$$R_c = \frac{C_{dv}\ x\ kh_{j-s}\ x\ zdim}{\%g} \quad \forall\ kh_{j-s} = \begin{cases} kk - kh_j\ (\ no\ existing\ ramp) \\ kh_j - kh_s (ramp\ from\ nearest\ point) \\ 0.0 \qquad (do\ not\ develop\ ramp) \end{cases} \tag{1}$$

Drilling cost (D_c*)* relates with the length of holes to be drilled to extract ore in a stope. The longer the hole, the higher the cost and prone to diversion from a target. This cost is calculated as follows:

$$Dc\ =\ kh_s\ x\ zdim\ x\ C_{dr}\ x\ B_s \tag{2}$$

Stope access (Drive) development cost (Dr_c) involves the horizontal excavation that expose and connects the stope to the main access. This cost is considered as follows:

$$Dr_c = jl_s \; x \; ydim \; x \; C_{cr} \qquad \forall \; E-W \; development \tag{3}$$

$$Dr_c = iw_s \; x \; ydim \; x \; C_{cr} \qquad \forall \; N-S \; development \tag{4}$$

Transportation Cost (T_c) includes cost of hauling insitu blocks from a stope to the surface. It is calculated as:

$$T_c = kh_s \; x \; zdim \; x \; C_{tr} \; x \; B_s \tag{5}$$

Optimization process

Objective function;

$$\boldsymbol{Max \sum_{i=1}^{n} P_{st}} \qquad \forall \; \boldsymbol{s_{min} \leq s \leq s_{max}} \tag{6}$$

s.t $R_s, Dr_c, D_c \; and \; T_c$

$$B_{voi} = xdim \; x \; ydim \; x \; zdim \qquad \forall \; i \in n \tag{7}$$

$$B_{wei} = xdim \; x \; ydim \; x \; zdim \; x \; g \qquad \forall \; i \in n \tag{8}$$

$$R_i = \begin{cases} -(B_{voi} x \; C_m) & \forall \; t_i < cog \\ B_{wei} x \; a \; x \; pri \; x \; \frac{t_i}{100} - \; B_{voi} x \; C_m - \; B_{voi} x \; C_{mp} & \forall \; t_i \geq cog \end{cases} \tag{9}$$

$$T_r = \sum_{i}^{n} \rho R_i \quad \forall \; \rho = \begin{cases} 1 & if \quad t_i \geq cog \\ 0 & elsewhere \end{cases} \tag{10}$$

$$T_{we} = \sum_{i}^{n} \rho \; B_{wei} \qquad \forall \; \rho = \begin{cases} 1 & if \quad t_i \geq cog \\ 0 & elsewhere \end{cases} \tag{11}$$

$$\begin{cases} iw, jl, kh \subset i \\ iw_s, jl_s, kh_s \in iw, jl, kh \\ iw_{smi}, jl_{smi}, kh_{smi} \leq iw_s, jl_s, kh_s \leq iw_{sma}, jl_{sma}, kh_{sma} \end{cases} \tag{12}$$

$$R_s = \sum_{iw_s=iw}^{iw_{smi},iw_{sma}} \; \sum_{jl_s=jl}^{jl_{smi},jl_{sma}} \; \sum_{kh_s=kh}^{kh_{smi},kh_{sma}} R_i \tag{13}$$

$$B_s = \sum_{iw_s=iw}^{iw_{smi},iw_{sma}} \; \sum_{jl_s=jl}^{jl_{smi},jl_{sma}} \; \sum_{kh_s=kh}^{kh_{smi},kh_{sma}} B_{wei} \tag{14}$$

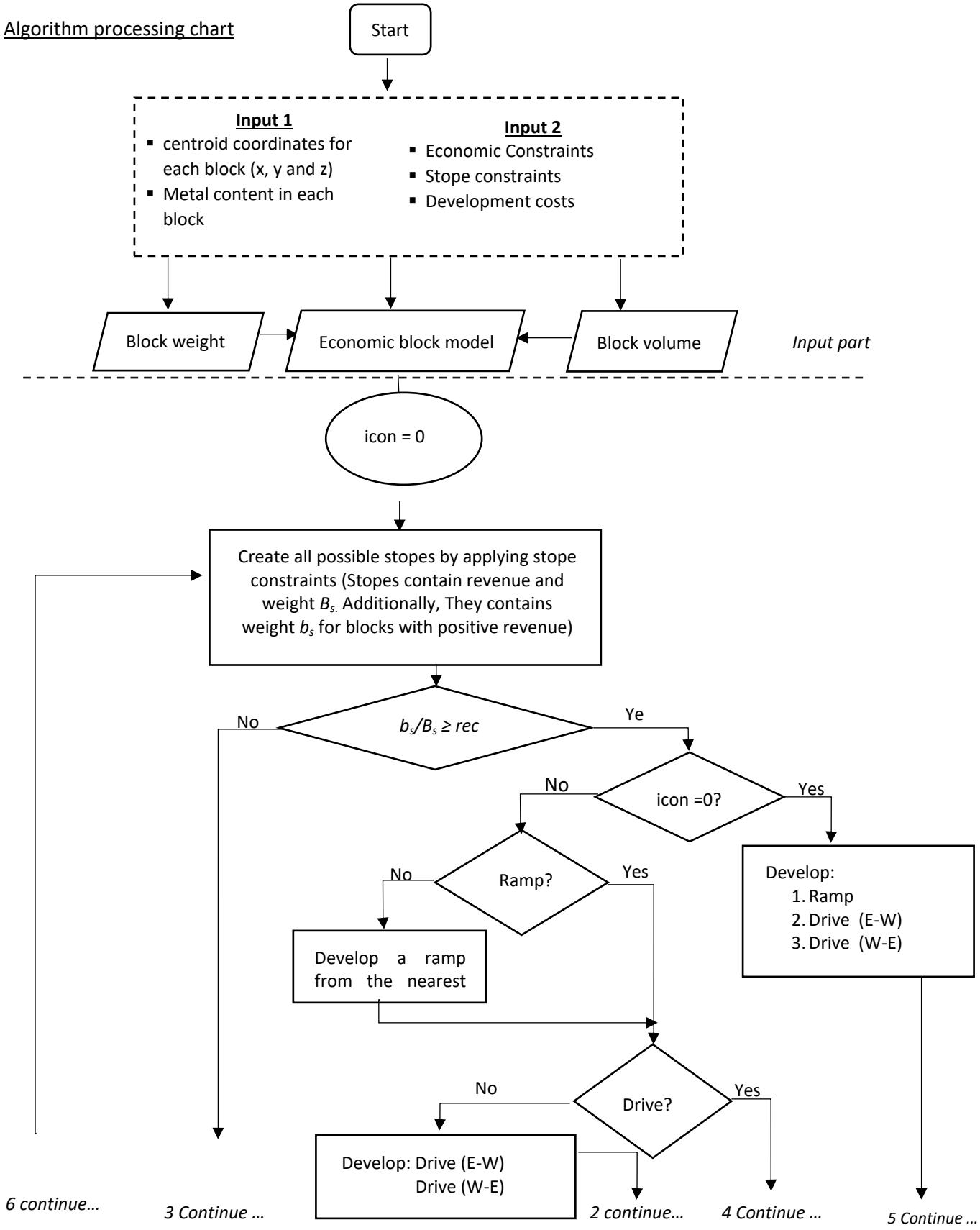
$$b_s = \sum_{iw_s=iw}^{iw_{smi},iw_{sma}} \sum_{jl_s=jl}^{jl_{smi},jl_{sma}} \sum_{kh_s=kh}^{kh_{smi},kh_{sma}} B_{wei}\, x\, (1-d) \qquad \forall\, R_i > 0.0 \tag{15}$$

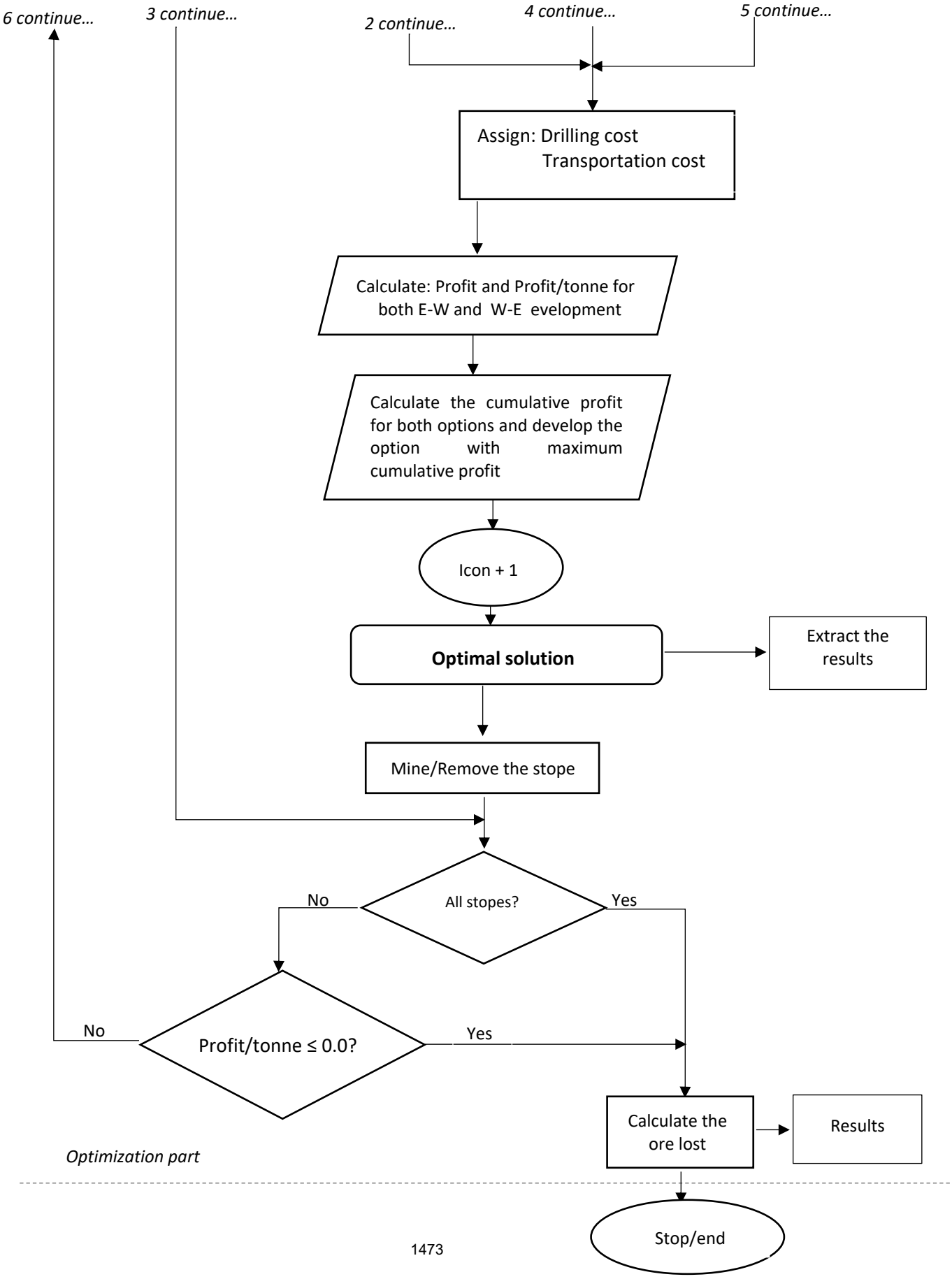
$$M_s = \sum_{iw_s=iw}^{iw_{smi},iw_{sma}} \sum_{jl_s=jl}^{jl_{smi},jl_{sma}} \sum_{kh_s=kh}^{kh_{smi},kh_{sma}} B_{wei}\, x\, t_i \tag{16}$$

$$P_s = \sum_{iw_s=iw}^{iw_{smi},\ iw_{sma}} \sum_{jl_s=jl}^{jl_{smi},jl_{sma}} \sum_{kh_s=kh}^{kh_{smi},\ kh_{sma}} R_s - R_c - Dr_c - D_c - T_c \qquad \forall\, \frac{b_s}{B_s} \geq rec \tag{17}$$

$$P_{st} = \frac{P_s}{B_s} \tag{18}$$

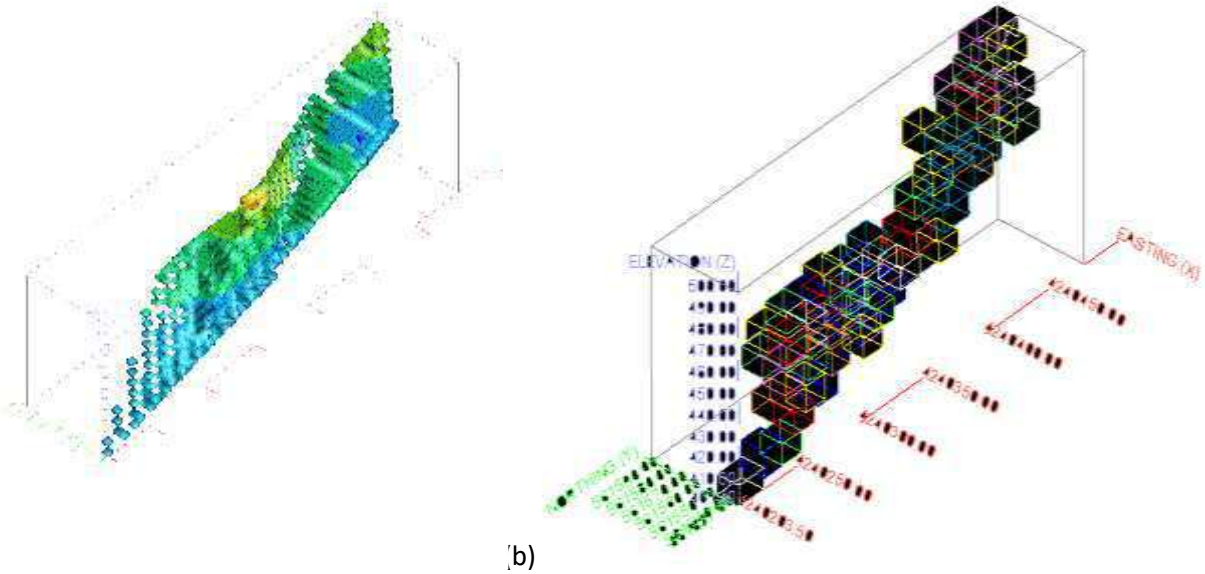
Algorithm processing chart




6 continue…
3 continue…
2 continue…
4 continue…
5 continue…
Assign: Drilling cost
Transportation cost
Calculate: Profit and Profit/tonne for both E-W and W-E evelopment
Calculate the cumulative profit for both options and develop the option with maximum cumulative profit
Icon + 1
Optimal solution
Extract the results
Mine/Remove the stope
All stopes?
No
Yes
Profit/tonne ≤ 0.0?
No
Yes
Calculate the ore lost
Results
Optimization part
Stop/end

MODEL ANALYSIS AND DISCUSSION

The algorithm was written using Fortran 95 (f95). Two real orebodies of copper, dipping towards SE and zinc, with blocks n = 22139 and 728 respectively were used to evaluate the algorithm. Block dimension for these orebodies were *10 m x 10 m x 5 m* and *5 m X 5 m X 2.5 m* respectively. The models generated 82 x 42 x 86 and 12 x 64 x 46 blocks in 3D. The inputs and outputs for the copper model is as shown in Table 2.



(a) (b)

Figure 2 (a). Block model of zinc reserve as it appears in Surpac™ software in z-x (towards east) and (b) represents non-overlapping stopes of different size developed with respect to east ramp position.

A standard computer was used to execute the algorithm whereby in the case of copper, it required approximately an hour to create possible stopes for all assumed ramp positions. During optimization, cutoff grade and range of stope dimension showed a pronounced impact on maximum profit, profit per tonne, number of stopes, profit per tonne, running time and ramp position. Cutoff grade is determined by market price of metal while stope dimension links with the available technology and geotechnical considerations. It is advised not to have wider range of stope dimension to lower execution time of the algorithm. Wide range of stope dimension proved high contribution to the ore loss. Table 2 shows the inputs parameters to the algorithm and respective outputs for the copper reserve.

The algorithm developed a copper reserve of 13.43 million tonnes. The option that locates ramp at north (in the side facing footwall) of the reserve produced 71.48% of copper ore by creating 429 stopes. This makes a highest profit of $ 1.27 billion. Furthermore, placing ramp in north, which is facing the hanging wall increases development cost per tonne for the stopes located near the surface hence affects the optimal result. As shown in Figure 3, when ramp is positioned in east or west, more ore is left in the ground compared to other locations. This result from negative profit per tonne of ore or the presented ore is small pockets with less than 0.2% blocks required to construct a stope. That is to say, despite of having positive revenue at insitu, there is zero or negative profit per tonne when development costs are implemented. This ore lost* can be recovered if there will be efforts to lower development cost per metre or the range of stope

dimension. Therefore, optimum results are obtained when mining proceeds from footwall towards hanging wall.

Table 2. Input and output values to the algorithm for a real cupper orebody of 22139 blocks with the dimension of 10m x 10m x 5m.

Inputs			Output			
Input	Value	unit	Ramp position	Output	Value	Unit
cog	*1.5*	*%*	*East*	*Stopes*	*428*	-
pri	*6600*	*$/ton*		*Recovered ore*	*9.58 million*	*tonnes*
a	*90*	*%*		*Ore lost*	*28.67*	*%*
C_m	*50*	$/m^3$		Total Profit	1.27 billion	$
C_{mp}	*25*	$/m^3$	West	*Stopes*	*418*	-
g	*3*	ton/m^3		*Recovered ore*	*9.41 million*	*tonnes*
$w_{smi} \times l_{smi} \times h_{smi}$	*20 x 60 x 15*	m^3		*Ore lost*	*29.93*	*%*
$w_{sma} \times l_{sma} \times h_{sma}$	*30 x 70 x 25*	m^3		Total Profit	1.09 billion	$
C_{dv}	*2000*	*$/m*	*South*	*Stopes*	*361*	-
%g	*10*	*%*		*Recovered ore*	*9.72 million*	*tonnes*
C_{cr}	*1000*	*$/m*		*Ore lost*	*27.62*	*%*
C_{dr}	*0.1*	*$/m*		Total Profit	1.04 billion	$
C_{tr}	*0.1*	*$/m*	*North*	*Stopes*	*369*	-
d	*0.1*	*%/m*		*Recovered ore*	*9.90 million*	*tonnes*
rec	*20%*			*Ore lost*	*26.28*	*%*
				Total Profit	1.35 billion	$

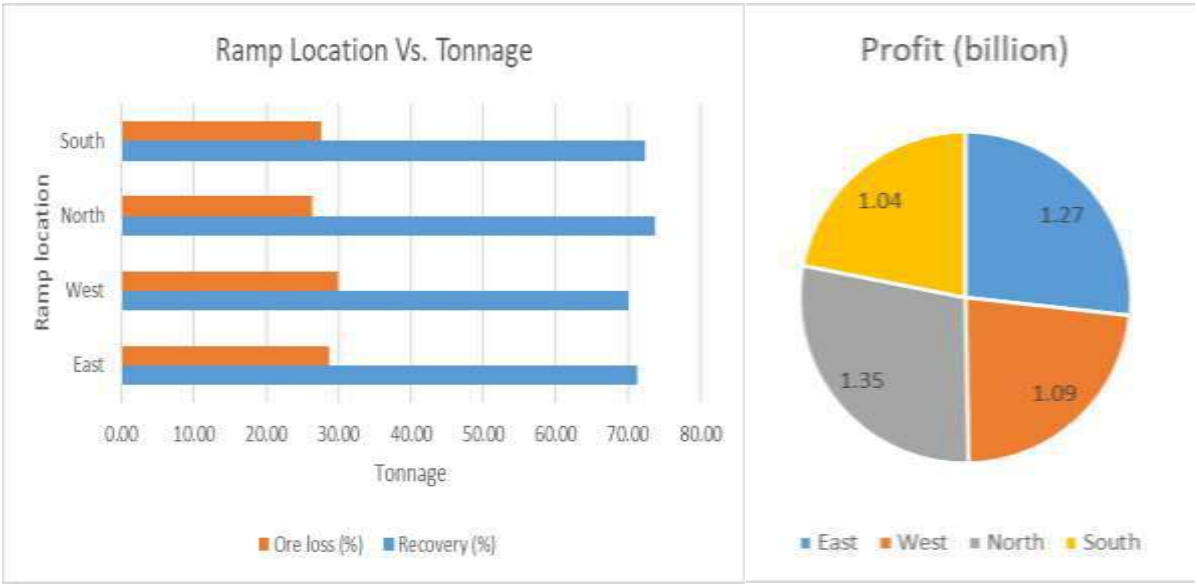


Figure 3. Ore recovered or lost and the respective profit for all ramp (decline) placement options

To account for the effect of changing cutoff grade, the algorithm was executed five times with cutoff grade of zinc equals to 5%, 6%, 7% and 8% and 10% along with other inputs as shown in table 3. This thin orebody is relatively uniform, which in turn a slightly change in profit and number of stopes was observed with change in ramp position. The rich ore is concentrated at the center making its length quite

similar with width. This shape and metal distribution results to formation of relatively equal number of stopes in either choice of ramp position. With stopes dimension ranging from 15 m x 30 m x 15 m to 20 m x 40 m x 20 m and cutoff grade being 5%, 33 stopes were generated when ramp is considered to be in any location. Furthermore, the number of stopes kept decreasing uniformly as cutoff grade increases. The algorithm took approximately 2 minutes to form result in each cutoff grade.

Table 3. Parameters used by the algorithm to reserve of zinc

Inputs		
Input	Value	unit
pri	*3400*	*$/ton*
a	*90*	*%*
C_m	*50*	$/m^3$
C_{mp}	*25*	$/m^3$
g	*2.9*	ton/m^3
w_{smi} x l_{smi} x h_{smi}	*15 x 30 x 15*	m^3
w_{sma} x l_{sma} x h_{sma}	*20 x 40 x 20*	m^3
C_{dv}	*1800*	*$/m*
%g	*10*	*%*
C_{cr}	*950*	*$/m*
C_{dr}	*0.1*	*$/m*
C_{tr}	*0.1*	*$/m*
d	*0.1*	*%/m*
rec	*10%*	

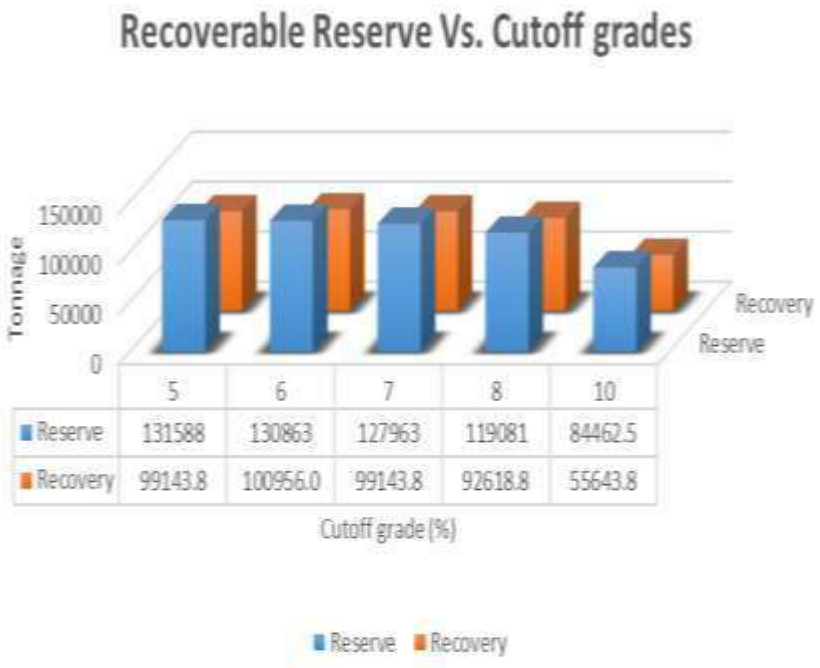


Figure 4. The effect of varying cutoff grade of zinc to minable reserve and recovery

Cutoff grade influences the reserve size and hence its recovery. However, selecting a block with high grade and value to form stope may combine with other blocks with slightly lower grade than cutoff to form a stope with positive profit per tonne. Zinc reserve manifested this predisposition where the tonnage of stopes developed with 6% cutoff grade outweigh that of 5% cutoff. Figure 4 above demostrates this tendency where although the reserve with cutoff grade of 5% is higher than that of 6%, more tonnage was recovered from a reserve of 6% cutoff grade. The situation is rarely observable but significantly impact the optimal results. Further increase in cutoff grade lowers the reserve and ore recovery.

CONCLUSION

Both solutions prioritized the rich ore closer to the surface as they owe low development cost per metre compared to dipper rich ore. The algorithm provides the direction for development relative to any given expense. Yet, mining costs varry with mining methods. Other costs that depend on individual mining method such as raise development, loading infrastructure and rock supporting can be included in mining cost. The algorithm asserts the norms of optimization as it reflects development decisions, reasonble stope layout and the profit of ore as it gets to the market. It ascertain the new beginning of scheduling part of maximizing the net present value of tonnage sent to processing plant while insuring geotechnical parameters of voids created. Reasonable time is considered to form stopes even for a model with many blocks however, engineers should be certain of stope dimension range to reflect the technology available. As stope dimension differ, the more ore is lost to the ground because the algorithm tries to avoid overlapping as much as possible. Moreover, the algorithm will take much time than normal. When the algorithm takes more than 15 seconds to choose a stope that maximizes profit per tonne, dectates impractical range of stope dimension. This paper clarified the influence of major development costs; Costs that have been ignored or assumed by most of reserachers, proclaiming to have less impact to the optimum solution. Yet, the user should be equipped with good knowledge of metal price in the market and development cost per metre in order to create true optimum solution. Further, the procedure is precisely for production systems that utilize ramp. Shaft amplication or the combination of both ramp and shaft is not covered in this work.

REFERENCES

Alford, C. (1995). Optimization in Underground Mine Design. *Proceedings of the 25th International APCOM Symposium, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy*.

Ataee-pour, M. (2000). A Heuristic Algorithm to OPtimize Stope Boundary.

Atlas Copco. (2007). *Mining Methods In Underground MIning* (2nd ed.). (M. Smith, Ed.) Orebro, Sweeden: Atlas Copco.

B Hall, C. S. (2004). Optimising the Strategic Mine Plan — Methodologies, Findings, Successes and Failures. *Orebody Modelling and Strategic Mine Planning*, 281-288.

C. Alford, H. (2009). Stope optimization tools for the selection of optimum cut-off grade in underground mine design.

Don Suneth Sameera Sandanayake, E. T. (2015). A heuristic approach to optimal design of an underground mine. *Applied Soft Computing*.

Gonzalo Nelis, M. G. (2016). Stope optimization with vertical convexity constraints. *Optimization and Engineering*, 813–832.

International Journal of Mining, Reclamation and Environment. (2017). Implementation and Comparison of Four Stope Boundary Optimisation Algorithms in an Existing Underground Mine. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*.

International Mining. (2009, November). Mine Optimization. (J. Chadwick, Ed.) *Software and Planning*, 18 - 28.

Leandro, Jose, & Hernani. (2017). Analysis of options of production and access ways in underground mines. *International Engineering Journal*.

SME. (2011). *SME Mining Engineering Handbook* (Third ed.). (P. Darling, Ed.) England: SME Inc.

Tatiya, R. R. (2005). *Surface and Underground Excavation. Methods, Techniques and Equipment.* London, UK: Taylor & Francis Group PLc.

Xiaoyu Bai, D. M. (2013). Underground stope optimization with network flow method. *Computers & Geosciences*.

Xiaoyu Bai, D. M. (2013). Underground stope optimization with network flow method. *Computers & Geosciences*, 361-371.

DERIVING BEST VALUE OUT OF ZIMBABWE'S MINERAL WEALTH TO ENHANCE SUSTAINABLE ECONOMIC DEVELOPMENT

R. Denhere [1], T. Zvarivadza [2], F. Sengani [3]

[1]*Section Geologist - Underground Platinum Mine, Zimbabwe*
[2]*Managing Director – Vimbo Consulting (Pty) Ltd, South Africa*
[3]*Lecturer - Department of Geology, University of Limpopo, Turfloop, South Africa*

ABSTRACT

The mining industry in Zimbabwe presents an opportunity for economic growth and development as the country is a host to at least sixty economic minerals. Resource based development through linkages can lessen dependence on non-renewables and lead to industrialisation and diversification. This paper focuses on challenges and recommendations on mineral beneficiation and value addition. Mineral beneficiation and value addition promote job creation and retain more natural resource wealth as prices of finished products are less susceptible to price fluctuations. Beneficiation and value addition form one of the four pillars in Zimbabwe working towards economic recovery and diversification hence the importance of analysing challenges and recommendations to fully implement beneficiation strategy. Challenges associated with beneficiation include skills and power shortages, limited access to international markets, inadequate infrastructure and working capital constraints. The government of Zimbabwe can successfully implement the beneficiation strategy through finalisation and implementation of the country's mineral policy. The government can embark on investing in skills and human development, carrying out viability of constructing PGM refineries and the viability of revamping closed beneficiation plants. Policy unpredictability and inappropriate policies hinder foreign investment. Policy consistence and political commitment are crucial for leveraging mineral resources for economic growth and development.

Keywords: Beneficiation, Linkages, Economic Development, Sustainable Development, Diversification

INTRODUCTION

Zimbabwe is richly endowed with mineral commodities and like many developing countries, it is dependent on primary products for exports and economic growth (African Development Bank Group, 2013). Zimbabwe's mineral endowment is evidenced by the platinum group metals (PGMs) rich Great Dyke, widespread greenstone belts that are rich in gold, and Karoo and Precambrian basins host to a wide range of minerals (Ministry of Mines, Zimbabwe). The mining sector contributes significantly to the country's Gross Domestic Product (GDP) and the importance of the mining industry to Zimbabwe's economy is increasing. According to United States Geological Survey (USGS) (2017), Zimbabwe has been the third in global platinum production from 2012 to 2016 and diamond output amounted to about 1.7% of the world's diamond production by volume in 2016.

There is need to optimize resource extraction for economic growth and development paying particular attention to beneficiation and value addition. Beneficiation and value addition is important for commodity dependent countries given their vulnerability to volatile commodity prices (United Nations Conference on Trade and Development (UNCTAD), 2018). This paper analyses challenges and opportunities of Zimbabwe beneficiation industry, suggesting alternative pathways to incentivise the economic linkage. Establishment of mineral based linkages in the mineral sector, particularly downstream processes can contribute to economic recovery and growth in Zimbabwe. Following the decline in agriculture, mineral exploitation has become the focus for economic development. This paper

gives reform suggestions to leverage the mineral section for a sustainable economic growth and development using beneficiation and value addition policy strategies.

ZIMBABWE MINERAL ENDOWMENT

The government of Zimbabwe has agreed on prioritizing PGMs, diamonds, nickel, chrome and coal bed methane for beneficiation (Ministry of Mines, Zimbabwe). The Bushveld Complex in South Africa hosts the world's largest PGM resource with Zimbabwe's Great Dyke hoisting the world's second largest PGM resource (African Development Bank, 2013). Part of the large PGM resource in Zimbabwe is locked up in oxidised parts of the Main Sulphide Zone and potential outside the Great Dyke has not been fully investigated (Mugumbate, 2014). The Great Dyke, Zimbabwe, hosts the world's most high grade chromite and apart from it significant chrome deposits are in alluvial deposits and greenstone belts (Veasey, 1997). The Geological Map of Zimbabwe is as shown in Figure 1.

According to Hawkins (2009), diamond production is from kimberlites in ancient cratons and placer deposits. Full exploration and extensive mining of the diamonds can lead to Zimbabwe significantly contributing to the world diamond production. Nickel is hosted in *komatiite nickel* sulphides, layered mafic/ultramafic intrusions, laterites deposits and hydrothermal shear zone deposits (Mhembere, 2013). Coal bed methane resources in Lower Karoo of the Limpopo and Zambezi basins are estimated to be greater than 25 billion tonnes (Mugumbate, 2014).

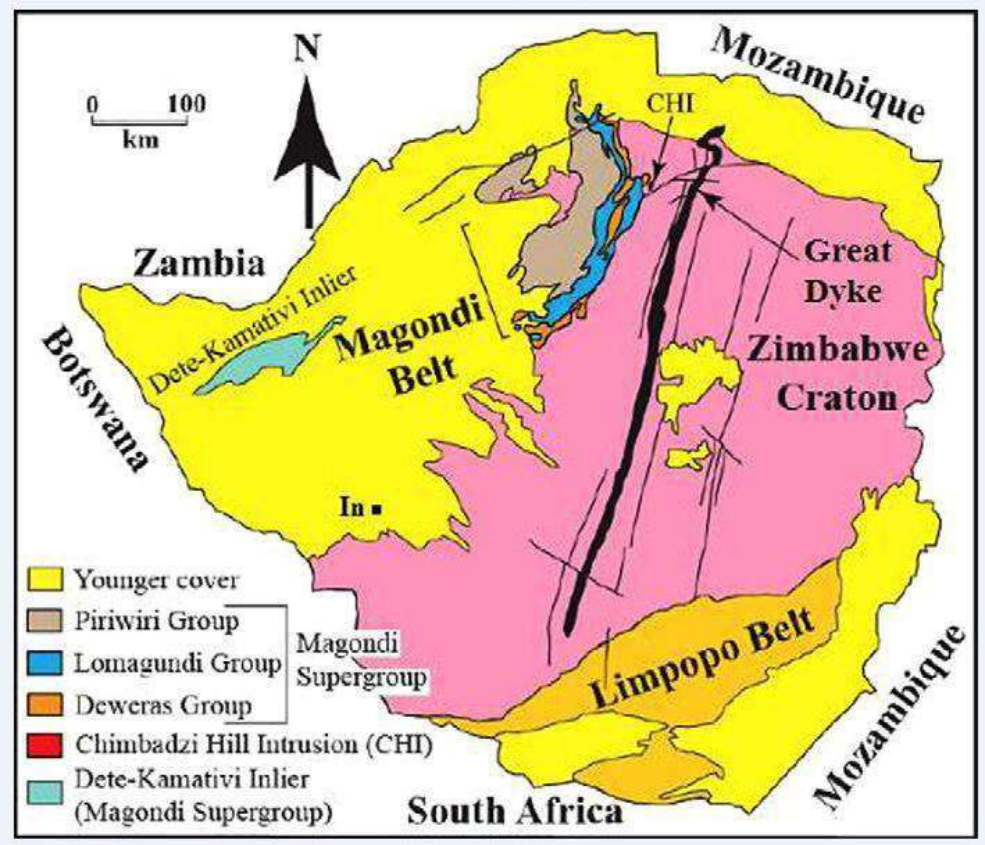


Figure 1. Zimbabwe Geological Map. Source Bekker et al. (2001)

LINKAGES AND DIVERSIFICATION PROMOTION

The linkage theory provides a way to move from non-renewable resources to sustainable development with an emphasis on beneficiation to stimulate growth and development (Jourdan et al, 2012). Resource based development through linkages will lessen dependence on non-renewables. Weak linkages within a country's broader economy can lead to creation of an enclave economy with no connections among sectors (Beare, 2017). To minimise the Dutch disease and avoid the natural resource curse, economic linkages between extractive sector and the rest of the economy has to be strengthened (GIZ, 2016). Five linkage types that can be created in the extractive sector are shown in Figure 2.

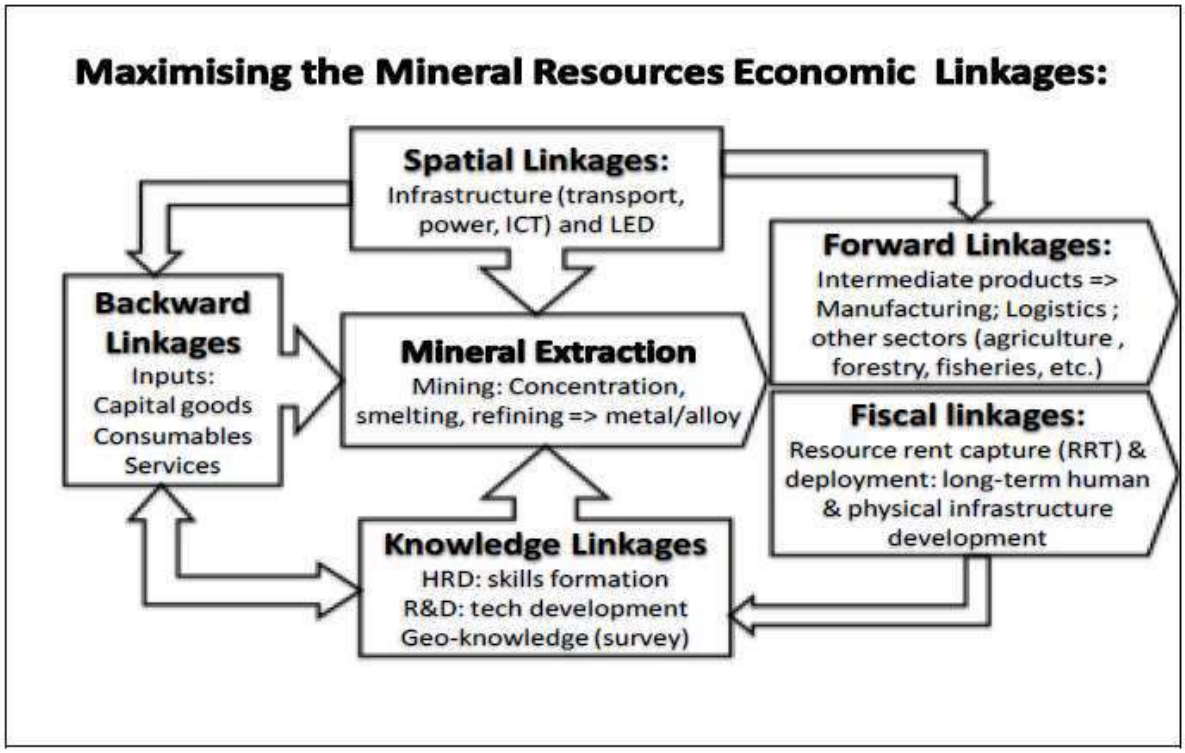


Figure 2: Mineral Resources Linkages: Source Jourdan et al. (2012)

Fiscal Linkages

Fiscal linkages comprise laws and regulations that determine channels through which resource rents are captured by the host government (Beare, 2017). According to Gylfason (2001), there is need to balance the government's need to maximise revenue with the investor's need to have a high return on investment. The accrued revenue can be used for human development or saved in stabilising funds.

Backward/Upstream Linkages

Backward linkages include local procurement of goods and services for the mineral sector and employing of local people by these extractive companies (Lydall, 2009). This can have significant economic and social benefits with a multiplier effect of wages spent locally providing a further boost to economic development (Beare, 2017).

Forward/Downstream Linkages

Forward linkages involve mineral value addition producing semi-finished or finished goods avoiding exporting raw materials (Venables, 2016). This can promote job creation and retain more natural resource wealth for industrialisation and diversification.

Knowledge Linkages

Local suppliers and local people often lack the required knowledge and expertise to meet the demands of extractive companies (UNCTAD, 2012). Creating knowledge linkages through technical institutions, universities and research and development programs is essential for a country's industrial growth. Expertise gained in extractive sectors can be transferred and used in other sectors of the economy (World Bank, 2014).

Spatial Linkages

Governments in partnership with extractive companies need to invest in infrastructure such as pipelines, roads and electricity generating plants that maximises benefits to other economic sectors (UNECA and AU, 2011).

FORWARD/DOWNSTREAM LINKAGES

Mineral beneficiation involves separations of gangue minerals from ore. It involves liberation of valuable mineral by size reduction technologies and increasing the content of valuable mineral using concentration technologies (Lydall, 2010). Many African countries are engaging in greater downstream processing moving away from exporting primary products (Morris et al, 2011). This is mainly because during colonialism raw natural commodities were being exported to motherland with the host countries not developing their own processing capacities (Wright, 2003). Prices of raw materials are subject to fluctuations and continued reliance on raw materials for export revenues can lead to slow industrialisation and diversification (UNCTAD, 2018). Table 1 shows beneficiation stages which countries can capitalise on for diversification.

Table 1: Beneficiation Stages: Source Mungoshi, (2011)

Stage	Mineral Beneficiation Process Category	Process Flow Chart	Capital Intensity	Labour Intensity	Skills Intensity
1	The action of mining to produce an ore or mineral concentrate	Run of Mine Ore → Mineral Concentrate	High	High	Low
2	The action of converting concentrate into an upgraded bulk tonnage intermediate product	Matte/Slag Bulk Products → Refined Metals/Alloys	High	Med	Med
3	The action of converting intermediate products into refined product suitable for purchase by small and sophisticated industries	High Purity Metals/Alloys → Final Products-Worked Shapes & Forms	High	Low	High
4	The action of manufacturing final products for sale	Final Products-Worked Shapes & Forms → Final Products-Worked Shapes & Forms	Med to High	Med to High	High

Beneficiation and value addition form one of the four pillars in Zimbabwe in order to create employment and work towards diversification (Ministry of Mines, Zimbabwe). The government of Zimbabwe is embarking on policy reforms to transform the mining sector as reflected in the Zimbabwe's

Agenda for Sustainable Socio-Economic Transformation (ZimAsset). ZimAsset emphasizes on beneficiation and value addition as a strategy to promote diversification and economic growth and development (Ministry of Mines, Zimbabwe).

Beneficiation Challenges

According to Jourdan (2013), Zimbabwe has not been explored for the past 20 years and current extraction is inclined towards reviving old workings. Using the Fraser institute policy perception index (PPI) ranking system, Zimbabwe is one of the least favoured countries to invest in as it is in the bottom ten of the ranking. This is as a result of ineffective mining policies such as quality of geological database, taxation and unstable political environment (Fraser Institute, 2017). Policy irregularities in the mineral sector hinder foreign direct investment and can act as an obstacle to economic growth and development.

Skills Shortages

Skills required to process raw materials and market the value added products can vary from those required for mineral extraction (UNCTAD, 2012). Zimbabwe has seen its educated people leaving the country and efforts have to be made to return the labour force into the country. Investments have to be done to develop the required skills and technical expertise to avoid hiring of expatriates. Successful beneficiating countries have invested in building skilled labour. Establishing a local mineral beneficiation sector needs a nation to develop the required technical skills (Mining Weekly, 2018).

Energy Shortages

Mineral beneficiation is an energy intensive sector due to the smelting and re-smelting of mineral concentrates (Murthy et al, 2010). The hydropower dam in Zimbabwe does not meet the country's energy needs and the country is importing electricity from Eskom of South Africa and Hydro Cabora Bassa of Mozambique (Jourdan et al, 2012). The current supply state can hinder investment into local mineral beneficiation as it is less competitive as compared to other countries rich in mineral endowments.

Research and Development Inadequacies

Mineral beneficiation and value addition is a technology driven sector requiring sophisticated machinery. For a price competitive advantage in the global market, there is need to produce quality beneficiated products at lower cost production that comes with advanced research (UNCTAD, 2018). Zimbabwe's exposure to research and development for the mineral beneficiation industry is limited, implying that countries with advanced beneficiation innovation will dominate the industry (Mutandwa and Genc, 2018).

Access to international markets for finished products

Limited demand for the finished products in Africa means that most of the beneficiated products will be sold to global markets where world class mineral beneficiating companies are located (Khama, 2014). Upcoming beneficiating industries have to penetrate into these markets and this requires products of high quality and lower prices.

Inadequate Infrastructure

Zimbabwe is a land locked country and has to transport its mineral products to the nearest ports, which are the Mozambican and South African ports (Zikiti, 2015). This can be done using railway or roads and the railways have dilapidated over the past years. Mozambican ports of Beira and Maputo have limited capacities and, in most instances, the mineral products have to use South African ports that are more distant, impacting on costs (Jourdan 2012).

Working Capital Constraints

National shortage of capital and high interest rates are other challenges associated with investing in Zimbabwe mineral beneficiation. This affects small companies that rely on monetary assistance from the government as it is a challenge to raise capital abroad (Jourdan et al, 2012). The national debt burden needs to be resolved in order to execute the beneficiation strategy (Charakupa, 2017). The government of Zimbabwe is implementing the Zimbabwe Accelerated Arrears Clearance, Debt and Development Strategy (ZAADDS) to manage the debt utilising natural resource revenue (Jourdan et al, 2012).

Mineral Policy

Zimbabwe does not have a stand-alone mineral policy and this leads to mineral policy uncertainty with ad hoc impositions of indigenisation targets and new royalties (Jourdan, 2013). The draft mineral policy, developed in 2013 through public participation and consultation, has long term developmental objectives for the extractive sector that is in line with the national goals (Dhliwayo, 2014). The policy aims to utilise the comparative advantage that comes with the rich mineral endowment to a national competitive advantage through linkages including beneficiation. The draft policy is yet to be finalised and this affects long-term planning and managing of the extractive sector (Jourdan, 2013).

CONCLUSIONS

The thought of what is going to hold a mineral dependent country's economy should the mineral resources be depleted, is adequate enough for governments to start investing on skills and knowledge development. Creation of linkages through beneficiation and value addition in the mineral sector is important for economic recovery and development in Zimbabwe. Policy consistence and political commitment are also crucial for leveraging mineral resources for economic growth and development. Political tensions hinder investment and weaken establishment of linkages for economic development.

RECOMMENDATIONS

Lessons from other countries show that it is critical to have a mineral policy that governs the utilisation of mineral resources for economic growth and development (Jourdan, 2013). Many African countries are embarking on mineral policy formulation and implementation. Zimbabwe has to finalise the drafted policy and implement the finalised policy to fully realise the benefits of its mineral resources. The policy has to align with national objectives and the government committed in achieving set goals. According to Jourdan et al (2012), re-quantification of the mineral resource base should be carried out as this was last done in 1981. The government of Zimbabwe should ensure easy availability of geological information with known reserves in order to attract investment in beneficiation plants (Mutandwa and Genc, 2018).

It is of paramount importance to identify the required skills for the beneficiation stages and also identify the skills not yet available within a country's labour force of the beneficiation critical skills (Macatangay, 2016). There is need to invest in building capacity of the skills not yet available through well-equipped technical institutions benchmarking from countries that are already beneficiating. Developing countries have the urge to spend revenues from mineral resources on current consumption as there is the pressing need to alleviate poverty (UNCTAD, 2014). There is need for discipline to invest in human capital. Countries currently beneficiating invested in human capital with partnerships between private companies, state owned companies and the government (Jourdan et al, 2012).

Undertaking a study to identify critical minerals for beneficiation is crucial and the critical minerals should not be many. Critical minerals are minerals that are important to use and have high supply risk (Baartjes, 2018). There is need to carry out a study identifying such critical minerals, assessing trends in sources and worldwide production and identifying impacts of disruptions in supply on the economy. According to Jourdan et al, (2012), imposing a small tariff less than 5% on selected primary exports to encourage beneficiation was independently shown to be feasible. A comprehensive study on the viability of each platinum mine having a PGM refinery should be assessed. Zikiti (2015) argues that from the investor's perspective it is cheaper to refine concentrates in South Africa refineries as compared to setting up one in Zimbabwe given the low production levels of platinum in the country.

Infrastructure gaps need to be addressed with the government partnering with private companies to invest in spatial linkages for beneficiation to be successful. Much needed power for beneficiation plants have to be made available through investing in power generation and permitting temporary importing of power by beneficiators. The government of Zimbabwe should establish a technical team that analyses the reasons behind the closing down of several beneficiation plants in the country such as Zimbabwe Iron and Steel Company (ZiscoSteel), Alaska copper refineries and ZimAlloys for chrome (Jourdan et al, 2012). Assessing the viability of revamping the plants is also a necessity.

The government of Zimbabwe can partner with the government of South Africa on developing downstream industries and the marketing of particularly PGM products. Engaging in regional integration (Southern African Development Community (SADC) and the Common Monetary Area in Southern Africa (CMASA)) for local market can be a strategy for beneficiation to be a success (Jourdan et al, 2012). The government in partnership with mining companies and state enterprises should consider establishing mineral beneficiation research and development policy and fund for research and development in mineral beneficiation technologies (Zikiti, 2015).

Given the rich mineral endowment in Zimbabwe and the opportunities that comes with going downstream, the government of Zimbabwe should consider working on the factors affecting beneficiation. The government of Zimbabwe should also consider incentivising beneficiation in mining leases agreements instead of imposing it on mining companies. Forcing beneficiation terms on mining companies can ruin the possibility of the government and the mining companies partnering for the greater good of the resource rich country.

REFERENCES

African Development Bank. (2013). Unlocking Africa's Global Potential. Department of Development Research. Annual Report of 2013.

Baartjes, N. (2018). Competitiveness and viability of downstream processing. Presentation at the University of Witwatersrand

Beare, M. (2017). Five key linkages to enable resource-led growth. GREAT Insights Magazine, Volume 6. Oxford Policy Management

Bekker, A., Master, S., and Karhu, J. (2001). Chemostratigraphy of the Palaeproterozoic Magondi Supergroup, Zimbabwe

Charakupa, T. (2017). Government should develop mineral beneficiation policy. Online. https://www.herald.co.zw/govt-should-develop-mineral-beneficiation-policy/. Accessed on 04 December, 2018.

Dhliwayo, M. (2014). A Review of Zimbabwe's Draft Minerals Policy. Zimbabwe Environmental Law Association (ZELA).

Fraser Institute. (2017). Fraser Institute Annual Survey of Mining Companies 2016. Online. https://www.fraserinstitute.org/studies/annual-survey-of-mining-companies-2016. Accessed 10 December 2018.

GIZ (2016). Integrated Company Report: Working together worldwide. Online. https://reporting.giz.de/wpcontent/uploads/sites/3/2018/03/GIZ_Integrated_Company_Report_2016-en.pdf. Accessed on 08 January 2019.

Gylfason, T. (2001). Natural resources, education and economic development. European Economic Journal, Volume 45, pp.847-859.

Hawkins, T. (2009). The Mining Sector in Zimbabwe and its Potential Contribution to Recovery, The United Nations Development Programme Comprehensive Economic Recovery in Zimbabwe, Working Paper Series, Working Paper 1.

Jourdan, P. (2012). State intervention in the mineral sector: maximising the development impact of the people's minerals assets. Paper presented at the 3rd IESE's Conference, 4-5 September, Maputo.

Jourdan, P. (2013). ZIMBABWE Draft Mineral Policy: Mining sector policy study, Harare: ZEPARU.

Jourdan, P., Chigumira, G., Kwesu, I., and Chipumo, E. (2012). Mining Sector Policy Study. Zimbabwe Economic Policy Analysis and Research Unit

Khama, S. (2014). Mineral Resources and Beneficiation in Africa: Initiatives and Impacts. The Royal Institute of International Affairs. Africa Programme.

Lydall, M. (2009). "Backward linkage development in the South African PGM Industry: A Case Study", Resources Policy, Volume 34, pp112-120.

Lydall, M. (2010). "Getting the basics right: Towards optimizing mineral-based Linkages in Africa", Contribution to the ISG's Review of African Mining Regimes.

Macatangay, R. (2016). Optimal local content requirement policies for extractive industries. Resources Policy, Volume 50, pp244-252.

Mhembere, A. (2013). Overview of Zimbabwe's Mining Sector. Chamber of Mines of Zimbabwe. Online. http://zimminingindaba.com/wp-content/uploads/2013/10/Chamber-of-Mines.pptx.

Accessed on 09 January 2019.

Mining Weekly. (2013). Local mineral beneficiation to present challenges. Online. http://m.miningweekly.com/article/local-mineral-beneficiation-to-present-challenges-2013-12-09. Accessed on 02 December 2018.

Morris, M., Kaplinsky, R. and Kaplan, D. (2011). Commodities and Linkages: Meeting the Policy Challenge, Making The Most of Commodities Programme (MMCP) Discussion Paper No. 14. Online. http://commodities.open.ac.uk/mmcp. Accessed on 22 September 2018.

Mugumbate, F. (2014). Overview of Zimbabwe's Mineral Resource Potential – Tip Of The Iceberg? Zimbabwe Geological Survey, Unpublished Article.

Mungoshi, J. (2011). Beneficiation in the Mining Industry. Presentation to SAIMM Zimbabwe Branch Conference.

Murthy, Y.R., Tripathy, S.K. and Kumar, C.R. (2010). Chrome ore beneficiation challenges and opportunities – A review. Minerals Engineering. Volume 24, pp375-380.

Mutandwa, B and Genc, B. (2018). Leveraging Zimbabwe's mineral endowment for economic transformation and human development. Resources Policy. Volume 58, pp230-239

UNCTAD. (2012). Extractive industries: optimizing value retention in host countries

UNCTAD. (2014). Natural Resources Sector: Review and identification of opportunities for commodity based trade and development

UNCTAD, (2018). Diversification and value addition

UNECA and African Union. (2011). Minerals and Development Report.

USGS. (2018). Minerals Information. Platinum Group Metals Statistics and Information. Online. https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/platinum/. Accessed on 19 September 2018.

Veasey, T.J. (1997). A review of the minerals industry in Zimbabwe. Minerals Engineering. Volume 10, pp1355-1362.

Venables, J.A. (2016). Using Natural Resources for Development: Why Has It Proven So Difficult? The Journal of Economic Perspectives, Volume 30, pp161-183.

World Bank, (2014). Annual Report. World Bank.

Wright G & Czelusta J. (2003). Mineral Resources and Economic Development. Stanford Centre for International Development, paper prepared for: Conference on Sector Reform in Latin America.

Zikiti, B. (2015). How can Zimbabwe leverage its mineral resources for economic recovery and sustainable growth? Masters theses submitted to the University of Witwatersrand

DOĞRUDAN BLOK PLANLAMA İLE OLUŞAN SONUÇLARIN MONTE-CARLO SİMULASYONU İLE SİMULE EDİLEREK KARŞILAŞTIRILMASI

SIMULATION AND COMPARING OF RESULTS BY DIRECT BLOCK SCHEDULING WITH MONTE-CARLO SIMULATION

F.K. Kasa [1,] *, A. Dağ [2]

[1] Dedeman Madencilik A.Ş.
*(*Sorumlu yazar: furkankasa@gmail.com)*
[2] Çukurova Üniversitesi

ÖZET

Blok modelleme neredeyse tüm madencilik planlamalarında kullanılan yaygın yöntemdir. Modellenen cevherler, finansal parametrelere göre ekonomik ya da ekonomik olmayan bloklar olarak birbirinden ayrılır ve belirli bir algoritma ile ocağın nihai sınırının belirlenmesine yardımcı olur. Günümüzde madencilik yazılımlarının optimizasyon modüllerinin çoğunlukla kullandığı algoritma; Lerchs–Grossman algoritmasıdır. Yazılım ve matematik dünyasındaki ilerleme ile bu algoritma yerine; Doğrusal (Lineer) Programlama algoritması ve Karma Tamsayılı Doğrusal Programlama (Mixed Integer Linear Programming) algoritması gibi çeşitli algoritmalar getirilmiş, stokastik süreçlerle doğruya en yakın sonuç, Net Bugünkü Değer'i maksimuma ulaştıran en optimum üretim bloklarının seçimi mümkün hale gelmiştir. SimSched DBS uygulaması diğer yazılımlardan farklı olarak belirttiğimiz bu algoritma sistemi olan karma tamsayılı doğrusal programlama ile kullanmış olduğu algoritma sayesinde; NBD'yi maksimum değerine çekecek sınırsız senaryo denemesi ile kolaylık sağlamaktadır. Bu çalışmada; oluşturulan senaryolar sonucunda ortaya çıkacak NBD ve diğer üretim parametrelerinin stokastik olarak incelenmesi ve monte-carlo simülasyonu ile bu sonuçların simüle edilerek belirli güven aralığındaki sonuçların karşılaştırılması hedeflenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Doğrudan blok planlama, monte-carlo simülasyonu, NBD, maden optimizasyonu

ABSTRACT

Block modeling is the common method used in almost all mine planning stages. Modeled ores are separated as economic or non-economic blocks according to financial parameters and help to determine the final limit of the pit with a certain algorithm. Today, most of the optimization modules of mining software use the algorithm; Lerchs-Grossman algorithm. With the advancement in software and mathematics, this algorithm was introduced instead of the Linear Programming algorithm, which is the closest to the stochastic processes, and the selection of the most optimal production blocks that maximize Net Present Value has become possible. SimSched DBS application, which is different from other software, algorithm system, which we use with the mixed/lineer programming, thanks to the algorithm; It provides convenience with an unlimited scenario experiment that will draw the NPV to its maximum value. The aim of this study is to find a confidence interval by simulating the NPV and other production parameters that will be generated as a result of the scenarios and by simulating these results with the Monte-Carlo simulation and comparing the results with each other.

Keywords: Direct Block Scheduling, monte-carlo simulation, NPV, mine optimization

GİRİŞ

Madencilikte Optimizasyon

Günümüzde madencilik; getirisi en yüksek sektörlerden biri haline gelirken, azalan kaynakların ve buna bağlı olarak; düşük tenörlü cevher üretimine yönelim, bazı parametrelerin kritik olarak kontrol edilmesi gerekliliğini getirmiştir. Teknoloji ve matematik bilimindeki ilerleme ile uzun zaman alan çözüm süreçleri kısalmış, geliştirilen yazılımlar vasıtasıyla daha fazla girdi parametresinin, daha kısa sürelerde çözümlenmesi ve hızlı karar mekanizmalarının geliştirilmesi mümkün hale gelmiştir. Maden planlamanın en büyük bileşenlerinden birisi de; uzun dönem üretim planlamasının optimizasyonudur. Burada amaç ise; şev açısı, tenör karışımı, cevher üretim ve kapasitesi gibi kısıtlar içerisindeki bir madenden, tüm döneme yayılmış indirgenmiş net geliri maksimize etmektir (Ramazan ve Dimitrakopoulos, 2004).

Matematiksel “Optimizasyon Modelleri”nin bileşenleri;

- Amaç fonksiyonu
- Karar değişkenleri
- Kısıtlardır (Karaöz, 2014).

Kısacası; bir optimizasyon modeli, belirtilen kısıtlar doğrultusunda; amaç fonksiyonunu optimize edebilecek en iyi karar değişkeni değerlerini vermeyi hedeflemektedir (Winston ve Goldberg, 1994). Maden üretim planlaması üç alt probleme ayrılır; çıkarma sırası (blok), optimium cut-off ve üretim miktarları (Kumral ve Sarı, 2017). Bu üç temel parametre de birbirine bağımlıdır. Ülkemizden örnek verecek olursak; dolar kurunun artmasıyla birim maliyet düşecek ve hatta satış fiyatı TL bazda artmış olacaktır. Dolayısı ile daha düşük tenörlü cevherin üretilebilmesi mümkün olabilecektir, daha düşük tenör daha düşük sınırlarda cut-off’u beraberinde getirirken, buna bağlı olarak çıkarma sırasında hesaba katılmayan bloklar üretime katılabilecek ve yine buna bağlı olarak da üretim miktarı artacaktır. Tam tersini düşünecek olursak; eğer dolar kuruna bağımlı olan, üretime katılan direkt malzeme giderleri artış gösterirse; maliyetlerin artması neticesinde birim maliyeti düşürmek adına üretim miktarı arttırılacak, buna bağlı olarak çıkarma sırasına katılmayan bloklar dahil olacak ve dolayısı ile cut-off oranında değişim yaşanacaktır veya maliyetlerin artması ile daha zengin cevherleşmeye yönelerek, cut-off arttığı için, çıkarma sırasında hesaba katılan düşük tenörlü bloklar muaf tutulacak, buna bağlı olarak da üretim oranları değişecektir.

Optimizasyon Algoritmaları

Lerchs ve Grossman (1965) ilk ocak optimizasyonu algoritmasını ortaya koymuş daha sonra bu konuda birçok çalışma yapılmış ve farklı algoritmalar geliştirilmiştir. Açık-ocaklarda bu algoritmalar titiz (rigorous) ve buluşsal (heuristic) olarak iki başlık altında toplanabilir. Titiz yaklaşımlarda; Dinamik Programlama, Grafik Teorisi, Parametrik Analiz ve Stokastik Süreçler bulunurken; buluşsal yaklaşımda, Hareketli Koniler, Ağ Akış Analizi, Doğrusal (Lineer) Programlama, Korobov, Genetik Algoritma ve Yapay Zekâ (AI) algoritmaları sayılabilir. Tüm bu algoritmaların temel amacı; amaç fonksiyonunu maksimum ya da minimum yapabilecek optimum değerleri yakalamak üzerinedir. Dinamik Programlama tabanlı ilk algoritma Lerchs ve Grossman (1965)’dır (Lerchs ve Grossman, 1965). L&G algoritması 2 boyutlu iken, 1971 yılında Sharp ve Johnson, üç boyutlu bu algoritmayı geliştirdiler. Belirsizlik içeren problemlerin çözümünde kullanılan stokastik programlama yöntemi, 1955 yılında Dantzig'in “Linear Programming Under Uncertainty” ve aynı yıl E. M. L. Beale'in çalışmasıyla literatürde yer almaya başlamıştır. Charnes ve Cooper'ın (1959) şans kısıtını ekledikleri çalışma bu alana yapılan güçlü katkılardan biridir.

Stokastik programlama, amaç fonksiyonun ve kısıtların rastgele değişkenlere bağlı olduğu durumları incelemektedir (Karaöz, 2014). Burada devreye karma tam sayılı (mixed interger programming) veya doğrusal (lineer) programlama devreye girmektedir. Bu şekilde, bloklara atanan değerler ve kısıtlar

ışığında; en optimal ocak sınırı bulunurken, bu operasyonlar neticesinde elde edilecek NBD'nin, maksimum değere çekilmesini sağlayacak en optimum blok seçimi de sağlanmış olacaktır.

Monte-Carlo Simülasyonu

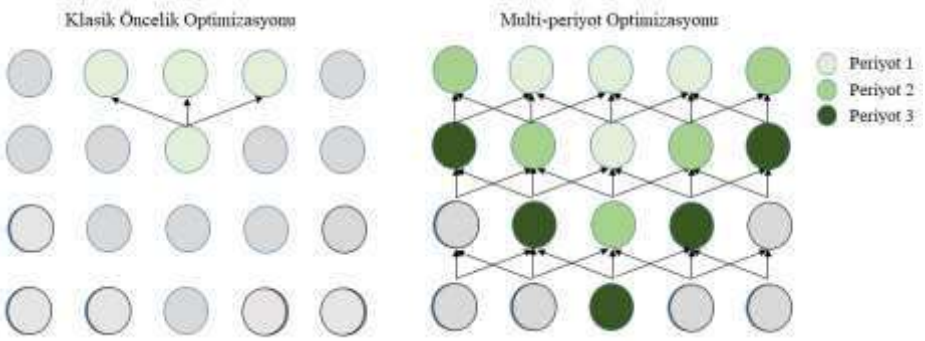
Monte-Carlo simülasyonu (MC) rassal örnekleme (random) ile sonuçların hesaplanmasına dayalı bilgisayar yollu bir simülasyon yöntemidir. Deterministik algoritmalarla hesaplanması imkânsız olan parametrelerin çözümlenmesinde kullanılmaktadır. Burada belirsizlik içeren veri girdisi "olasılık dağılımı" ile ifade edilir. Örneğin; tarihsel veriye sahip olan krom cevheri satış fiyatı değerleri, fiyat trendini temsil edebilecek bir olasılık dağılımına (normal dağılım, üçgen dağılım, log-normal dağılım vs gibi) adapte edilir ve daha sonra bu dağılıma uygun olan rassal simülasyon sonuçları üretilmeye çalışılır. Bu sonuçlardan da, istenen düzeyde bir güven aralığında ortalama değer alınır. Dolayısı ile MC simülasyonu, muhtemel çıktıların veya sonuçların bir dağılımıdır.

DOĞRUDAN BLOK PLANLAMA

Tarihsel olarak 1960'lardan bu yana, geleneksel maden planlama belirgin birkaç aşamayı içerir;

1. Nihai ocağın tanımlanması – blokların en büyük toplam değerle sonuçlanan kısmı,
2. Geri yaslama seçimi – cevher fiyatı değerindeki değişimden elde edilen iç içe geçmiş ocakların (nested pits) üretilmesine dayalı,
3. Uzun dönem üretim planlaması (Campos ve ark., 2018).

İç içe ocaklar maden planlamanın esas standardıydı ve Lerchs ve Grossman (1965) tarafından ortaya atılmıştır (Lerchs ve Grossman, 1965). Johnson 1968 yılında, ocak sınırlarını tanımlamak için blokları doğrudan programlayabilen bir formülasyon öneren ilk kişidir. Doğrudan Blok Planlama, Lerchs-Grossman metodolojisinin geliştirilmiş bir halidir. DBP (DBS), doğru Şimdiki Değer'e üretim yılları boyunca nakit akışına doğru ve tam indirgeme faktörlerini uygular (Souza ve ark., 2018).



Şekil 1. Klasik öncelikli ve multi-periyot mekanizmaları (Souza ve ark., 2018).

Bu şekilde multi-periyot tabanlı optimizasyon, en iyi çözümü bulabilmek için buluşsal (heuristic) ve diğer yaklaşımsal stratejileri uygular (Leite ve Dimitrakopoulos, 2009). Şekil 1'de de görüleceği üzere, klasik yöntemdeki komşular yerine; multi-periyot ile tüm muhtemel blokların etkileşimi mümkün olmaktadır. Bir yandan DBP yöntemleri tamamen teorik olarak, problemlerle (kapasiteler, çoklu ürünler vs. gibi) daha realistik olarak başa çıkması için tasarlandığından, L&G yaklaşımından daha üstün olmalıdır zira; L&G yaklaşımları şev eğimleri ve parametreler olarak benzersiz ekonomik değerler gibi kısıtlarla sınırlıdır. Diğer yandan, pratikte; L&G temelli metotlar avantajlıdır; çünkü DBP yöntemlerinin çözülmesi için yoğun bir bilgisayarlı hesaplama gücüne gerek vardır (Morales ve ark., Yayınlanmamış).

Teknoloji, bilgisayar ve matematik dünyasındaki hızlı gelişme, daha hızlı işlem yapabilen bilgisayarların mevcudiyeti ile bu sorun da ortadan kalkarak; DBP yöntemlerini, açık ara en avantajlı konuma getirmiş olmaktadır ve DBP tabanlı optimizasyon yazılımları, diğerlerine oranla daha realisttik ve maksimize edilmiş NBD değerleri sunmaktadır (Şekil 2).

Şekil 2. L&G ve DBP karşılaştırması (Morales ve ark. Yayımlanmamış).

DBP, başta verilen üç adımlık aşamanın tümünü entegre etmeye çalışan farklı bir yaklaşım izlemektedir. Bu yüzden geri yaslamalar, toplam veya proses kapasitesi gibi bazı kısıtlar ile uyumludur. Bu yaklaşım, tüm bunları çözümleyici matematiksel programlama ve geçici algoritmalara dayanmaktadır (Morales ve ark., Yayımlanmamış).

Doğrudan Blok Planlama'nın Matematiksel İfadesi

Ramazan ve Dimitrakopoulos (2012), NBD'yi maksimize edebilmek ve cevher tonajı, tenör ve hedef üretimini control edebilmek için genel bir formülasyon önermişlerdir.

$$Max \sum_{t=1}^{P}(Part1 - Part2 + Par3 - Part4) \quad (1)$$

$$Part1 = \sum_{t=1}^{N} E\{NPV_j^t\} b_j^t \quad (2)$$

$$Part2 = \sum_{t=j}^{u} E\{NPV_j^t + MC_j^t\} w_j^t \quad (3)$$

$$Part3 = \sum_{s=1}^{M} E\{SV^t/M\} K_s^t \quad (4)$$

$$Part4 = \sum_{s=1}^{M} (C_u^{t0} d_{su}^{t0} + C_l^{t0} d_{sl}^{t0} + C_l^{tg} d_{sl}^{tg} + C_u^{tg} d_{su}^{tq} + C_l^{tg} d_{sl}^{tq}) \quad (5)$$

Burada; MC_j^t, t periyodundaki j bloğunun operasyon maliyetini, W_j^t, t periyodu boyunca, pasa sahasına gönderilen j bloğunun yüzdesini, SV^t, t periyodunda ton başı kârı, M, simüle edilen modellerin sayısını, b_j^t, aynı periyotta üretilen blok yüzdesini, K_s^t, s modelindeki simülasyonda, stoktan elde edilen (recovered) cevheri, d_{su}^{t-1}, cevher üretim fazlalığını, d_{sl}^{t-1}, cevher üretim eksikliğini, C, maliyeti, o, cevher üretim hedefini, g, tenör üretim hedefini, u, üst sınırı, l, alt sınırı ifade etmektedir.

Amaç fonksiyonu olan Part 1, t periyodunda i bloklarının b_j^t kesirlerinde üretilmesiyle ve aynı periyot boyunca işlenmesiyle elde edilen beklenen NBD'yi ifade eder. Part 2, aynı t periyodu boyunca

üretilen j bloklarının W_j^t kesirlerinden beklenen NBD kaybını telafi eder ancak, MC_j^t maliyeti ile stoğa gönderilir. Part 3, t periyodu boyunca stoktan işlenen K_s^t cevherinin miktarından elde edilen beklenen NBD'dir ve SV^t, ton başı oluşan kârdır. P, periyotların sayısı; N, blok sayısı (toplam); u, stoklanan blok sayısı ve M, simüle edilen model sayısıdır. Fayda fonksiyonuna uygulanan cezalar; sistemi, gereklilikleri karşılayabilecek bir çözüm bulmaya zorlar ancak; istenen çözüme ulaşılmazsa, en yakın uygun çözüm bulunur. DBP, her bloğu tek tek değerlendirebilir çünkü, blok toplamını maksimize etmektedir (Souza ve ark, 2018).

Doğrusal (Lineer) Programlamaya Örnek

Yukarıda verilen formüller kafa karıştırıcı olsa da, bahse konu doğrusal programlamaya örnek vererek; çalışma mantığı ve sonuçları noktasında daha aydınlatıcı olacaktır. Bunun için; Palisade firmasının geliştirmiş olduğu ve bir Microsoft excel eklentisi olan, @Risk yazılımı kullanılacaktır.

Örnek bir maden işletmesi 1,5milyon ton tüvenan cevher işleme kapasitesine sahip tesisinde, yapmış olduğu çalışmalar sonucunda piyasa şartlarında kârlılık elde edebilmek adına, ton başına 150$ dolardan fazla kâr elde edebilmek için, operasyonel parametrelerin minimum gereksinimlerini merak etmektedir. Çizelge 1'de; besleme miktarı ve tenörü, besleme maliyeti ve proses maliyeti, randıman ve elde ettiği konsantre miktarı gibi, mevcut durumu yansıtan parametreleri bulunmaktadır. Bu parametrelerden 150$/t ve üzerinde kârı elde edebilmek için, kontrol edeceği parametrelerden; besleme tenörü, besleme maliyeti ve proses maliyetini ilk sıraya almıştır. Dolayısı ile bu parametreler, işletmenin ayarlanabilir değerleri iken (Çiz. 2); kısıtlarımız ise, ton başına elde etmek istediği kâr ve proses maliyetinin 150 dolarlık kârı verecek minimum değer olan 110 doların altında olması olacaktır.

Çizelge 1. Operasyonel çalışma ve maliyet parametreleri

Zenginleştirme Maliyeti	**Miktar ton**	**Tenör %**	**Maliyet $/t**
Besleme Parametreleri	1.500.000	**3**	**2,00**
Proses Parametreleri	24		**3,00**
Satış Parametreleri	**63.587**	46,00	**117,95**
Atık	1.436.413	1,10	0.00
Randıman (%)	0.65		
Satış Fiyatı ($/t)	**260,00**		

Bu tabloya göre;

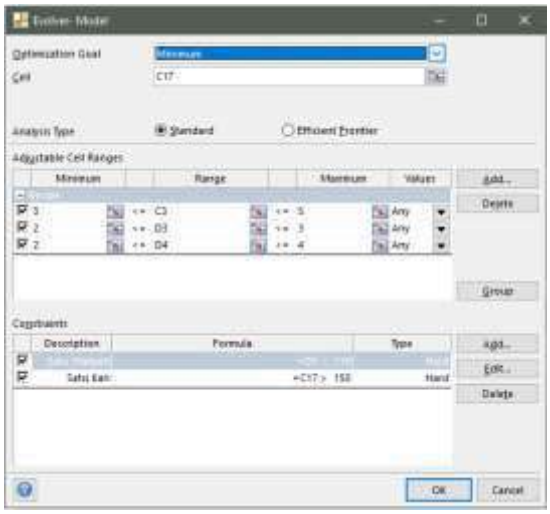
Satış kârı = Satış fiyatı – satış maliyeti'dir. (1)

Eşitlik (1) üzerinden işletme, 142,05 $/t kâr ve buna karşılık 63.587 ton satılık ürün elde etmektedir.

Çizelge 2. Kısıtlar (constraints) ve Amaç tablosu

Ayarlanabilir Parametreler	**Min.**	**Maks.**
Besleme tenörü - %	3	5
Besleme maliyeti - $/t	2	3
Proses maliyeti - $/t	2	4
Kısıtlar	**Min.**	**Maks.**
Ton başı kâr - $/t	150	
Proses maliyeti - $/t		110

Öncelikle @Risk yazılımı (Şekil 3) üzerinden model tanımlamasının Çizelge 2'ye göre yapılması gerekmektedir.



Şekil 3. @Risk model tanımlama ekranı

Model tanımlamasından sonra, optimizasyon ayarları da yapılmıştır. Buna göre; hedeflenen değerlere ulaşabilmek için, maksimum değişim miktarı %0,01'de tutularak 20.000 adet deneme (trials) yapılacaktır. Bu aşamadan sonra simülasyon çalışacaktır. Çizelge 3'ten de görüleceği üzere Satış maliyeti ve satış kârı üzerinde en iyi denemelerden elde edilen sonuçların bazıları yer almaktadır. Burada sırasıyla; Belseme tenörü, besleme maliyeti ve proses maliyetlerinin olması gereken değerleri de, optimizasyon sonucunda hesaplanmış olmaktadır.

Çizelge 3. En iyi sonuçları veren bazı denemelerin listesi

Deneme	Sonuç	Ayarlanacak Hücreler			Kısıtlar	
		Bes.Ten.	Bes.Mal.	Pros.Ml.	Satış Maliyeti	Satış Karı
2	162,69	4	2,50	3,00	97,31	162,69
5	160,92	5	3,00	4,00	99,08	160,92
10	154,33	4,020	2,05	3,95	105,67	154,33
17592	150,00	3,875	2,05	3,98	110,00	150,00

Sonuç olarak doğrusal programlama bize, Çizelge 4'te yer alan, aşağıdaki tabloyu vermiş olmaktadır. Minimum 150 dolar ton başı kar elde edebilmek için, yıllık tesis besleme tenörümüzü ortalama %3,875'e çıkarmamız gerekirken, proses maliyetlerinde 3 dolar olan başlangıç maliyetimiz optimizasyon neticesinde 3,98 olmuştur.

Çizelge 4. Optimizasyon sonucunda oluşan değerler

Zenginleştirme Maliyeti	Miktar ton	Tenör %	Maliyet $/t
Besleme	1.500.000	**3,875**	**2,05**
Proses	18		**3,98**
Satış	**82.140**	46,00	**110**
Atık	1.417.860	1,43	0.00
Randıman (%)	0.65		
Satış Fiyatı ($/t)	**260,00**		

SimSched DBS

Bu bağlamda geliştirilen en önemli yazılımlardan biri de MiningMath firmasına ait SimSched Direct Block Scheduler yazılımıdır. Yazılım, doğrusal (lineer) programlama ve karma tamsayılı programlama (mixed integer linear) algoritması kullanarak, uzun sürebilecek matematiksel işlemleri kısa sürede tamamlamakta ve DBP'ya uygun şekilde en optimum ocak sınırı ile maksimum NBD'yi kullanıcıya sunmaktadır.

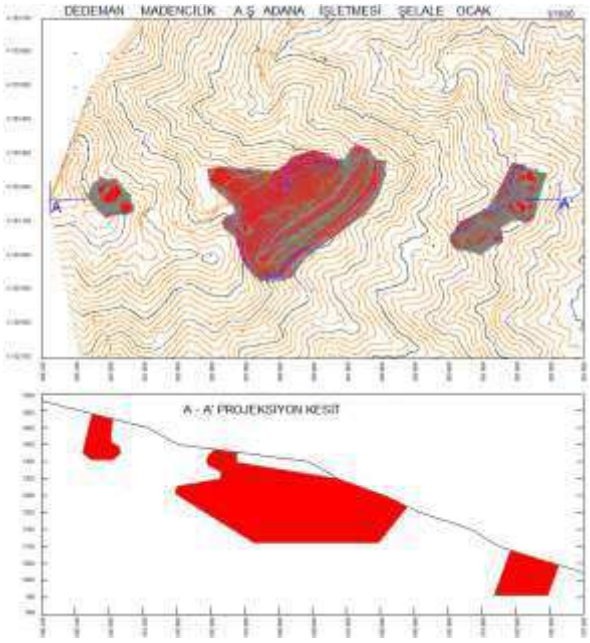
ÖRNEK UYGULAMA

Materyal ve Yöntem

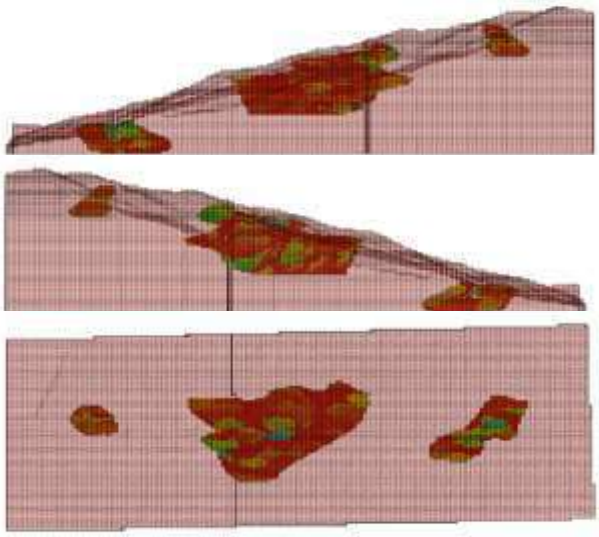
Bu çalışmada, başlangıçta yıllık besleme kapasitesi 1,8milyon ton olacak olan Dedeman Madencilik San. Ve Tic. A.Ş. firmasına ait Adana-Aladağ Krom işletmelerinde bulunan krom konsantre tesisi ve buna bağlı Şelale açık ocaktan yapılacak üretime göre oluşan sabit maliyetler ile SimSched DBS yazılımında ocağın optimizasyonu yapılarak elde edilecek maksimum NBD değeri görülecektir. Daha sonra belirsizlik (uncertainty) içeren maliyet parametrelerine dağılım atanarak; monte-carlo (MC) simülasyonu ile 10.000 adet simülasyon gerçekleştirilecek, çıkan sonuçlarla ocağın ekonomik değer parametreleri, bu sonuca göre hesaplanarak, yeniden SimSched optimizasyonu çalıştırılacak ve çıkan sonuçlar karşılaştırılacaktır.

Şelale Krom Açık Ocak

Dedeman Madencilik San. Ve Tic. A.Ş., 1947 yılından bu yana Krom ve Baz Metal (Pb-Zn-Ag) cevher üretiminde Türkiye'de köklü firmalardan biridir. Krom cevheri varlıklarından biri de Adana ili, Aladağ ilçesinde yer almaktadır. Sahada açıkocak tekniği ile düşük tenörlü tüvenan krom cevheri üretilmekte ve ocaktan sevk edilen tüvenan cevher 1500 ton/gün kapasiteli zenginleştirme tesisini 2019 yılı içerisinde, günlük 5000 ton ve yıllık toplamda 1.8milyon ton tüvenan besleme kapasitesine sahip yeni zenginleştirme tesisi kurulması planlanmaktadır. Buna göre beslenecek cevher miktarı ve maliyet parametreleri ile ocak optimizasyonu monte-carlo simülasyonu ile gerçekleştirilecektir. Şelale ocağa ait plan ve kesit görünümleri de Şekil 4 ve 5'te yer almaktadır.



Şekil 4. Şelale ocak plan ve kesit görünümü



Şekil 5. Şelale ocak cevherin arazi ile blok görünümü

Parametreler ve Verilerin Hazırlanması

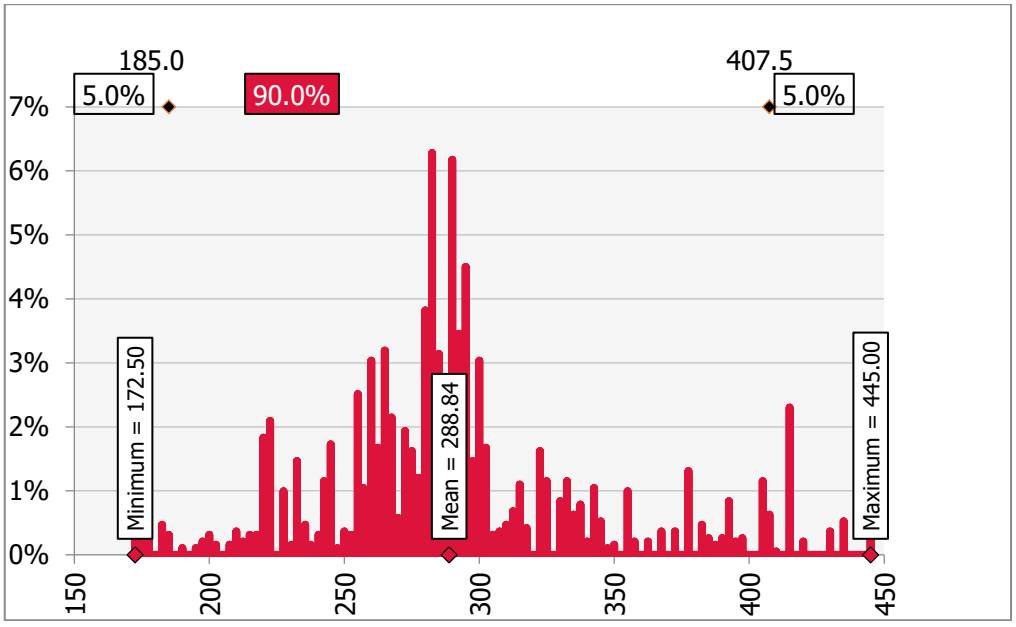
Öncelikle, Şelale ocak cevheri için yapılması planlanan 5000 t/gün besleme kapasiteli tesis ve yıllık 1.8milyon ton tüvenan açık ocak cevher üretimine göre maliyetler hesaplanarak; Çizelge 5'te yer alan değerler bulunmuştur.

Çizelge 5. Üretim ve Maliyet Parametreleri

Açıklama	Miktar	Birim	Konsantre İçin	Miktar t	Ortalama Tenör %	Maliyet $/t
Tüvenan Üretim	1.800.000	t/yıl	Besleme	1.800.000	4,00	2,51
Üretim Maliyeti	2,51	$/t	Proses			2,97
Proses Maliyeti	2,97	$/t	Konsantre	117.391	46,00	83,95
$ Kuru	5	TL/$	Atık	1.682.609	1,07	0.00
Satış Fiyatı	260	$/t	Randıman	0,75		
			Kons. Oranı	15,33 : 1		

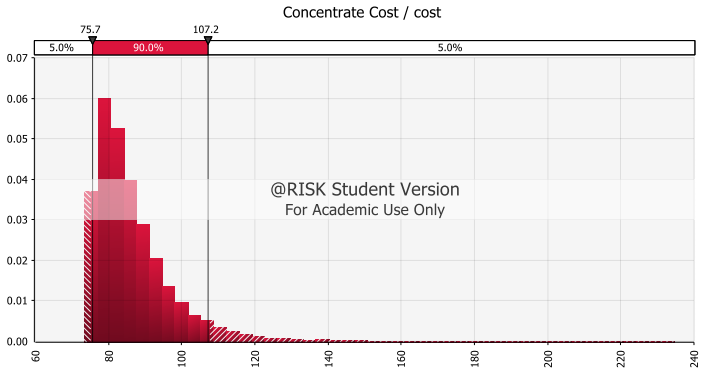
Bu tabloya göre; 1.8milyon ton tüvenan cevher tesise beslenecek ve neticesinde 117.391 ton konsantre cevher 83,95$/t maliyet ile üretilmiş olacaktır. Ortalama besleme tenörü 4 olarak kabul edilerek, 46 tenörlü konsantre cevher elde edilecektir ve konsantrasyon oranı da 15,33 olacaktır. Yani 1 ton konsantre üretebilmek için 15,33 ton tüvenan cevher beslenmesi gerekecektir ve ayrıca; tesis randımanı %75 olarak kabul edilmiştir. Açık ocak üretim maliyeti 2,51 $/t olurken, proses maliyeti de 2,97 $/t olarak gerçekleşecektir. Bu şekilde oluşturulan "Baz senaryo"da dolar kuru 5 TL/$ olarak kabul edilmiştir. Çalışmada belirsizlikler 2'ye ayrılarak monte-carlo (MC) simülasyon verisi oluşturulmuştur. Birinci veride, belirsizlik olarak; dolar kuruna bağlı üretim maliyet parametreleri kullanılırken, ikinci veride; yine dolar kuruna bağlı üretim maliyetleri ve %46 tenörlü cevherin geçmiş on yıllık satış fiyatları üzerinden gelecek 10 yıllık fiyat tahminine göre senaryo oluşturulmuştur. Satış fiyatı tahmininde "hareketli ortalama" tekniği kullanılmıştır. On yıllık %46 tenörlü krom konsantre cevherinin satış fiyatlarına ait istatistiksel grafik Şekil 6'da görülmektedir. Burada oluşan ve geçmişten alınan bu veriler

ışığında öncelikle dağılım atanmıştır. Satış fiyatı trendine en uygun olan dağılım Laplace olarak bulunmuştur. Bu dağılımdan elde edilen %90 güven aralığı içerisindeki satış fiyatı ortalama 295$/t olarak bulunmuştur.



Şekil 6. 10 yıllık %46 tenörlü krom konsantre satış fiyatı grafiği

Aynı şekilde dolar kuruna bağlı olarak üretim ve proses maliyetlerine de dağılım atanmıştır ve en uygun olan dağılım; Pareto olarak bulunmuştur. Üretim ve proses maliyetlerinin monte-carlo tekniği ile 50bin adet simülasyonu yapılmıştır. Üretim maliyeti %90 güven aralığında, minimum 2,22 ve maksimum 3,43 $/t olmaktadır. Proses maliyeti ise, yine %90 güven aralığında; minimum 2,62 $/t ve maksimum 4,07 $/t olmaktadır. Bu güven aralığı ve simülasyonlar neticesinde üretim maliyeti; 2,586 $/t ve proses maliyeti 3,0597 $/t olmaktadır. Satış fiyatının MC ile yapılan 50bin simülasyon neticesinde; %90 güven aralığında, minimum 290$/t ve maksimum 301 $/t olmaktadır. Ortalama sonucu ise; 295,666 $/t'dur. Bu birim maliyetler ile hesaplanan konsantre maliyetine yine MC tekniği ile 50bin adet simülasyon (Şekil 7) gerçekleştirilmiştir ve buna göre; konsantre maliyeti %90 güven aralığında minimum 75,7 $/t iken, maksimum 107,2 $/t olmakta ve ortalaması 86,56 $/t gerçekleşmektedir.



Şekil 7. Simülasyon sonucunda hesaplanan konsantre maliyet grafiği

Sonuç olarak yukarıda da bahsedildiği gibi; senaryo, 3'e ayrılacaktır:

- Baz Senaryo: İşletme maliyetlerinin hesaplanması ile oluşan maliyet parametrelerinin oluşturmuş olduğu senaryo,
- MC Senaryo: sadece üretim ve proses maliyetlerine 50bin adet monte-carlo simülasyonu uygulanması ile oluşan senaryo,
- MCMA: üretim ve proses maliyetlerinin yanında, geçmiş tarihli verilerden yararlanılarak hareketli ortalama ile oluşturulan ve yine 50bin monte-carlo simülasyonu sonucu elde edilen satış fiyatlı son senaryodur.

Bu senaryoların parametreleri aşağıdaki çizelgede yer almaktadır.

Çizelge 6. Senaryolara ait özet tablo

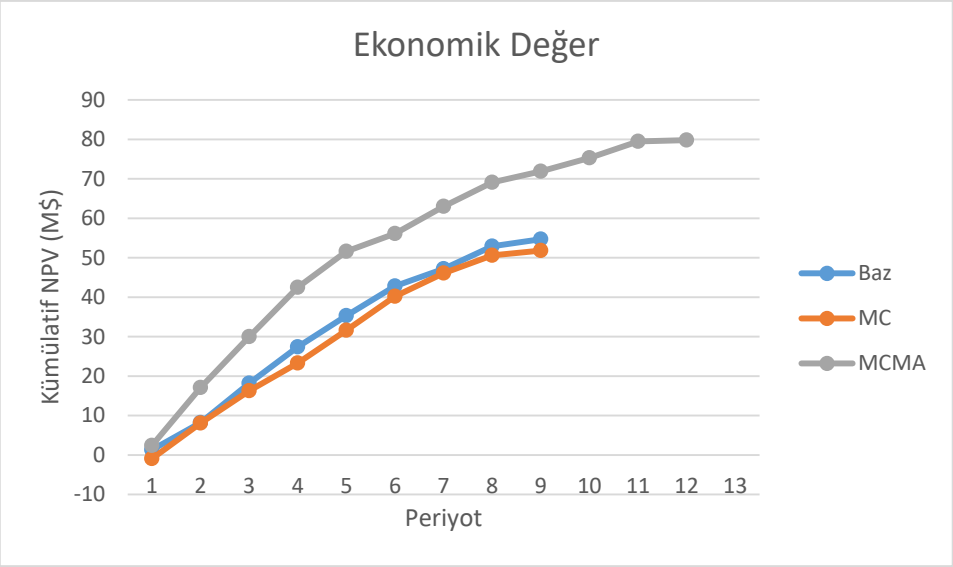
	BAZ	**MC**	**MCMA**
Randıman	0,75	0,75	0,75
Satış Fiyatı ($/t)	260	260	295,666
Satış Maliyeti ($/t)	83,97	86.56	86,56
Proses Maliyeti ($/t)	2,97	3,059	3,059
Üretim Maliyeti ($/t)	2,51	2,58	2,58
İskonto Faktörü (%)	10	10	10
Konsantre Tenörü (%)	46	46	46

SimSched DBS ile Ocak Optimizasyonu

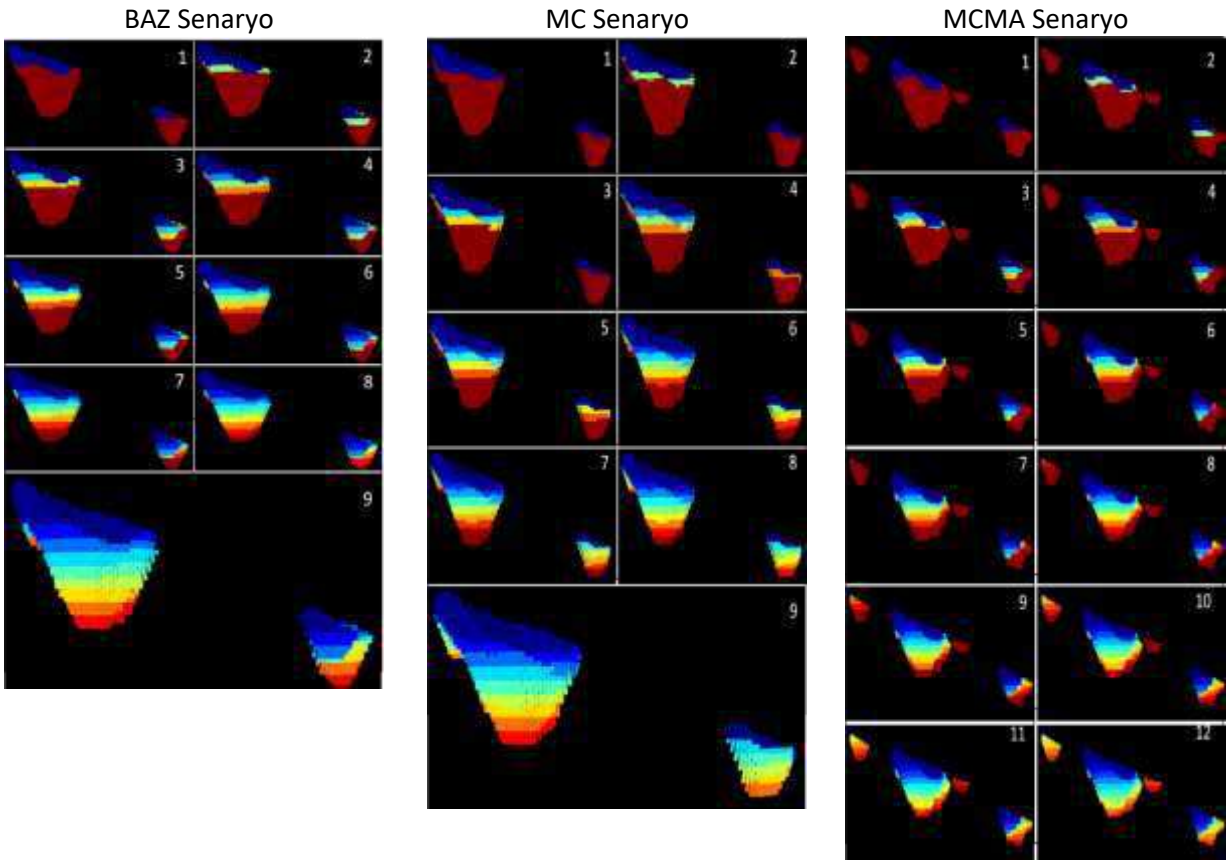
Bu çalışmada da madencilik, taban genişliği, şev eğimi ve düşey ilerleme hızı parametrelerinin denenmesi neticesinde, en yüksek NBD değeri aşağıdaki parametre değerlerinde elde edilmektedir. Bu değerler Baz senaryoya uygulanarak elde edilmiştir. Şelale cevherini içine alacak şekilde arazi yapısı ile birlikte 10mx10mx10m blok boyutlarında toplamda 437.453 adet blok üzerinde işlem yapılmıştır. Parametreler; Madencilik genişliği: 10 m, Taban genişliği: 30m, Şev eğimi: 65°, Düşey ilerleme: 30m'dir.

Çizelge 7. Senaryoların NBD-Üretim-Tenör-Konsantre sonuçlarına ait karşılaştırma çizelgesi (Ür: Üretim miktarı x1000t, T: tenör, Kons: Elde edilen Konsantre miktarı x1000t)

	Baz				**MC**				**MCMA**			
Periyot	**NBD**	**Ür. t**	**T. %**	**Kon. t**	**NBD**	**Ür. t**	**T. %**	**Kon. t**	**NBD**	**Ür. t**	**T. %**	**Kon. t**
1	1,3	1.798,2	6,328	186	-0,9	1.798,2	6,317	185	2,40	1.798,2	6,260	184
2	8,2	1.798,2	4,757	139	8,1	1.798,2	5,575	163	17,1	1.798,2	6,065	178
3	18,2	1.798,2	5,654	166	16,3	1.798,2	5,209	153	30,0	1.798,2	5,417	159
4	27,4	1.798,2	5,485	161	23,3	1.798,2	4,757	139	42,5	1.798,2	5,337	156
5	35,3	1.798,2	4,884	143	31,6	1.798,2	5,134	151	51,6	1.798,2	4,530	133
6	42,8	1.782	4,687	136	40,2	1.798,2	5,185	152	56,1	1.795,5	3,293	96
7	47,2	1.782	3,638	106	46,1	1.798,2	4,324	127	63,0	1.798,2	4,203	123
8	52,9	1.728	4,482	126	50,6	1.503,9	4,326	106	69,1	1.798,2	4,241	124
9	54,7	880,2	3,649	52	51,8	537,3	3,807	33	71,9	1.765,8	3,107	89
10									75,3	1.798,2	3,398	100
11									79,5	1.687,5	3,909	108
12									79,8	461,7	2,304	17
Toplam		**15.163,2**	**4,916**	**1.215**		**14.628,6**	**5,071**	**1.21**		**20.096,1**	**4.478**	**1.467**



Şekil 8. Senaryoların NBD'lerine ait karşılaştırma grafiği



Şekil 9. Senaryolar ve periyotlarının renklendirilmesi

Baz senaryoda 15milyon tüvenan üretimine karşılık 18milyon ton dekapaj yapılmakta ve 1,2milyon ton %46 tenöründe konsantre elde edilmektedir. Ortalama üretim tenörü ise; %4,916 olmaktadır. MC senaryoda; 14,6milyon tüvenan üretimine karşılık 16,8milyon ton dekapaj yapılmakta ve 1,2milyon ton %46 tenöründe konsantre elde edilmektedir. Ortalama üretim tenörü ise; %5,07 olmaktadır. MCMA senaryosunda; 20milyon tüvenan üretimine karşılık 23milyon ton dekapaj yapılmakta ve 1,46milyon ton %46 tenöründe konsantre elde edilmektedir (Şekil 8 ve Şekil 9).

SONUÇ ve ÖNERİLER

Bu çalışmada monte-carlo simülasyonları ile değer atamaları yapılmış ve DBP çalıştırılarak, sonuçlar karşılaştırılmıştır. Maden firmaları ve yatırımcılar, büyük giderlerin olduğu bu sektörde; riskler, getiriler ve yatırımları görmek istedikleri için, bu ve benzeri risk belirleme, simülasyonlar oluşturma ve karşılaştırma senaryoları her zaman için iki tarafta ışık tutacak bir yol olmuştur. Dünyada uzun süredir yaygın olarak kullanılan ve yatırımcıyı aydınlatan; uluslararası kaynak/rezerv raporlama standartlarına ülkemiz de katılarak, UMREK kodunu hayata geçirmiştir. Kaynağın rezerve dönüştürülmesi noktasında, ön fizibilite ve fizibilite raporlarının hazırlanmasında bu ve benzeri yaklaşımlar risklerin görülmesi, güven aralığının oluşturulması ve yol haritasının çizilmesinde önemli katkı sağlayacaktır.

KAYNAKLAR

Campos, R. H. A. ve ark., 2018. Comparison between theapplication of the conventional mine planning and of the direct block scheduling on an open pit mine project, *REM, Int. Eng. J., Ouro Preto*, 71(2), s.269-274.

Johnson, T. B., 1968. Optimum open pit mine production scheduling, Master Thesis, Operations research center, University of California, 131 s., Berkeley, USA.

Karaöz, B., 2017. Maden üretim planlaması ve çizelgelemesi üzerine bir tam sayılı programlama önerisi: kar maden örneği, Hacettepe üniversitesi sosyal bilimler enstitüsü işletme anabilim dalı üretim yönetimi ve sayısal yöntemler programı, Yüksek Lisans Tezi, 120 s., Ankara.

Kumral, M., Sarı, Y. A., 2017. Simulation-based mine extraction sequencing with chance constrained risk tolerance, *Simulation: transactions of the society for modeling and simulation ınternational,* 93(6), s.527-539.

Leite, A., Dimitrakopoulos, R., 2009. Production scheduling under metal uncertainty – application of stochastic mathematical programming at an open pit copper mine and comparison to conventional scheduling, *Orebody modelling and strategic mine planning : old and new dimensions in a changing World,* s.27-32, Perth, Western Australia.

Lerchs, H., Grossman, F., (1965). Optimum design of open-pit mines, *Canadian mining metallurgical bull*, 58, s17–24.

Morales, N., Enrique Jélvez, E., Nancel, P., Yayımlanmamış. A comparison of conventional and direct block scheduling methods for open pit mine production scheduling, 14s.

Özkan, M., 2015. Açık işletmelerde optimum üretim planlamasında yeni bir yöntem geliştirilmesi, İstanbul teknik üniversitesi fen bilimleri enstitüsü, Doktora Tezi, 186 s., İstanbul.

Ramazan, S., Dimitrakopoulos, R., 2004. Recent applications of operations research and efficient MIP formulations in open pit mining, *Society for mining, metallurgy, and exploration*, 316, s.73-78.

Ramazan, S., Dimitrakopoulos, R., 2013. Production scheduling with uncertain supply: a new solution to the open pit mining problem, *Optimization and engineering*, 14, 2, s.361-380.

Souza, F. R., ve ark. 2018. Direct block scheduling technology: analysis of avidity, *REM, Int. Eng. J., Ouro Preto*, 71(1), s.97-104.

Winston, W. L., Goldberg, J. B., 1994. Operations research: applications and algorithms. Cengage Learning, 1440 s.

PRINCIPLES OF MINERALS MARKETING WITH RESPECT TO MARKETING OF IRON ORE

T. Zvarivadza [1], F. Sengani [2]

[1]*Managing Director – Vimbo Consulting (Pty) Ltd, South Africa*
[2]*Lecturer - Department of Geology, University of Limpopo, Turfloop, South Africa*

ABSTRACT

Excellence in a mining venture is indicated by a competent marketing plan in place. The supplier needs comprehensive knowledge of the principles underlying the marketing of their particular commodity. Marketing saves to make known a product to the consumers. Failure to do that results in a wasted mining and processing of a mineral commodity effort. This paper seeks to bring to light the assortment of issues to be addressed in the marketing of iron ore. It delves deeper into the four main pillars of marketing which are the 4Ps: Pricing of the commodity, Place where the customer is located if we are to reach them, Product detail and the Promotion of the product. Iron ore marketing is somewhat different from high value per unit minerals like precious metals and stones. It has a lower unit value and is sold in bulk, requiring a superb knowledge of establishing marketing infrastructure like competent wide roads, port facilities, railway lines and the railway wagons. The pricing mechanism is also different. One of the main goals of marketing (customer satisfaction and care) is also covered in this paper.

Keywords: Minerals Marketing, Iron Ore, Pricing Mechanism, Infrastructure, Customer Satisfaction, Pillars of Marketing

INTRODUCTION

There are various issues one has to be conversant with in the marketing of a mineral product if a player has to be successful in the minerals industry. Marketing mainly hitches on looking at the customer needs and ways of satisfying them. It is a management process which runs right from the production of the product up to the product delivery to the buyer. The four pillars of marketing, usually referred to as 4P's of marketing, involved in this process are: Product identification and development, Price determination, Place where the customer is for establishing the distribution channel, and Promotional strategy development and implementation. It is important to note that a competitive producer is the one with the tact to offer something tangibly valuable that the competitor does not. Schreuder (1995) gives how the quest for competitive advantage has evolved since 1930 as shown in Figure 1.

This paper discusses how the outlined principles are applied in the marketing of iron ore. Different products can be made from Iron Ore hence why it is on demand on the market place.

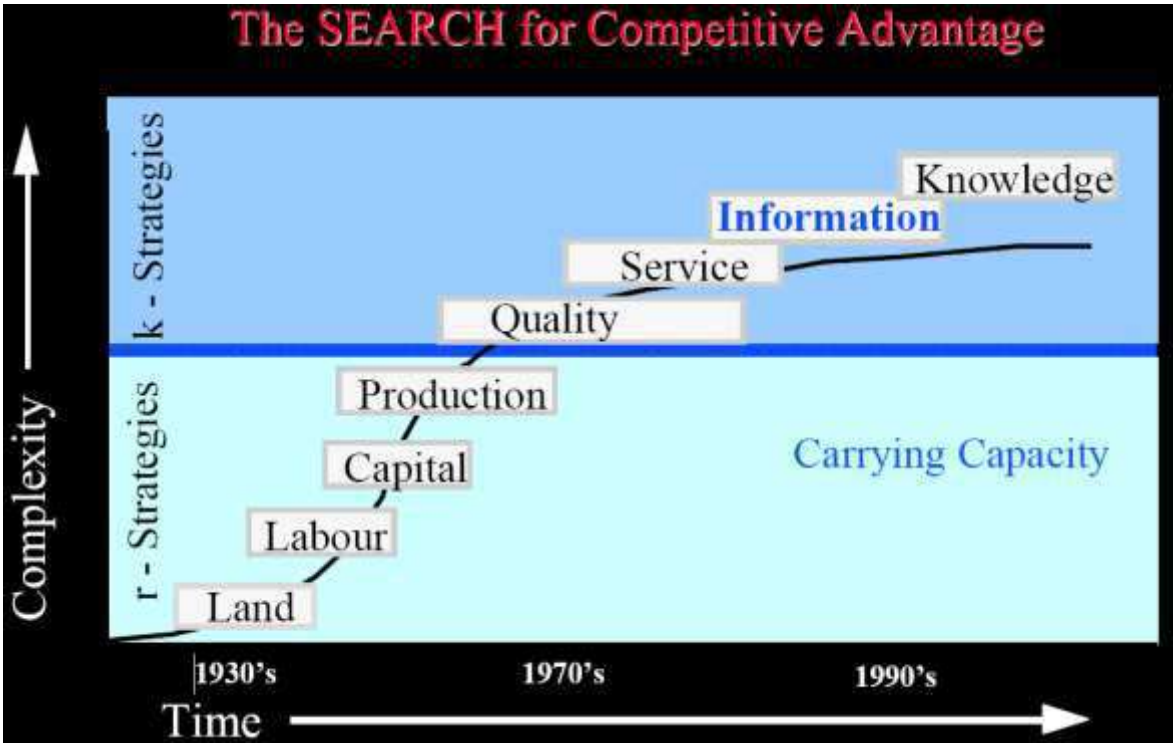


Figure 1. Search for competitive advantage in marketing (Schreuder, 1995)

IRON ORE TECHNICAL SPECIFICATIONS

Iron ore exists in different forms and the supplier needs to know the specifications needed by each consumer. It is then necessary to evaluate the quality of the available reserves to find how each type of iron ore use can be met. The higher the quality of a supplier's deposit the more competitive they are provided they are almost at the same level of costs with other competitors. Also the deposit has to be apportioned into different quality categories since different consumers of iron ore need different quality of the ore. For example, a high quality steel production firm requires high grade iron ore while a pig iron operation needs low grade ore.

It is also critical to know the size of the deposit and match it against demand. It will be advantageous for the supplier to have a large reserve of iron ore if they are to secure long term contracts. Cohen (2004) also point out price cyclicity studies as important in timing the development of a mine. It is important to start developing the iron ore reserve at the trough of the cycle so that one produces into a market with peak prices. The location of reserve must be analysed to find out the investment required to establish the necessary marketing infrastructure such as roads, railways or port construction. A deposit located near already established marketing infrastructure is quite advantageous.

The technology of extracting the iron ore reserve has to be ascertained and available before entering into contracts of supply with consumers otherwise one will disgrace themselves by failing to deliver. The extraction equipment has to be tested and to be also fit. Iron Ore is available in various forms and these are magnetite (Fe3O4), hematite (Fe2O3), goethite (FeO(OH)), limonite (FeO(OH).n(H2O)) or siderite (FeCO3). The Mineral Information Institute (2019) mentions that the major ores of iron are Hematite, (70% iron) and Magnetite, (72 % iron) and gives Taconite as a low-grade iron ore, containing up to 30% Magnetite and Hematite. Almost 98% of mined iron ore around the

world is used in the manufacture of steel (Minerals Zone, 2019). The steel industry heavily relies on the Hematite form of iron ore while the production of pig iron which is quite brittle utilises Taconite. There are several applications of iron whose consumption is very low and they also need different specifications of iron ore.

IRON ORE SUPPLY AND DEMAND

Iron ore Supply

There are several actors in the business of Iron Ore so the producer needs to know the possible sources of supply for competitive planning. This is some sort of market intelligence involved with any mineral commodity. At times this is difficult to get and one may need to pay a premium to whoever avails the information. Sources for iron ore supply information normally include publications, producer conferences and engagement with expert consultants.

While information on costs and quality variations for existing mines is water tight and difficult to get, this is crucial in profiling a company's position amongst its competitors. Likewise, information on planned mines has to be known.

Minerals Zone (2019) mentions that estimate of iron ore resources worldwide are at 800 billion tonnes of which 230 billion of this is iron. Russia, Brazil, China, Australia, India are among the largest iron ore producing nations (Minerals Zone, 2019).

Iron ore is produced through surface, or underground mining. Iron can also be wined from iron ore tailings with about 45% or more iron (Ghose and Sen, 1999). The producer must consider all alternative ways of producing iron ore so as to optimise operations. Figure 2 presents the major countries in iron ore mine production worldwide from 2014 to 2018.

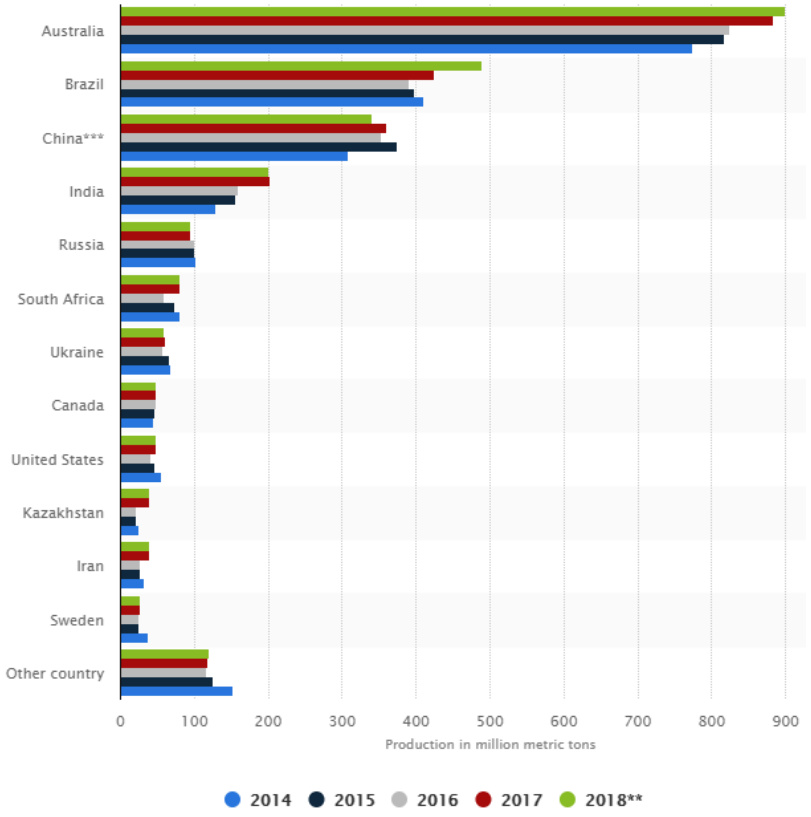


Figure 2. Major countries in iron ore mine production worldwide from 2014 to 2018 (in million metric tons) (Statista, 2019a)

Iron Demand

Demand of Iron ore is exacerbated by large population countries such as China, India, and Russia who have very strong steel production industries. Statista (2019b) emphasises this by pointing out that the main contributors to increased import demand for iron ore are China, Japan and the European Union. To produce steel, Iron is alloyed with various elements such as chromium, vanadium, nickel, manganese and tungsten so that it becomes hard and strong. The so formed steel is used in the manufacture of train wagons, railway lines, and heavy transportation trucks. The automobile industry also heavily relies on steel. Crucial by-products formed in the manufacture of steel also contribute much to the demand of steel. The by-products include ethanol used in fuel blending, tar used in many applications such as road tarring, hydrocarbon gases such as methane used for energy provision.

Iron is also used in too many small applications such that the cumulative effect of consumption from these applications is quite huge. Mineral Information Institute (2019) gives the minute applications of iron as powdered iron: used in metallurgy products, magnets, high-frequency cores, auto parts, catalyst. Radioactive iron (iron 59): in medicine, tracer element in biochemical and metallurgical research. Iron blue: in paints, printing inks, plastics, cosmetics (eye shadow), artist colors, laundry blue, paper dyeing, fertilizer ingredient, baked enamel finishes for autos and appliances, industrial finishes. Black iron oxide: as pigment, in polishing compounds, metallurgy, medicine, magnetic inks, in ferrites for electronics industry. The Leading iron ore importing countries in 2017 are given in Figure 3. This gives some indication of the level of iron ore demand. China is the largest consumer of iron ore around the world as indicated in Figure 3. Figure 4 presents the annual crude steel production (Mt) from 2011-2018

for China in comparison with the world. Labson (1997) also gives a comprehensive coverage of iron ore production and consumption for different countries.

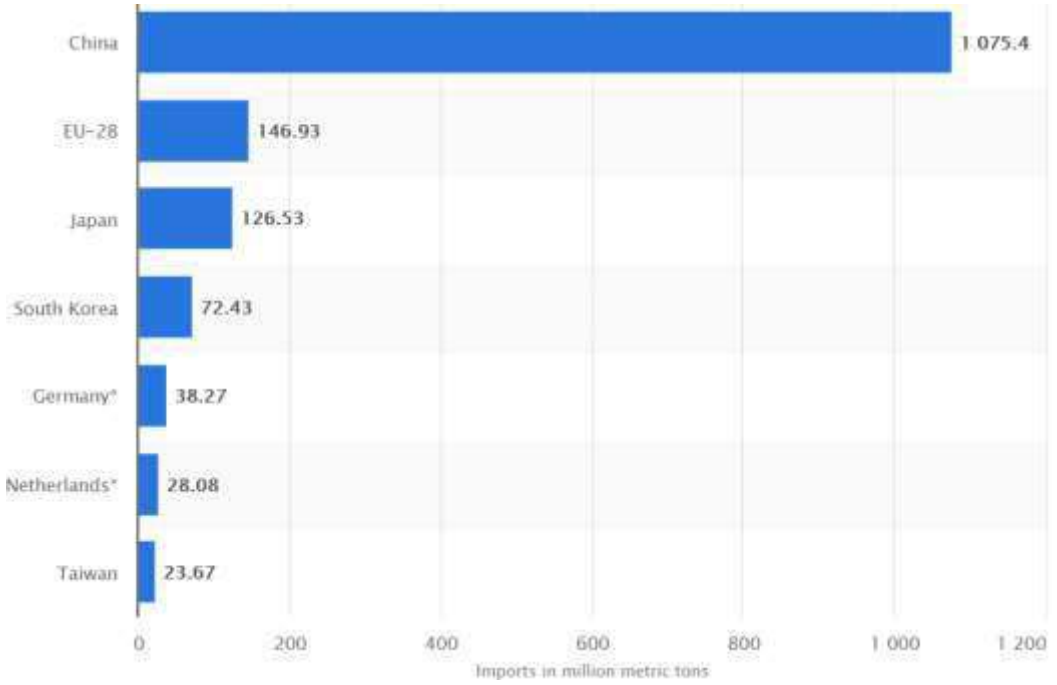


Figure 3. Leading iron ore importing countries in 2017 (in million metric tons) (Statista, 2019b)

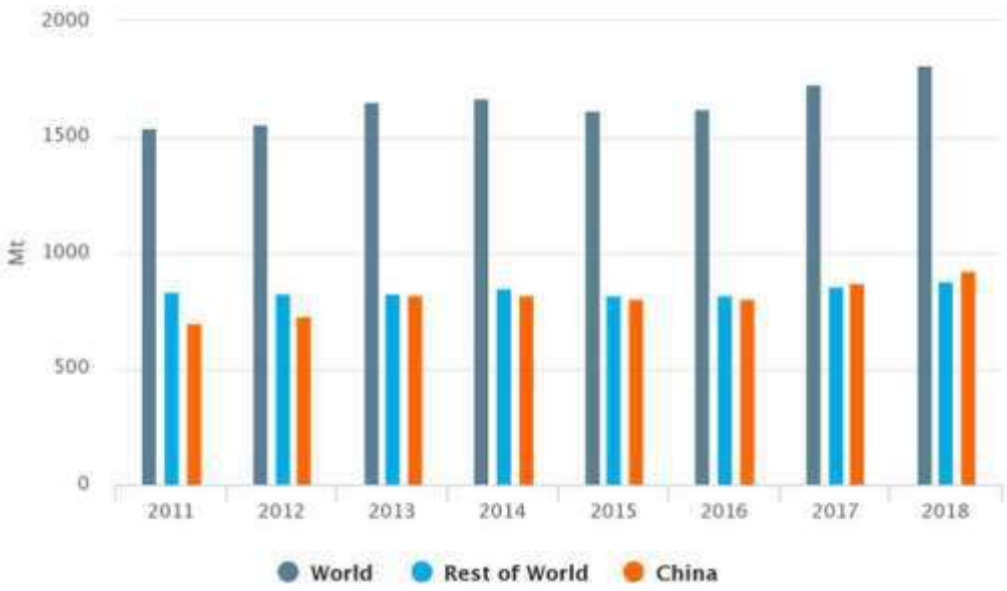


Figure 4. Annual crude steel production (Mt), 2011-2018 (Ceramic Industry, 2018)

While the prospects of Iron ore demand are so high, one has to solve the mammoth puzzle of quantifying it. Quantification of demand is never quite accurate but publications from major iron ore players and industry captains can be very useful. Expert consultants with this information can also be approached at a premium. Arcelor Mittal (2019) is one of the major iron ore players and its publications on iron ore can also be used. Use of historical data on demand can also be used for forecast. The trend of iron ore extraction in the past 5 years is analysed so as to infer what trends can happen in the next 5

years. It is critical to know that variables change over historical periods so the effect of such things as possible substitution and recycling have to be considered. The following are some of the factors to consider when making demand forecast:

- Intensity of use concept and Intensity of use technique. These are used for long term demand projection. The concept project variation of demand as a nation moves through the agrarian, manufacturing, and service based stages of development. It is then helped by the technique in considering material composition of product and product composition of income in coming up with a reliable picture of future demand.
- Information on planned and ongoing investment in different countries helps forecast the amount of iron ore required to produce steel for the construction projects. The more the investments the more the demand.
- Sound knowledge of the cyclic nature of mineral prices is required so that mitigation measures against threats like substitution and recycling can be put in place.
- Long term projection of population growth has to be done. While global population may be increasing, the population in one's iron ore market may not be increasing. The lower the population the most likely the demand to be low.

Customers for iron ore

Once demand has been ascertained to a reasonable degree of accuracy, it is crucial to know who one's customers are. Once again, this information can be gotten from conferences and consultants with ready data base for this. Iron ore consumption journals like High Beam Research can be utilised (Australasian Business Intelligence, 2018).

Customer Care

This topic appears very easy but is the life blood for any business operation what so ever. A customer is a king as such they have to be treated like so. Douglas et al (2004) even went to an extent of establishing a mining spoken dialog data technology for the purpose of extracting business intelligence needed to cater for customers. Whichever pricing system used, the customer has to be happy. Given that the iron ore product supplied by different suppliers is of the same quality, customer care can put the two apart. The following points are some of the facts to remember if one is to satisfy customers:

- Upkeep the supply company ethics, value, integrity and reputation. The customers must always know you for excellence.
- Knowledge is power. The customer has to be told how best to make use of the product. Honestly share knowledge with them, save for genuine industrial secrets.
- Get to know your pool of customers by their attitude and nature so that you can tolerate and accommodate them. Kindness and presentability is of substance when sales men are dealing with customers. A scruffy outlook can deflate customer confidence.
- A bit of winning and dinning with customers is of no harm. Take this opportunity to make them meet the best professionals of the company to gain their confidence.
- Taking the customers to the mining site for a visit. The site must be presentable and show that it is running smoothly.

PRICING OF IRON ORE

A price of a commodity is normally reached through the interaction of supply and demand on the market. There are six main systems used for determining price for iron ore. These are producer pricing, independent price determination, negotiated pricing, stoke exchange determination, transfer pricing and user dictated pricing.

Mainly used pricing mechanisms in the iron ore industry

Negotiated Pricing Mechanism

This system is used by iron ore producers and the Asian steel enterprises who include Nippon steel, JFE, POSCO, and BAOSTEEL (Li and Sun, 2010). In this system a long term agreement is entered between the suppliers of iron ore and steel makers. It is aimed at securing supply, to stabilize iron ore prices, mutual cooperation and long term relationship between the two. The product specification is agreed as well as escalation of costs provisions. The buyer agrees to a reasonable escalation of price due to costs increase but if the iron ore supplier acts in a greed way and unrealistically increase price, the buyer is at liberty to look for alternative suppliers. Likewise, if the buyer does not honour realistic price hikes, the supplier is free to look for other buyers. It can be seen that the system depends a lot on mutual cooperation

Independent Price determination

This system seeks to find an official fixing of price through comparing demand and supply interaction on the market. Strauss (1992) point out that the price is reached on by neither seller nor buyer but the independent determiner who use trade periodicals such as Metals Week or the American Metal Market in the United States or Metal bulletin in Great Britain. The result of the determination is a spot price which does not involve negotiations. Figure 5 presents the ten-year commodity price chart for Iron ore (Index Mundi, 2019).

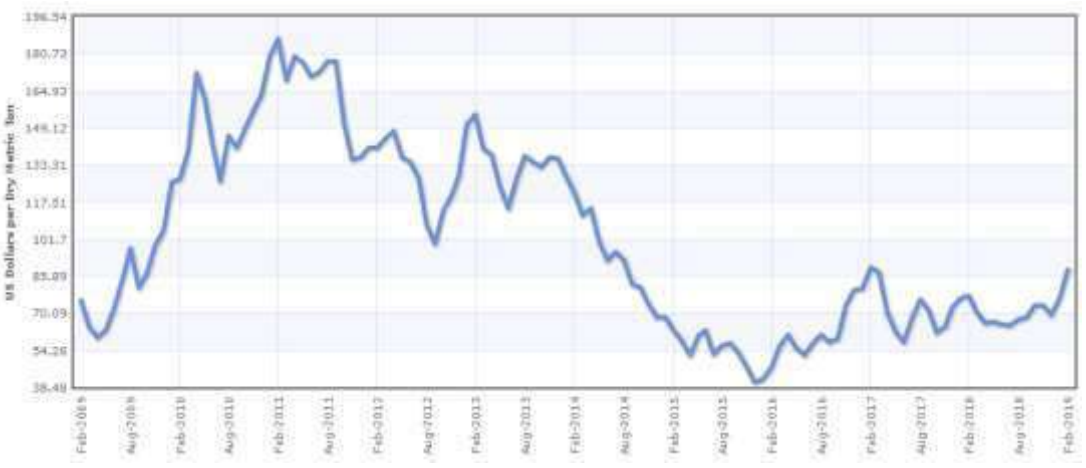


Figure 5. Ten-year commodity price chart for Iron ore (Index Mundi, 2019)

While the European steel enterprises are also involved in negotiated prices they also go for this system. Arcelor-Mittal, TKS, Tata-Corus, Riva are amongst the European steel enterprises which follow this system.

Invoicing

In any pricing mechanism used, the terms of payment should be clearly spelt out to avoid misunderstandings. The maximum time lapse between payment by customer and delivery by the supplier has to be agreed. The supplier should keep details of the customer's accounts department so that he informs them whenever a payment is overdue. Reliance on customer faith in these circumstances should be avoided as customers are in tendency to want to keep working capital.

DISTRIBUTION AND LOGISTICS

Iron ore has a low value per unit and is distributed to buyers in bulky quantities. The main modes of transportation of iron ore are road, rail, coastal shipping, water ways and pipeline transport. It is quite critical to have knowledge of the costs involved in each mode of transportation if efficiency is to be assured. The following discussion details the activities done under each mode of transport.

Road transport

Kumar (2007) mentions that about 65 % of all iron ore freight and 80 % of all passenger traffic in India is carried by Road. This calls for a competent road network. Generally in all places where iron is carried by road the following has to be adhered to if problems including delivery delays, high cost of maintaining vehicles, pollution and loss of cargo through theft have to be avoided.

- Highways need to be wide; none congested and capable of carrying higher loads.
- Quality maintenance of the roads.
- Enforcement of strict regulations to ensure reliable road usage.

Rail Transport

This can be used to connect a deposit to a port. For example the Belinga iron ore deposit which is located 500km east of Gabon's coastal capital of Libreville, and expected to produce some 30 million tons of iron ore annually is scheduled to be run this way (BankTrack Organisation, 2018). Every care has to be exercised to ensure an efficient rail transport system through the following:

- Establishment of adequate capacity for both domestic steel plants and for exports.
- High haulage capacity so as to lower lead times.
- Loading of wagons have to be optimum. Under loading makes one to pay for dead weight freight charges.
- Rail lines must be completed up to the sea ports to avoid re-handling by unloading ore into road transport.

Coastal shipping

Shipping handles much iron ore cargo. It is imperative to keep the following in mind if a producer is to realise maximum benefits:

- Excellent infrastructure has to be at the ports to ensure low throughput time, delays due to breakdowns which also lead to port congestion are avoided.
- Low turn around for ships, fast loading rate and avoidance of demurrage costs is also vital. Loading and unloading can be made fast through extending railway rakes into port.
- Informed choice of who pays the shipping costs. When the supplier has their own fleet of ships, it is advisable for them to cover the shipping costs (Cost Insurance and Freight). When the customer can

collect the iron ore from different countries from the same vessel, then it is cheaper for them to pay the shipping costs (Free On Board).

- Agreement on a fair cargo mass determination method for the sake of costing and accountability during freight. One method includes determination of the extent to which the ship sinks into water after mass has been loaded.

Waterways

Waterways are referred to as efficient, reliable and safe means of transportation by the European Commission (2003). It is also the cheapest and least polluting mode of transporting iron ore. Deloitte (2009) study in India reveals the following data regarding fuel efficiency of various modes of transport as an emphasis on waterways as the most efficient means of transporting iron ore.

Truck	1 litre	1 mt	25 kms
Train	1 litre	1 mt	86 kms
Barge	1 litre	1 mt	218 kms

Pipeline

Pipelines are normally private owned and are for captive use. They are also cheap to use like waterways. Dheeraj et al (2010) mentions that KIOCL (has 67kms of pipeline) and Hy-Grade Pellets of Essar Group (has 267kms) in India use this mode for transporting iron ore.

PROMOTION OF IRON ORE

Like any other commodity, promotion is the corner stone of iron ore marketing. According to the Global Media (2010) promotion means the communication about marketing organisation's solution to the market. There are four principles of promoting iron ore which can be used. The main goal is to ensure the massage reaches the intended recipients undistorted. These are as out lined below.

✓ **Advertising**

The company has the option to use mass media such as radios and televisions or to advertise in iron ore business magazines like the Australian Iron Ore Business Magazine. With improved technology, internet can be utilised effectively as it is more interactive with the option of getting responses from customers.

✓ **Sale promotion**

Short term techniques such as reduction of prices can get a firm into publicity. Once people get to know the firm then it can gradually raise the price to suit other competitors.

✓ **Public Relations**

This involves the company's marketing team engaging a third part source particularly news media so that they make a nice mention of the company and its product.

✓ **Personal selling**

This involves the direct contact between the supplier representatives and the consumer company's decision makers. This can be physical meeting, chart over the telephone or use of video conferencing. Factors affecting promotion choice are given in Table 1.

Table 1. Factors affecting choice of promotion (Global Media, 2019)

Characteristics	**Advertising**	**Sales Promotion**	**Public Relations**	**Personal Selling**
Directed Coverage	mass & targeted	mass & targeted	Mass	Targeted
Message Flow	one &two-way	one &two-way	One-way	Two-way
Payment Model	paid limited non-paid	paid	Non-paid	Paid
Interaction Type	Non-personal	Personal & Non-personal	Non-personal	Personal
Demand Stimulation	Lagging	Quick	Lagging	Quick
Message Control	Good	Good	Poor	Very Good
Message Credibility	Low-medium	Low -medium	High	Medium -High
Cost of Promotion	CPI - Low CPTI- Varies CPA- Varies	CPI-Medium CPTI-Varies CPA-Varies	CPI-None CPTI-None, CPA-None	CPI-High CPTI-High CPA-High

CONCLUSIONS

From this discussion, it can be concluded that marketing plays a pivotal role in making a mineral get known to the consumers. While other minerals have the same marketing strategy others have a completely different approach. The onus is on the producer to comprehend the most appropriate approach applicable to his product. The concepts of marketing are the same for almost all minerals but the application differs. Though iron ore has a low value per unit its high demand defends the logic in transporting it in bulk. The overall goal in any commodity marketing is the quest to be competitive and this can be achieved by excellent customer care and the establishment of sustainable marketing infrastructure. Reliable distribution channels have to be set for iron ore to ensure high volumes of it are moved without hassles.

Professional ethics, which encompass delivering to the customer the specified product quality, are important to the success of the company. A clear knowledge of supply and demand interaction is of extreme necessity as this position the supplier on high levels of market intelligence. For a quick review of their performance, a supplier needs to know the 4Ps of marketing without any shadow of doubt. The 4Ps are: Pricing of product, Promotion of product, Place of delivery and Product specification. When properly implemented these principles deliver victory to the business entity.

REFERENCES

ArcelorMitta.l (2019). ArcolorMittal press releases. INTERNET. http://www.arcelormittal.com/Index.php?lang=en&page=0. Cited 15 January 2019.

Australasian Business Intelligence. (2018). Iron ore outlook. High beam research. Australian Journal of Mining. INTERNET. http://www.highbeam.com. Cited 10 December 2018.

BankTrack Organisation. (2018). Belinga iron ore project – Gabon. INTERNET. http://www.banktrack.org. Cited 03 December 2018.

Ceramic Industry. (2018). Global Crude Steel Output Increases 4.6% in 2018. INTERNET. https://www.ceramicindustry.com/articles/97623-global-crude-steel-output-increases-46-in-2018. Cited 05 March 2019.

Cohen, R. (2004). The theory and practice of mineral marketing. Wits minerals marketing course module.

Deloitte. (2009). Shipping Industry Updates, Indian Shipping Industry, Issue no. 7, India.

Dheeraj, B K, Babu, V C, Debashish, K M, Gayathri, N. G. K. (2010). Logistics of the Indian Steel Industry, Project report on Indian's steel vision-macro logistics base, communication number 1226109215, India.

Douglas, S., Agarwal, D., Alonso, T., Bell, R., Rahim, M., Swayne, D. F and Volinsky, C. (2004). Mining Customer Care Dialogs for "Daily News", IEEE TRANSACTIONS ON SPEECH AND AUDIO PROCESSING, SPECIAL ISSUE ON DATA MINING OF SPEECH, AUDIO AND DIALOG.

European Commission. (2003). Inland waterway transport – a transport solution that works, European Commission, Energy and Transport DGB-1049, ISBN 92-894-4344-8, Brussels.

Ghose, M. K and Sen, P. K. (1999). Recovery of Usable Ore Fines from Iron Ore Tailings and their Environmental Management – A Case Study. EPP Publications.

Global Media. (2019). Principles of Minerals Marketing. INTERNET. http://www.a1books.co.in/searchresult.do. Cited 08 January 2019.

Index Mundi. (2019). Commodity Iron Ore. INTERNET. https://www.indexmundi.com/commodities/?commodity=iron-ore&months=120. Cited 15 March 2019.

Kumar, K. K. (2007). Logistics of iron ore transportation in India, issues and challenges. INTERNET. http://www.slideshare.net/kishorekamisetti/logistics-of-iron-ore-transportationcilt. Cited 10 December 2018.

Labson, B. S. (1997). Changing Patterns of Trade in the World Iron Ore and Steel Market: An Econometric Analysis, Journal of Policy Modelling, vol. 19, no 3, pp237-251.

Li, S and Sun, L. (2010). Chinese Steel Enterprises' Strategies under the Pricing Model of Iron Ore in the World, International Journal of Business and Management, Vol. 5, No. 5, pp 211-214.

Minerals Zone. (2019). Global market place for trading industrial minerals, granites, marble and other stones. World Mineral Exchange. INTERNET. http://www.mineralzone.com/iron-ore.html. Cited 08 January 2019.

Mineral Information Institute. (2019). IRON ORE: Hematite, Magnetite & Taconite. INTERNET. http://www.mii.org/Minerals/photoiron.html#bckgrnd. Cited 15 January 2019.

Schreuder, A. (1995). Marketing Principles in the Information Industry, The Truth. The Whole Truth. And Nothing But The Truth. INTERNET. http://www.saoug.org.za. Cited 09 January 2019.

Statista. (2019a). Iron ore mine production by country. INTERNET. https://www.statista.com/statistics/267380/iron-ore-mine-production-by-country/. Cited 09 January 2019.

Statista. (2019b). Top importing countries of iron ore in metric tons https://www.statista.com/statistics/300323/top-importing-countries-of-iron-ore-in-metric-tons/. Cited 09 January 2019.

Strauss, S. D. (1992). Pricing and trading in metals and minerals. Mining Engineering Handbook, pp 81-88.

Sukagawa, P. (2007). Is iron ore priced as a commodity? Past and current practice. Elsevier Resource Policy Journal, vol. 35, no 1, pp 54-63.

MADENCİLİĞİN ÇEVRESEL ve TOPLUM ÜZERİNDEKİ ETKİLERİ - IMPACTS OF MINING ACTIVITIES ON ENVIRONMENTAL and COMMUNITY

ANKARA İLİ, AYAŞ İLÇESİNDE YAPILMASI PLANLANAN BİR KALKER OCAĞINDA OLASI ÇEVRESEL ETKİLERİN BELİRLENMESİ VE EN AZA İNDİRİLEBİLMESİ İÇİN KONTROLLÜ PATLATMALARIN TASARLANMASI

DESIGN OF CONTROLLED BLASTING TECHNIQUE TO MINIMISE POSSIBLE ENVIRONMENTAL EFFECTS IN A LIMESTONE QUARRY PLANNED TO BE CONTSRUCTED IN AYAS, ANKARA

G.G. Uyar [1,*], H.S.B. Efe [1], B.C. Töngür [1]

Hacettepe Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara
([*]Sorumlu yazar: gulsevuyar@hacettepe.edu.tr)

ÖZET

Ankara ili, Ayaş İlçesi, Gökler Köyü Mevkii'nde yapılması planlanan bir kalker ocağı projesindeki patlatmaların çevreye verebileceği olası etkilerin araştırılması ve herhangi bir olumsuz durum yaratmayacak kontrollü patlatma tasarımlarının oluşturulması amacı ile bir dizi çalışma yapılmıştır. Ruhsat alanı ve çevresi, özellikle patlatmalardan etkilenebileceği ile ilgili ASKİ tarafından endişe duyulan drenaj alanı yerinde incelenmiştir. Ayrıca, proje alanında ileride yapılacak patlatma çalışmalarının olası etkilerine ışık tutabilmek amacı ile, proje alanının kuzeyinde, 600 m uzağında, başka bir kalker ocağında, iki adet grup patlatmasına nezaret edilmiş ve proje alanına yakın mesafedeki sismik dalga yayılım mekanizmasını anlayabilmek amaçlı sismometreler ile ölçüm yapılmıştır. Sismometrelerden alınan titreşim ve hava şoku değerleri, ocakta uygulanan patlatma tasarımları sonucu sismik dalgaların 500 m'den sonra sönümlendiğini ve hava şoku değerlerinin de izin verilen sınır değerler altında olduğunu göstermektedir. Yapılması planlanan kalker ocağı için bilime ve tekniğe uygun patlatma tasarımları hazırlanmıştır. 600 m uzaklıktaki ocakta yapılan deneme patlatmalarından kaynaklanan dalgaların drenaj alanına ulaşamadan sönümlendiği görüldüğü için, planlanan kalker ocağında yapılacak patlatmaların da, tasarımlara uyulması koşulu ile, çevresel problem yaratmayacağı düşünülmektedir.

Anahtar Sözcükler: Patlatma, taş ocağı, titreşim, hava şoku

ABSTRACT

A series of studies have been conducted to investigate the possible environmental impacts of blasting in a limestone quarry project planned to be carried out at Gökler Köyü in Ayaş District of Ankara province and to create controlled blasting designs that will not create any negative situation. The license area and its surroundings have been investigated on the site of the drainage area which is concerned by the ASKI. In addition, in order to shed light on the possible effects of future blasting activities in the project area, two group explosions were supervised in the north of the project area, 600 m away from another limestone quarry and seismometers were measured to understand the seismic wave propagation mechanism in the vicinity of the project area. Vibration and air shock values obtained from seismometers indicate that the seismic waves are damped after 500 m as a result of the blasting designs applied in the quarry and the air blast values are below the permissible limit values. For the limestone quarry planned to be made, blasting designs suitable for science and technique were prepared. It is thought that the blasting in the planned limestone quarry will not create any environmental problems if the designs are observed, as it is seen that the waves caused by the trial blasting at the 600 m distances cannot be reached before reaching the drainage area.

Key words: Blasting, quarry, vibrations, air blast

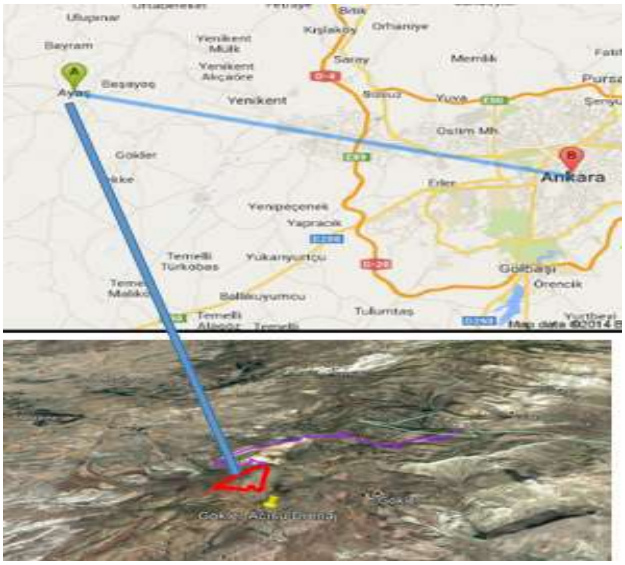
GİRİŞ

Ankara İli, Ayaş İlçesi, Gökler Köyü Mevkii'nde yapılması planlanan bir Kalker Ocağı projesindeki patlatmaların çevreye verebileceği olası olumsuz etkilerin araştırılması ve herhangi bir olumsuz durum yaratmayacak kontrollü patlatma tasarımlarının önerilmesi amacıyla, 21 Kasım 2018 tarihinde sahada teknik incelemeler yapılmıştır. Kalker Ocağında yapılacak patlatmalar için, ASKİ'nin, Göksu Mahallesi drenaj alanına olumsuz etki yapacağı ile ilgili görüşü bilindiğinden, konu hakkında yorum yapabilmek adına, saha ve ilgili drenaj alanı yerinde incelenmiştir. Saha, Göksu drenaj bölgesine güney sınırından 600 m uzaklıktadır. Sahada şu anda patlatma yapılamadığı için, ileride yapılacak patlatma çalışmalarının olası etkilerine (özellikle drenaj hattına olan etkilerine) ışık tutabilmek amacı ile, proje alanının kuzeyinde, 600 m mesafesinde başka bir kalker ocağında, 21 Kasım 2018 tarihinde iki adet grup patlatmasına nezaret edilmiş ve proje alanına yakın mesafedeki sismik dalga yayılım mekanizmasını anlayabilmek amaçlı sismometreler ile ölçüm yapılmış; titreşim ve hava şoku ölçümleri kaydedilmiştir.

Bildiride, yapılması planlanan kalker ocağı için Çevre Bakanlığınca yayınlanan "Patlatma tasarımları ve patlatma kaynaklı çevresel etkiler kılavuzu (ÇED Genel Md, 2018)"'nu dikkate alarak tasarladığımız bilime ve tekniğe uygun patlatma tasarımı; sahaya çok yakın mesafede başka bir ocakta gerçekleştirilen patlatmalardan kaynaklı sismik ve hava şoku ölçümlerinin yorumu; bu ocaktaki mevcut patlatma tasarımlarının bilime ve tekniğe uygunluğunun yorumlanması için Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümünün lisanslı yazılımı ile gerçekleştirilen analizlerden bahsedilmiştir.

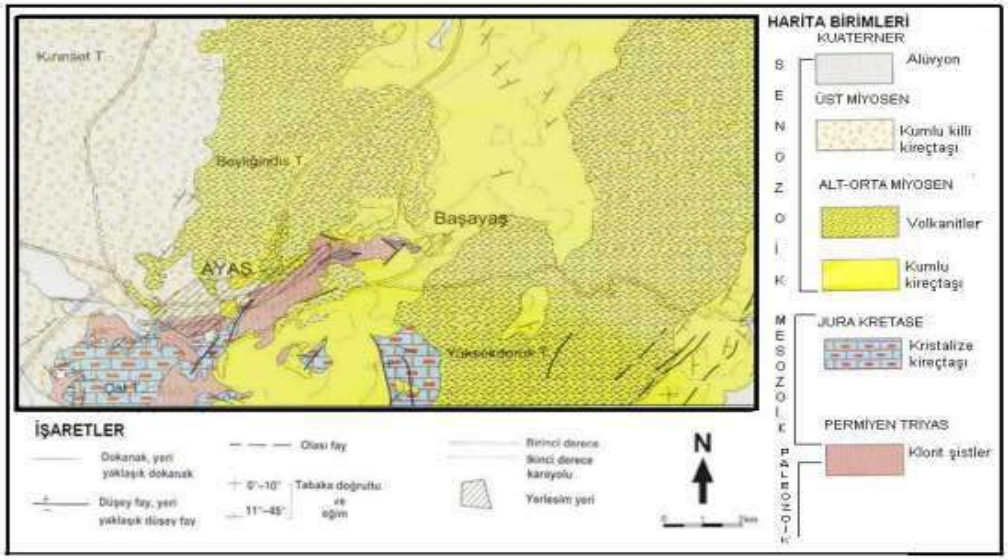
PROJE ALANI YER BULDURU HARİTASI VE JEOLOJİSİ

Ankara İli, Ayaş İlçesi, Gökler Köyü Mevkii'nde yapılması planlanan II-A Grubu bir kalker ocağına ait yer bulduru haritası Şekil 1'de verilmiştir.



Şekil 1. Yapılması planlanan kalker ocağına ait yer bulduru haritası

Çalışma alanı jeolojisi Şekil 2'de verilmiştir.



Şekil 2. Çalışma alanı jeolojisi (Kutluay, 2007)

YAPILMASI PLANLANAN KALKER OCAĞI İÇİN DELME-PATLATMA TASARIMI

Bu bölümde, Çevre ve Şehircilik Bakanlığı tarafından yayınlanan "Patlatma Tasarımları ve Patlatma Kaynaklı Çevresel Etkiler Kılavuzu" (ÇED Genel Md., 2018) dikkate alınarak, yapılması planlanan 48,84 Hektar ve 1.500.000 ton/yıl üretim kapasiteli Kalker Ocağı projesi için Delme-Patlatma Tasarımı verilmiştir. Çizelge 1, bu tasarım için gerekli olan parametreleri göstermektedir.

Çizelge 1. Sahaya ait veriler

Sahaya ait veriler	
Görünür rezerv miktarı	: 96.880.000 ton 1.500.000 ton /yıl
Proje Ömrü	: 64,5 yıl
Çalışma Süreleri	: 12 ay/yıl, 25gün/ay, 16saat/gün
Vardiya	: 2 vardiya
Basamak Yüksekliği (K)	: 10 m
Delik Çapı (d)	: 89 mm
Delik Açısı	: 85-90^{o}
Patlayıcı Cinsi	: Yemleye Duyarlı Patlayıcılar (ANFO), yemleme dinamiti
Şarjlama Koşulu	: Kuru delikler için ANFO, sulu delikler için Emülsiyon patlayıcı

Delme-Patlatma tasarımı, seçilen delik çapı ve basamak yüksekliği parametreleri dikkate alınarak, yukarıda bahsedilen kılavuzda önerilen Oloffson formüllerine göre yapılmış ve Çizelge 2'de topluca verilmiştir:

Çizelge 2. Delme-Patlatma Tasarım Parametreleri

Delme Patlatma Tasarım Parametreleri	
Maksimum yük mesafesi, Bmax, m:	2.89
Alt delme, U, m:	0.87
Delik boyu, H, m:	10.87
Delme hatası, E:	0.42
Gerçek yük mesafesi, B, m:	2.47
Sıkılama uzunluğu, h_0=B:	2.47
Delikler arası mesafe, S, m:	3.09
Özgül delme, b, m/m^3:	0.14
Toplam patlayıcı şarj miktarı, Q_{top}, kg:	30.4
Bir delikten elde edilecek kaya hacmi, m^3	76.32
Bir delikten elde edilecek kaya hacmi, ton	122
Özgül şarj, q, kg/m^3:	0.39
Yıllık delik sayısı, adet:	12295
Bir patlatmada delinecek delik sayısı, adet	68
Bir atımda üretilecek malzeme miktarı, ton	8296

PLANLANAN SAHADA YAPILACAK PATLATMALARDAN KAYNAKLI TİTREŞİM VE HAVA ŞOKU DEĞERLERİ HAKKINDA YORUM YAPABİLMEK İÇİN SAHANIN YAKININDAKİ BİR KALKER OCAĞINDA YAPILAN PATLATMALARIN DEĞERLENDİRİLMESİ

Bahse konu proje alanının yaklaşık 600 m güney-doğusunda Gökler Mahallesinin içme ve kullanma suyunu sağlayan drenaj alanı bulunmaktadır (Şekil 3). Proje alanına en yakın yerleşim yeri ÇED izin alanına kuş uçuşu 1300 m uzaklıkta olan Gökler köyüdür. Proje alanında çalışmalar başlayınca oluşacak patlatmalardan kaynaklı sismik dalgaların yayılma mekanizmalarını anlayabilmek için, alanın kuzeyindeki (600 m mesafede) OYAK Beton Kalker Ocağında 1 adet pilot patlatma, 2 adet grup patlatma yapılmıştır (Şekil 3).

Şekil 3. OYAK Beton Kalker Ocağında yapılan deneme patlatmaları yerleri ve ölçüm noktaları

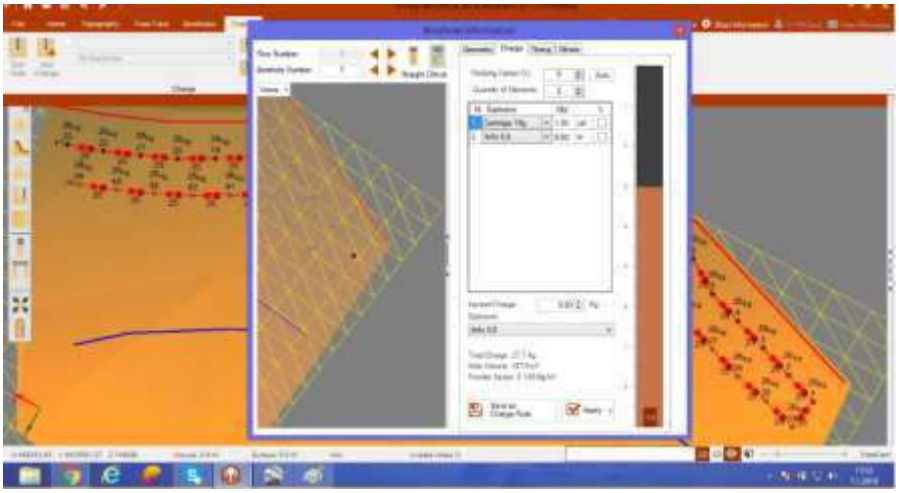
Şekil 3'de görüleceği üzere 2 grup patlatması yapılmıştır. Birincisi 48 delikli olup "grup-48delik" adıyla şekilde yer almaktadır. Diğeri 58 delikli olup "grup-58delik" adıyla gösterilmiştir. 58 delikli grup patlatmasının yanında, 1 adet pilot patlatma yapılmıştır. Bu patlatmanın amacı, grup patlatmalarından oluşacak karmaşık, yapıdaki sismik dalgaların yayılım mekanizmasını incelerken, grubu temsil edecek bir pilot patlatma daha yaparak bu patlatmadan kaynaklı temiz ve sakin bir dalga biçiminin yayılma mekanizmasını ve dalga özelliklerini de inceleyebilmektir. Pilot patlatma sinyali kullanılarak, titreşimleri en aza indirebilmek için en uygun gecikmelerin bulunması amacıyla modelleme de yapılmıştır. Şekilde görüleceği üzere, "ocak-içi minimate" adlı sismometre ile ve ruhsat sınırına konan "micromate" adlı

sismometre ile 2 lokasyonda sismik ölçüm alınmıştır. Çizelge 3'de grup ve pilot patlatma parametreleri verilmiştir.

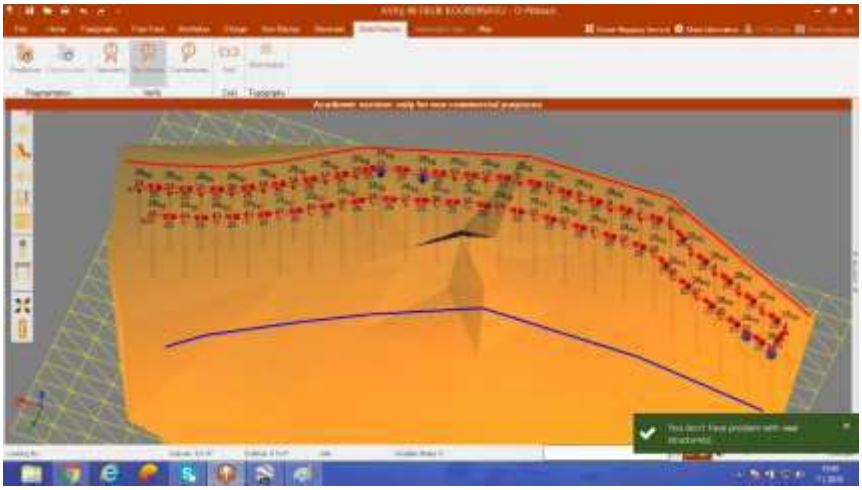
Çizelge 3. Grup ve pilot patlatma parametreleri

Patlatma	Grup-48	Grup-58	Pilot
Delik çapı, mm:	89	89	89
Delik boyu, m:	9	11	11
Yük mesafesi, m:	3	3	3
Delikler arası mesafe, m:	3	3	-
Sıkılama, m:	3	3	3
Patlayıcı, kg:	ANFO: 28 kg Yemleme dinamit:1kg	ANFO: 40 kg Yemleme dinamit:1kg	ANFO: 40 kg Yemleme dinamit:1kg
Ateşleme sistemi	Nonel elektriksiz kapsül	Nonel elektriksiz kapsül	Nonel elektriksiz kapsül
Gecikme elemanları, ms	Yüzey gecikmesi:25ms Delik içi gecikme:500ms	Yüzey gecikmesi:25ms Delik içi gecikme:500ms	Yüzey gecikmesi:25ms Delik içi gecikme:500ms

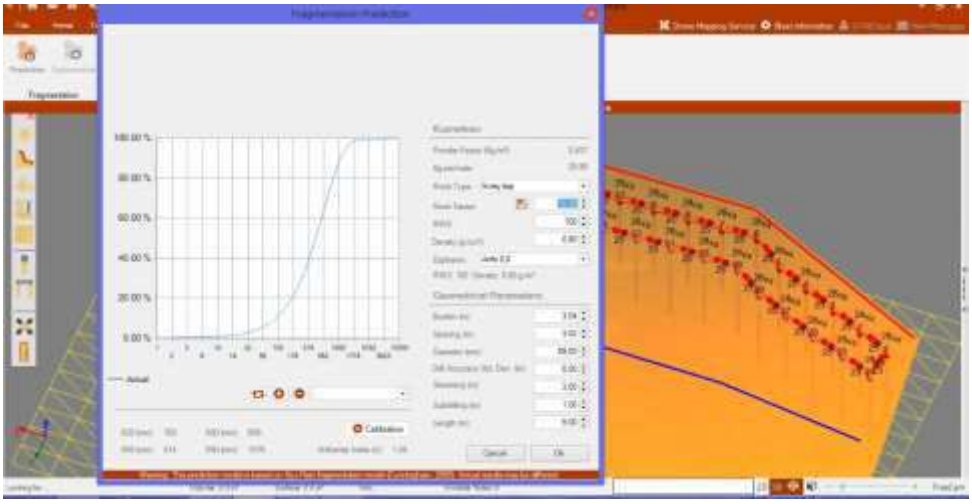
Her iki grup patlatma tasarım parametrelerinin parçalanma ve minimum çevresel etki anlamında uygunluğu, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümünün lisanslı yazılımı "O-pitblast" kullanılarak denenmiş ve bilime ve tekniğe uygun bulunmuştur. Şekil 4, 5 ve 6, sırasıyla 48 delikli grupta bir deliğin patlayıcı ile şarjlanmasını, delik geometrisini, patlatma sonrası parçalanma analizini yazılım üzerinde göstermektedir.



Şekil 4. O-pitblast yazılımı ile 48 delikli grupta deliklerin patlayıcı ile şarjlanması

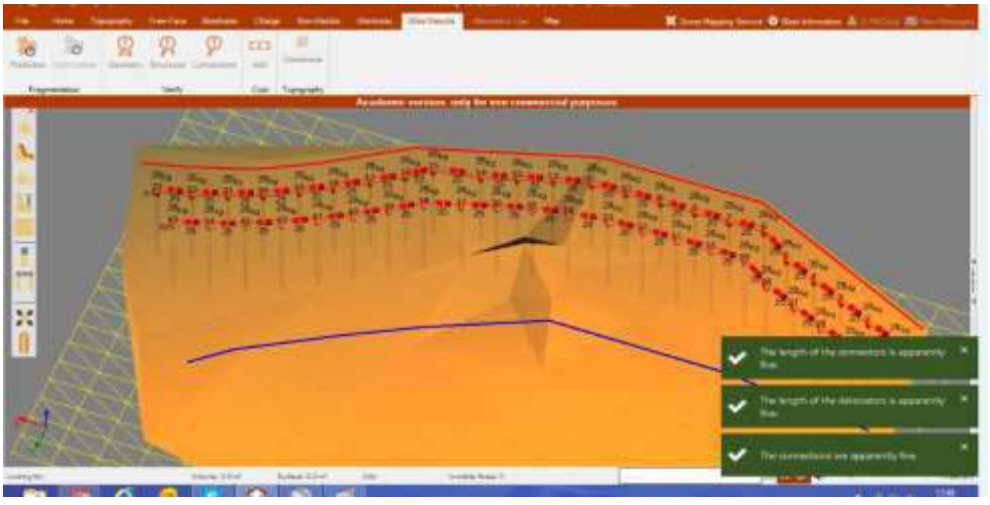


Şekil 5. O-pitblast ile hazırlanan 48 delikli gruba ait geometri



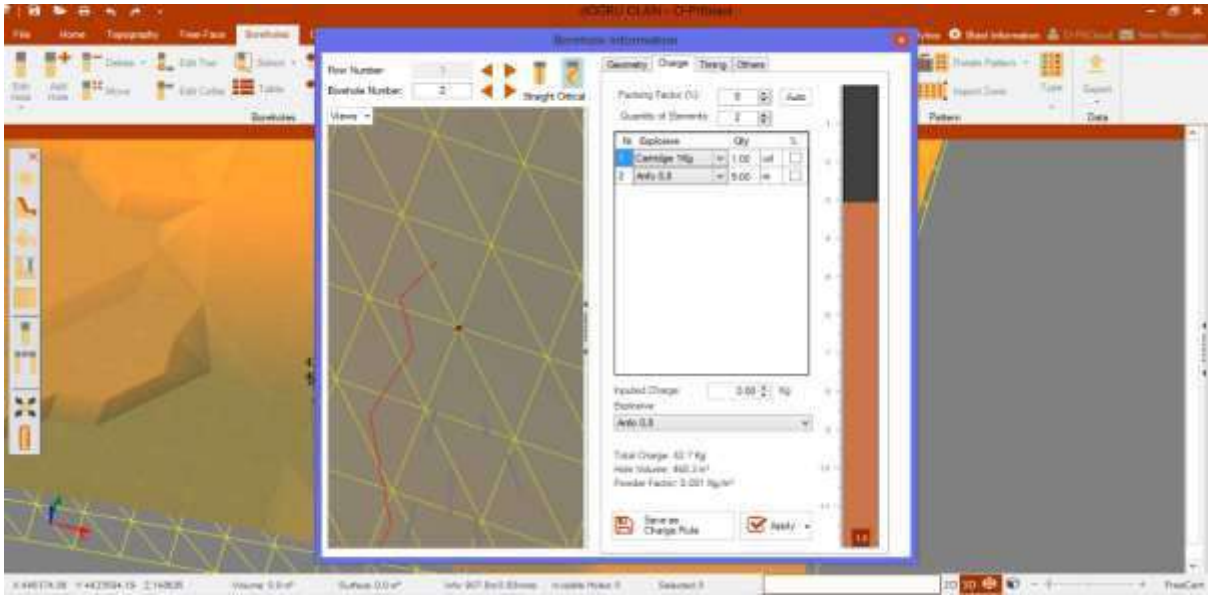
Şekil 6. 48 delikli grubun patlatılması sonrası tahmin edilen parçalanma analizi

Şekil 6'da görüleceği üzere, ocakta hali hazırda uygulanan patlatma tasarımı ile yapılacak patlatma sonrası elde edilen yığının %80'i 1000mm boyutlarındadır.

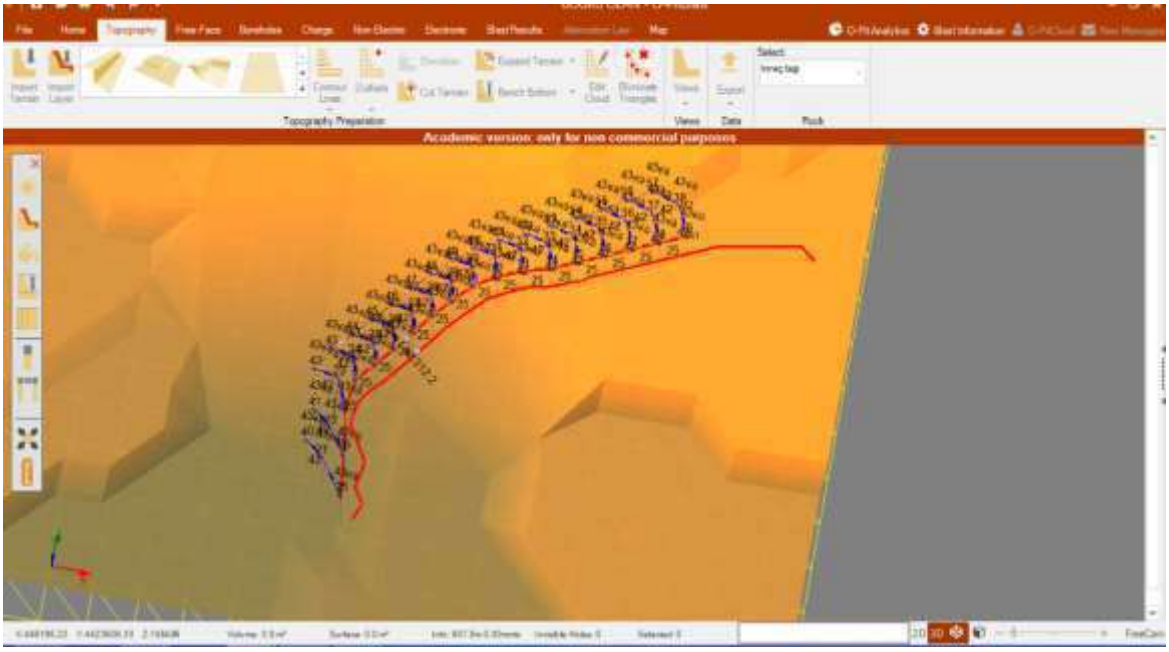


Şekil 7. 48 delikli grup patlatma tasarımının yazılım tarafından uygunluğunun onaylanması

Şekil 8, 58 delikli grupta bir deliğin patlayıcı ile şarj edilmesini, Şekil 9 ise, patlatma geometrisini göstermektedir.



Şekil 8. O-pitblast yazılımı ile 58 delikli grupta, deliklerin patlayıcı ile şarjlanması



Şekil 9. 58 delikli patlatma geometrisi

Çizelge 4, her iki grup patlatması ve pilot patlatmalardan kaynaklanan titreşimleri, frekansları ve hava şoku değerlerini göstermektedir.

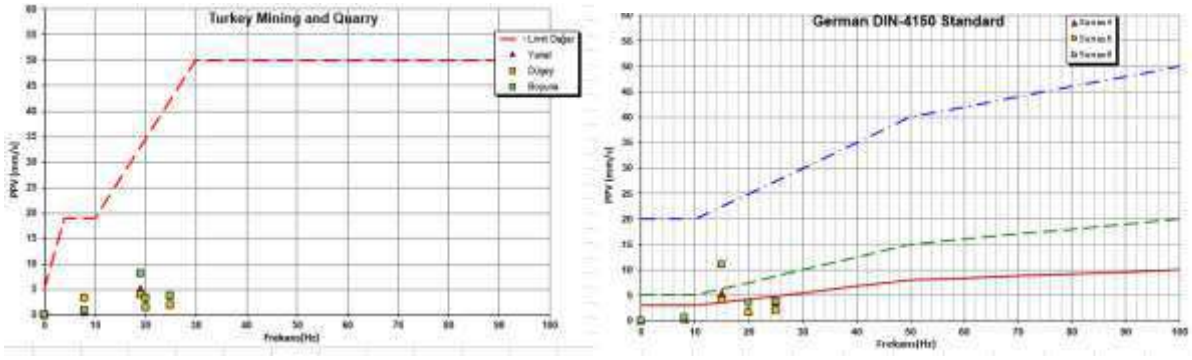
Çizelge 4. Patlatmalardan kaynaklanan titreşimler, frekanslar ve hava şoku değerleri

Sismometre	Ölçüm mesafesi, M	Patlatma	T mm/s	V mm/s	L mm/s	PVS mm/s	Frekans Hz	Hava şoku Db
	132	Grup-48	3.683	1.905	3.810	5.034	25	132
minimate	123	Grup-58	5.334	3.937	8.05	12.26	19	119.7
	158	Pilot	1.905	1.524	3.429	3.711	20	115.7
	550	Grup-48	0.055	0.071	0.063	0.078	-	100.1
micromate	626	Grup-58	0.426	0.363	0.717	0.832	8	91.95
	660	Pilot	Kayıt yok	Kayıt yok	Kayıt yok	Kayıt yok	Kayıt yok	Kayıt yok

Sismometre “minimate”, ocak içine ve patlatmalara yakın mesafeye yerleştirilmiştir. Bundaki amaç, pilot patlatmanın tek delik patlatması olduğundan dolayı düşük genlikli sinyal üreteceği ve bu sinyallerin uzak mesafeye gidemeyeceğidir. Pilot patlatma sinyali modellemede kullanılacağından dolayı kayıt altına alınması önemli olduğu için, bu patlatmadan sinyal alınabilmesi amacıyla, minimate adlı sismometre patlatmalara yakın mesafeye konmuştur. Sismometrelerden “micromate”, ruhsat sınırına yerleştirilmiştir ve tüm patlatmalara olan mesafesi Çizelgeden görüleceği üzere yaklaşık 600 m civarındadır. Şekil 6’dan görüleceği üzere micromate’ in drenaj alanına mesafesi 2114,70 m; 8396 numaralı rapora konu olan sahaya uzaklığı 260 m’dir. Patlatmaların drenaj alanına mesafeleri de yaklaşık 2542 m’dir.

Micromate’ den alınacak sismik dalga titreşim kaydı çok önemlidir. Çünkü patlatmalardan 600 m uzaklıktaki bu sismometreye gelen dalgaların yarattığı titreşimler Çizelge 4’den görüleceği üzere 1 mm/s’nin altındadır (0.055-0.832mm/s aralığında). Patlatmalardan kaynaklı sismik dalgalar ortamın soğurganlığı sebebi ile yaklaşık 500 m uzaklıktan sonra soğrulmaktadır. Bu da, aralarında 260 m uzaklık bulunan bahse konu sahada yapılacak patlatmaların, bu sahaya 600m uzaktaki drenaj alanına herhangi bir titreşim etkisi yaratmayacağını göstermektedir.

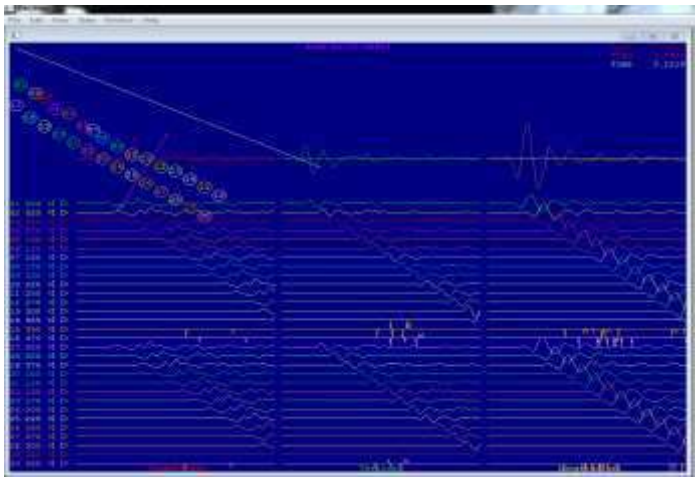
Şekil 10 Türk ve Alman standartlarına göre izin verilen limit değerler yelpazesine göre patlatma kaynaklı titreşim hızlarını göstermektedir. Veriler, Türk standartlarına göre (soldaki) izin verilen sınır değerlerinin altındadır. Alman standartına göre (sağdaki), şekilde görüleceği üzere 3 renkte eğri vardır: kırmızı, tarihi yerlere dahi hasar vermemeyi garanti eden limit değer eğrisini; yeşil, betonarme binalar, mavi ise çok sağlam yapılar için izin verilen limitleri frekansa bağlı olarak göstermektedir. Verilerin çoğu tarihi yapılara dahi hasar vermeyecek derecede düşük olup kırmızı çizginin altındadır. Yeşil çizginin üzerinde bir veri vardır. Bunun sebebi, patlatmaya çok yakın mesafeye (123 m) konmuş sismograftan alınan titreşim verisi olmasıdır.



Şekil 10**.** Türk ve Alman hasar değerlendirme ölçüt eğrisi (ÇGYDD, 2005; DIN 4150, 1999)

Modelleme çalışmaları

Grup patlatmalarının yapıldığı kalker ocağında bir adet de pilot patlatma yaptırılmıştır. Bu patlatmadan kaynaklı sismik sinyaller kullanılarak, ortamın sismik dalgayı yayma mekanizması anlaşılmış ve ileride yapılacak grup patlatmalarının modellemesi yapılmıştır. Modellemede, Aldas ve Ecevitoğlu (2007, 2008) tarafından geliştirilen bir yöntem kullanılmıştır. Bu çalışmada pilot patlatma verisi, pilot patlatma noktasından 123 m uzakta olan minimate adlı sismograftan alınmıştır. İşletmede uygulanan patlatma tasarımına göre yapılan patlatmadan kaynaklı dalgaların, modelleme sonucu ortaya çıkanlarla karşılaştırmasını yapabilmek için, yazılıma girdi parametresi olarak işletmede uygulanan gecikme aralıkları ve delik gruplamaları girilmiştir. SeisBlast (Aldas ve Ecevitoğlu, 2007, 2008) modelleme programına ait delikler arası gecikmelerin verildiği alt program görüntüsü, Şekil 11'de verilmiştir.



Şekil 11**.** Ayaş-58 delikli grup modelleme: delikler ve sıralar arası 25ms gecikme kullanıldı.

Şekil 11'de sol üst köşede koordinatları girilen 58 adet temsili grup patlatma deliği, aynanın konumu (düz sarı çizgi) ve ölçüm yönü (ok işareti) görülmektedir. Pilot sinyalden modellenen grup patlatma sinyalleri yine Şekil 15'de ortada (sırasıyla yanal (Transversal), düşey (vertical), boyuna (longitudinal) ve altta her bir grup deliğine ait sinyaller (yine yanal, düşey ve boyuna bileşende) görülmektedir. Şekil 15 üst orta bölümde ise pilot sinyalin ismi gösterilmektedir. Şekil 11'in üst sağ bölümünde ise, hangi titreşim bileşeni üzerinde modelleme yapılıyorsa ona ait gecikmesiz ((Z)ero) ve gecikmeli ((D)elay) patlatmalara ait genlikler ve bu genliklerin okunduğu zaman verilmektedir. Sismik dalgaların yıkıcı girişime uğrayarak birbirlerini sönümlendirmelerini sağlamak amacıyla delikler arasına gecikme verilirken, işletmede uygulanan delik arası ve sıralar arası gecikmeler tercih edilmiştir. Bundaki sebep, yukarıda da anlatıldığı üzere, işletmenin uyguladığı patlatma tasarımına göre yapılan patlatma sonuçlarını model sonuçlarıyla karşılaştırmaktır. Bu sebeple, delikler arası ve sıralar arası 25ms gecikme kullanılmıştır. Delik içi gecikme ise 500ms'dir.

Bu gecikmeler uygulandığında, grup patlatma sinyallerindeki düşme Şekil 11'de açıkça görülmektedir. Her üç bileşende de, soluk renkli büyük genlikler, tüm delikler gecikmesiz aynı anda patlatılsaydı nasıl bir genlik ortaya çıkardı sorusunun resmini vermektedir. Açık parlak renkli düşük genlikler ise, gecikme uygulanınca genliklerdeki düşmeyi göstermektedir. Kırmızı renkli yanal bileşene bakılırsa, sağ üstte de görüldüğü gibi gecikmesiz patlatılsa toplam genlik 11.43 birim olacakken, 25ms delikler arası gecikme uygulandığında 0,7620 birime düşecektir. Gerçekten de Çizelge 4 incelendiğinde 58 delikli grup patlatmasından kaynaklanan sismik dalgaların micromate' den alınan titreşim kayıtları her üç bileşende de 1 mm/s'nin altındadır.

DEĞERLENDİRME VE SONUÇLAR

Bu çalışma, Ankara İli, Ayaş İlçesi, Gökler Köyü Mevkii'nde yapılması planlanan Kalker Ocağı projesindeki patlatmaların çevreye verebileceği olası olumsuz etkilerin araştırılması ve herhangi bir olumsuz durum yaratmayacak kontrollü patlatma tasarımlarının önerilmesi amacı ile yapılmıştır.

Kalker Ocağında yapılacak patlatmalar için, ASKİ'nin, Göksu Mahallesi drenaj alanına olumsuz etki yapacağı ile ilgili görüşü bilindiğinden, konu hakkında yorum yapabilmek adına, saha ve ilgili drenaj alanı yerinde incelenmiştir. Saha, Göksu drenaj bölgesine, güney sınırından 600 m uzaklıktadır. Sahada şu anda patlatma yapılamadığı için, ileride yapılacak patlatma çalışmalarının olası etkilerine (özellikle drenaj hattına olan etkilerine) ışık tutabilmek amacı ile proje alanının kuzeyinde, 600 m mesafesinde OYAK Beton ve San. A.Ş.' ye ait bir kalker ocağında, 21 Kasım 2018 tarihinde iki adet grup patlatmasına nezaret edilmiş ve proje alanına yakın mesafedeki sismik dalga yayılım mekanizmasını anlayabilmek amaçlı sismometreler ile ölçüm yapılmış; titreşim ve hava şoku ölçümleri kaydedilmiştir. Sismometrelerden "micromate" isimli olan, ruhsat sınırına yerleştirilmiştir ve tüm patlatmalara olan mesafesi Çizelgeden görüleceği üzere yaklaşık 600 m civarındadır. Micromate' in drenaj alanına mesafesi 2114,70 m; 8396 numaralı rapora konu olan sahaya uzaklığı 260 m'dir. Patlatmaların drenaj alanına mesafeleri de yaklaşık 2542 m'dir. Micromate' den alınan sismik dalga titreşim kaydı çok önemlidir. Çünkü patlatmalardan 600 m uzaklıktaki bu sismometreye gelen dalgaların yarattığı titreşimler 1 mm/s'nin altındadır (0.055-0.832mm/s aralığında). Patlatmalardan kaynaklı sismik dalgalar ortamın soğurganlığı sebebi ile yaklaşık 500 m uzaklıktan sonra soğrulmaktadır. Bu da, aralarında 260 m uzaklık bulunan sahada yapılacak patlatmaların, bu sahaya 600m uzaktaki drenaj alanına herhangi bir titreşim etkisi yaratmayacağını göstermektedir.

OYAK Beton ve San. A.Ş.' ye ait kalker ocağında yapılan her iki grup patlatma tasarım parametrelerinin en uygun parçalanma ve minimum çevresel etki anlamında uygunluğu, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümünün lisanslı yazılımı "O-pitblast" kullanılarak denenmiş ve bilime ve tekniğe uygun bulunmuştur. Ayrıca, raporda, Çevre ve Şehircilik Bakanlığı tarafından yayınlanan "Patlatma Tasarımları ve Patlatma Kaynaklı Çevresel Etkiler Kılavuzu" dikkate alınarak, planlanan 48,84 Hektar ve 1.500.000 ton/yıl üretim kapasiteli Kalker Ocağı projesi için yapılan Delme-Patlatma Tasarımı verilmiştir. Bu tasarıma uygun kontrollü patlatmalar yapılması ile herhangi bir hasara neden olacak titreşim, hava şoku ve taş savrulması gibi çevresel problemlerin oluşmayacağı düşünülmektedir. Bu düşünceye neden olan durum ise, ruhsat sahasının kuzeyindeki Kalker ocağında yapılan her iki grup patlatmasından kaynaklanan sismik dalgaların, patlatmalardan 600 m uzaklıklara ulaşmadan sönümlenmiş olmalarıdır.

Ayrıca, pilot patlatma sinyali ile yapılan modelleme sonuçları da, patlatmalardan 600 m uzaklıkta, titreşimlerin, gerçek patlatma sonucunda da görüldüğü gibi, 1mm/s'nin altına inerek hem Türk hem Alman standartlarına göre hasar verme niteliği taşımayacağını göstermiştir. Grup patlatmalarından kaynaklanan hava şoku değerleri de, izin verilen sınırlar içerisindedir.

Bu sahada yapılacak patlatmalarda, tehlike yaratacak taş fırlamasına rastlanılmaması için seçilen delik çapı ve boylarına göre bırakılması gereken sıkılama boylarına ve sıkılama malzemesi olarak delik içinden çıkan malzeme yerine kırma taş kullanılmasına dikkat edilmelidir.

KAYNAKLAR

Aldaş, G.G.U, Ecevitoğlu, G.B., 2007, "Patlatma kaynaklı titreşimlerin en aza indirilmesini sağlayan yöntem" TPE. 2007/03459)

Aldas, G.G.U, Ecevitoğlu B., 2008, "Waveform analysis in mitigation of blast_ induced vibrations", *Journal of Applied Geophysics*. Vol.66, p. 25-30.

ÇED İzin ve Denetim Genel Müdürlüğü, 2018,"Patlatma tasarımları ve patlatma kaynaklı çevresel etkiler kılavuzu"

ÇGYDD, 2005, "2002/49/EC sayılı Çevresel Gürültünün Yönetimi ve Değerlendirilmesi Direktifine paralel olarak hazırlanmış olan bir yönetmelik".

DIN 4150-3. Structural vibration-Effects of vibration on structures. http://webstore.ansi.org/; 1999.

Kutluay A., 2007, "Yenikent ve Civarının Neojen Stratigrafisi ve Tektoniği", Hacettepe Üniv. Fen Bilimler Enst. Jeoloji A.B.D. Yüksek lisans Tezi,76 sayfa.

FOSİL ENERJİ KAYNAKLARININ ÇEVRESEL ETKİLERİ

ENVIRONMENTAL IMPACTS OF FOSSIL ENERGY SOURCES

S. Kaya [1,] *, G. Aydın [1], İ. Karakurt [1]

[1] *Karadeniz Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: s.kaya@ktu.edu.tr)*

ÖZET

Dünya enerji talebi başlıca fosil enerji kaynakları tarafından karşılanmaktadır. Fosil yakıtların üretimi ve tüketimi süreçlerinde açığa çıkan çeşitli atıklar toprak ve su kirliliğine neden olmaktadır. Bunun yanında, fosil yakıtların yanma ürünü olarak atmosfere salınan sera gazları da küresel ısınmaya katkıda bulunmaktadır. Bu çalışmada, fosil yakıtların çevresel etkileri incelenmiştir. Ayrıca, bu etkilerin azaltılması/önlenmesine yönelik alınabilecek tedbirlerden bahsedilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Fosil yakıtlar, kömür, petrol, doğalgaz, çevre kirliliği

ABSTRACT

World's energy demand is mainly supplied by the fossil energy sources. Wastes generated during the production and consumption processes of fossil fuels lead to soil and water pollution. Besides, greenhouse gases released to the atmosphere as a combustion product of fossil fuels also contribute the global warming. In this study, the environmental effects of the fossil fuels are examined. Additionally, precautions that can be considered to reduce/prevent these effects are mentioned.

Keywords: Fossil fuels, coal, oil, natural gas, environmental pollution

GİRİŞ

Sosyal ve ekonomik gelişimin bir göstergesi olarak değerlendirilebilecek olan enerji, yaşam standartlarını yükselten önemli bir faktör olarak ön plana çıkmaktadır. Enerji talebinin genellikle demografik değişikliklerden etkilendiği bilinmektedir (Aydın vd., 2016). Dünya nüfusunun 2040'da yaklaşık olarak 9 milyara yükselmesi beklenmektedir. Bu durum, ileriki dönemlerde enerji talebinde meydana gelecek artışın önemli bir göstergesi olarak değerlendirilmelidir (EÜAŞ, 2016). Enerji kaynakları, yenilenemez (kömür, petrol, asfaltit, doğal gaz gibi fosil kaynaklar ve nükleer enerji) ve yenilenebilir (hidrolik, güneş, jeotermal, biokütle, rüzgâr ve dalga enerjisi) olmak üzere sınıflandırılabilmektedir. Küresel bazda, fosil yakıtlar (kömür, petrol ve doğalgaz) birincil enerji tüketiminde en çok paya sahiptirler (Çizelge 1). 2017 yılında dünyada birincil enerji tüketiminin %85,19'u fosil yakıtlardan karşılanmıştır. Petrol, diğer fosil kaynaklardan farklı olarak petrol rafinerilerde işlenerek ikincil ürünlere (benzin, fueloil, motorin, LPG, jet yakıtı ve asfaltit) dönüştürülmektedir.

Çizelge 1. 2017'de dünya birincil enerji tüketiminin (13511,20 mtep*) kaynaklara göre dağılımı (BP, 2018)

Kaynak	Petrol	Kömür	Doğalgaz	Hidroelektrik	Nükleer	Yenilenebilir
Katkı Oranı (%)	34,21	27,62	23,36	6,80	4,41	3,60

* Milyon ton eşdeğer petrol

Aşağıda fosil yakıtların kullanım alanları sunulmaktadır.

i. Kömür: Termik santrallerde yakıt, sanayi, demir-çelik (metalürji) sektörü, ısıtma sistemleri
ii. Petrol: Termik santrallerde yakıt, ulaşım araçlarında ve sanayi fırınlarında yakıt, asfalt yapımı, sanayi (yalıtım malzemeleri, makine yağı, böcek ilacı, parfüm, plastik ve kauçuk gibi ürünlerde), ısıtma sistemleri
iii. Doğalgaz: Termik santrallerde yakıt, ısıtma sistemleri, araç yakıtı, sanayi (yapıştırıcı, suni lastik, metal kesimi, mürekkep, film şeridi yapımı, beyaz eşya boyanması), antifriz elde edilmesi

Ülkelerin ihtiyaç duydukları enerjiyi kesintisiz, güvenilir, düşük maliyet ve çevresel açıdan sorun oluşturmayacak şekilde sağlamaları gerekmektedir (Mahmutoğlu, 2013; Aydın, 2015a; 2015b). Fosil yakıtların üretimi, nakliyesi, dağıtımı ve tüketimi aşamalarında çeşitli problemler meydana gelmektedir (Çoban ve Kılınç, 2016; Aydın, 2015c). Bu çalışmada, bu problemler ele alınmış ve çözümlerine yönelik alınabilecek tedbirlerden bahsedilmiştir.

FOSİL YAKITLARIN ÇEVRESEL ETKİLERİ

Fosil yakıtlar üretimden tüketime kadar olan çeşitli süreçlerde çevreye zarar verebilmektedirler. Bu yakıtların üretimiyle ilgili alanlarda toprak örtüsünün yapısı bozulabilmekte, yüzey ve yeraltı suları kirlenebilmektedir. Ayrıca, üretim aşamasında açığa çıkan toz, partikül maddeler ve metan (CH_4) gibi gazlar sonucu hava kalitesi kötüleşebilmektedir (hava kirliliği oluşmaktadır). Fosil yakıtların yanması sonucunda da meydana gelen maddeler (kül, duman ve partikül madde, CO_2 ve SO_2 gibi gazlar, radyoaktif maddeler) su, hava ve toprak gibi çeşitli ortamlarla etkileşime geçerek bu alanların özelliklerini değiştirebilmektedir.

Arazi Bozulmaları ve Toprak Kirliliği

Özellikle kömür madenciliğinde yürütülen açık ocak işletme faaliyetlerin bir sonucu olarak arazi yapısı bozulmaktadır. Bunun bir sonucu olarak;

i. Orman, tarım, mera ve benzeri amaçlarla kullanılabilecek olan alanlar kaybolmakta,
ii. Ağaçların, bitkilerin ve üst toprak örtüsünün kaldırılması sonucunda bitki ve orman yaşamı bozulmakta,
iii. Yaban yaşamı etkilenmekte ve hayvan türleri, doğal yaşam alanları zarar gördüğü için yer değiştirmektedir.

Ayrıca, açık ocak işletme basamaklarında ya da atık stok sahalarında meydana gelen büyük şev kaymaları da hem güvenlik, hem toprak ve su kirliliği açısından tehlike yaratmaktadır (Çeçen, 2014). Kömür madenciliğinde arazi bozulmasına yer açan bir diğer durum da tasmandır. Yeraltında yürütülen madencilik faaliyetleri sebebiyle (özellikle göçertmeli üretim yöntemlerinde) yeryüzünde çöküntüler meydana gelebilmektedir (Emir, 2014). Bu çöküntüler sonucunda yeryüzündeki yollar, binalar, su ve gaz hatları zarar görmektedir. Ayrıca, yüzeyde yer alan nehirlerin akış düzeni ve yer altı sularının konumu değişebilmektedir.

Petrol ve doğalgaz üretim kuyuları ve tesislerinin yapımı da arazi bozulmalarına yol açmaktadır. Bu yakıtların üretimi ve taşınması sırasında kurulan kuyu, tesisler ve boru hatları sonucu arazi üzerinde olumsuz etkiler meydana gelmektedir. Üretim için gereken sondajlar ve diğer tesisler erozyon gibi etkilere yol açabilmektedir. Ayrıca, üretim, nakliye ve rafinelerde işleme sırasında çeşitli nedenlerle petrolün çevreye dökülmesi/yayılması da kirliliğe neden olmaktadır.

Fosil yakıtların yol açtığı diğer bir çevresel problem de katı atıklardır. Kömür madenlerinde çeşitli süreçlerde katı atıklar meydana gelmektedir. Bu kapsamda oluşan atıklar aşağıda belirtilmektedir:

i. Hazırlık ve üretim süreçlerinde ortaya çıkan toprak, kayaç ve satılma imkânı bulunamayan kömürler (düşük kaliteli)
ii. Kömürün yakılması sonucunda oluşan kül
iii. Kömür yıkama ve termik santrallerde atık gazın filtrelerden geçirilmesi işlemleri sırasında oluşan maddeler

Kömür radyoaktif element olarak az miktarda uranyum ve toryum içermektedir. Bu elementler, yanma sonucu oluşan külde de bulunmakta olup, miktarları yanma öncesi duruma göre bir hayli yüksek olabilmektedir. Kömür santrallerinin bulunduğu çevrelerde radyasyon değerleri uzak mesafelere kıyasla daha yüksek değerlerdedir (beş katı kadar) (Ateşok, 2009). Bu atıklar, genellikle düzenli depolama sahalarında veya terkedilmiş madenlerde depolanmaktadır. Petrol rafinerilerinden açığa çıkan katı atıklar da çevreye zarar verebilmektedir. Ayrıca, petrol kökenli ikincil ürünlerin (plastik ve siyah naylon poşetler vb.) doğaya atılması da diğer bir çevre kirliliği nedenidir. Bu maddeler kanserojen bileşikler içermekte ve doğada çözünmeleri bin yılı bulabilmektedir.

Su Kirliliği

Kömür madenciliğinde, atık depolama alanları, kömür yığınları ve kömür hazırlama sahalarının yağışa maruz kalmasıyla Asidik Maden Drenajı (AMD) oluşabilmektedir. Önemli miktarda pirit içeren kömür yataklarında AMD oluşumuyla karşılaşılmaktadır. Kükürtlü bir mineral olan piritin su ve havayla temas etmesiyle sülfürik asit oluşmakta ve piritin içerdiği demir çözünmektedir. İçerdiği demir bileşiklerinden ötürü AMD turuncu-kırmızı karışımı bir renktedir. AMD, mangan, nikel, bakır, kurşun, çinko, cıva gibi ağır metalleri de içermektedir. Kömür madenlerinden çıkan bu sular civarda bulunan nehirlere ulaşabilmekte, içme suyu kaynaklarını kirletebilmekte ve yeraltı sularına karışabilmektedir. AMD, nehir vb. ortamlardaki su ürünlerine zarar vermekte olup, biyolojik çeşitliliği azaltmaktadır (Çeçen, 2014). AMD'nin yanı sıra suda askıda kalabilen katı maddeler (kömür tozu vb.), patlatma kaynaklı amonyak azotu (NH_3-N; amonyağın suda çözünen formu), radyoaktif maddeler ve yağ benzeri sıvılar da su kirliliğine neden olabilmektedir.

Petrol kuyularından kara ve sulara petrol sızıntısı olabilmektedir. Bunun yanında, petrol üretimi sırasında ortaya çıkan tuzlu sular da toprak ve su kirliliğine neden olabilmektedir. Bu tuzlu sular, toksik metaller, radyoaktif elementler, organik ve inorganik bileşenler içerebilmektedir (Kharaka ve Dorsey, 2005). Ayrıca, petrol rafinelerinde, rafineri işlemi sırasında su, temas edebileceği kaynakların sayısına bağlı olarak yüksek oranlarda kirlenmiş olabilir (Prioleau, 2003). Rafinerilerde oluşan atık su, arıtma ve geri dönüşüm sistemleri olmayan işletmelerde kanalizasyon hatlarına deşarj edilmektedir. Ayrıca rafinerilerde ve arıtma sitemlerinde kullanılan ekipmanlardaki kaçaklardan da çevredeki yüzey ve yeraltı sularına kirli su (amonyak azotu, hidrojen sülfürlü bileşikler, asitler, benzen, toluen gibi maddeler taşıyan su) karışabilmektedir (Eryavuz, 2003). Petrol ve petrol ürünlerinin taşınması sırasında yaşanan kazalar da toprak ve su kirliliğine neden olabilmektedir. Aşağıda denize dökülen petrolün bazı özelliklerinden bahsedilmektedir (Kingston, 2002).

i. Petrol, su yüzeyini birkaç mm kalınlığında bir tabakayla kaplar ve rüzgâr/dalga etkisiyle bu tabaka yayılım gösterir.
ii. Yayılan petroldeki bazı hidrokarbonlar da suda çözünürler ve petrol içerisindeki uçucu bileşenler (çoğunlukla toksik olan) hızlıca buharlaşırlar.
iii. Petrol, sucul canlılar üzerinde zehirli etkiye sahiptir. Suya petrol yayılımı; deniz canlılarının petrolle kaplanarak boğulmasına, zehirlenmelerine, suya oksijen ve ışığın geçmesinin azalması/engellenmesine neden olmaktadır.

Doğalgaz üretiminde yüksek miktarlarda su kullanılmaktadır ve bu durum özellikle su kaynakları yetersiz olan bölgelerde sorun teşkil etmektedir. Bunun yanında, doğalgaz tesislerinin kurulumu, gazın üretimi ve nakliyesi sırasında da mineral ve bazı zararlı kirleticiler oluşabilmektedir. Sondajlarda kullanılan tehlikeli kimyasalların içme sularını kirletmesi sağlık açısından risk oluşturmaktadır. Ayrıca, radyoaktif maddeler, metan ve diğer yeraltı gazları da uygun şekilde kapatılmamış kuyulardan içme suyu kaynaklarına sızabilmektedir (Colborn vd., 2011).

Suların termal kirlenmesi de çevresel açıdan tehlike oluşturan unsurlardan biri olarak ön plana çıkmaktadır. Çeşitli faaliyetlerde (termik santraller vb.), sistem bileşenlerinin soğutulması amacıyla yüksek miktarlarda su kullanılmaktadır. İlgili işlemlerden sonra yüksek sıcaklıklara ulaşan ve çeşitli kirleticiler içeren bu sular doğal çevreye gönderilebilmektedir. Bu durum, deşarj ortamlarında çözünmüş oksijen konsantrasyonunu azaltmakta (suyun sıcaklığı arttıkça oksijenin suda çözünürlüğü azalır) ve ekosistemi olumsuz yönde etkilemektedir (Ateşok, 2009).

Hava Kirliliği

Kömür yakan termik santrallerden kaynaklanan hava kirleticileri arasında en önemlileri SO_2, NO_x, partikül maddeler, CO, toplam organik karbon ve ağır metallerdir. Bu kirleticiler çevrede sis, asit yağmuru, toksik maddelerin hava, su ve toprağa karışması gibi etkilere yol açmakta ve insan sağlığını etkilemektedir. Kömürün nakliyesi sırasında çevreye saçılan toz ve partikül maddeler de çevre kirliliğine yol açmaktadır (Çeçen, 2014). Yanma ürünü olarak açığa çıkan CO_2 ise küresel ısınmanın başlıca nedenleri arasındadır. Ayrıca, kömür üretim faaliyetlerine bağlı olarak etkili bir sera gazı olan metan açığa çıkmaktadır. Kömür kaynaklı metan emisyonları insan kaynaklı (antropojenik) küresel metan emisyonlarının yaklaşık %8'ini oluşturmaktadır (Çeçen, 2014). Madenciliğin birçok aşamasında (üretim, nakliye vb.) önemli ölçüde toz da oluşmaktadır. Bu tozlar, maden işçilerinin yanı sıra madene yakın bölgelerde yaşayanların da ölümcül solunum hastalıklarına yakalanmalarına sebep olabilmektedir.

Termik santrallerde ve araçlarda petrol ürünlerinin yakılması sonucunda da atmosfere zararlı gazlar salınmaktadır. Ayrıca, bir kaza sonucu dökülen petrol ve petrol ürünleri de kolaylıkla tutuşarak yanabilmektedir. Yanma olayının gerçekleşmemesi durumunda dahi, petrolün bileşimindeki bazı zararlı bileşikler buharlaşmaktadır. Benzinle çalışan araçların egzoz gazlarında da CO, hidrokarbonlar ve NO_x gibi zararlı gazlar bulunmaktadır (Doğan, 2011).

Doğalgaz, fosil yakıtlar içerisinde çevreye en az zarar veren kaynaktır. Yanması sonucunda, diğer fosil yakıtlara nazaran daha az miktarlarda sera gazları, duman, partikül madde ve SO_2 gibi zehirli gazlar meydana gelmektedir. Doğalgazı diğer yakıtlardan ayıran önemli bir özelliği de yanma sonucu geriye hemen hemen hiç kül bırakmamasıdır. Bu, doğalgazın yanma veriminin oldukça yüksek olması anlamına gelmektedir. Doğalgazın üretimi, taşınması ve kullanımı sırasında atmosfere kaçağı (CH_4) söz konusu olabilmektedir. Ayrıca, kapalı ortamlarda salınan doğalgazın belli oranlarda patlayıcı ve boğucu olma özelliği bulunmaktadır (ACST, 2003).

Gürültü Kirliliği

Gürültü kirliği, özellikle açık ocak işletmeciliğinde karşılaşılan bir durumdur. Gürültü, ekipmanlardan olduğu kadar patlatma işlemlerinden de kaynaklanmaktadır. Patlatmalar sonucu oluşan gürültü çevrede bulunan yapılarda fiziksel zararlara yol açabilmektedir (Çeçen, 2014). Patlatmanın yanında kazı ve nakliye araçları da gürültü kirliliği oluşturabilmektedir.

FOSİL YAKITLARIN ÇEVRESEL ETKİLERİNE YÖNELİK TEDBİRLER

Fosil yakıtların termik santrallerde kullanılması sonucunda yanma ürünü olarak çeşitli kirletici gazlar açığa çıkmaktadır (Aydın, 2014; 2015d). Bu gazlardan biri olan CO_2'nin tutulmasında çeşitli

yöntemler (yakma öncesi tutma, yakma sonrası tutma ve oxy yakıt yakma) kullanılabilmektedir. Gaz akımının basıncı, bu akımdaki CO_2'nin konsantrasyonu ve yakıtın türü, yöntemin seçimini etkileyen önemli faktörler arasındadır. CO_2 tutma sistemi bulunan bir santral, yaklaşık %80-90 oranında CO_2 salınımının azaltılmasını sağlar. Tutulan CO_2 çeşitli alanlarda (jeolojik formasyonlara, okyanuslara, mineral karbonatları içerisinde) depolanmakta ya da endüstriyel işlemlerde kullanılmaktadır (IPCC, 2014). Termik santrallerden açığa çıkan SO_2 gazının % 95'i kükürt giderme ünitesi ile tutulabilmektedir. Ancak bu üniteler sadece kükürdü tutmaktadır. Bu ünite baca gazındaki SO_2'yi katı maddelere dönüştürür. Oluşan bu kükürtlü bileşiklerin bir kısmı kimya ve gübre sanayisinde kullanılabilmektedir. Bacadan yayılan uçucu küller ise elektrostatik filtreler kullanılarak % 95-99 oranında tutulabilmektedir. Bu iki yöntem sadece SO_2 ve partikül maddelerin yarattığı kirliliği önlemekte başarılı sonuçlar vermektedir (URL-1). Baca gazı azat giderme ünitesi olarak isimlendirilen sistemle, baca gazlarındaki azot oksitlerin %80-90'ı filtrelerle tutulabilmektedir. Baca yüksekliklerini arttırmak gaz emisyonlarının yaşam alanından uzaklaşmasında etkilidir (URL-2). Yenilenebilir enerji kullanımını arttırıp fosil yakıt kullanımını azaltmak da çevresel açıdan olumlu sonuçlar doğuracaktır. Güneş, rüzgâr gibi yenilenebilir enerjiler fosil yakıtlar gibi çevresel zararlara sebep olmazlar. Enerji politikalarıyla tasarruf sağlamak ve enerji talebini azaltmak da dolaylı olarak yardımcı bir yöntemdir. Çizelge 2 ve 3'te fosil yakıtların yol açtığı çevresel problemlere karşı alınabilecek tedbirler sunulmaktadır.

Çizelge 2. Kömür madenciliğinden kaynaklanan çevresel sorunlar ve alınabilecek tedbirler

Problem	**Tedbir**
Arazi yapısının bozulması	▪ Madencilik çalışmaları sonrasında gerekli ıslah ve izleme çalışmalarının gerçekleştirilmesi ▪ Çevre kullanımı ve onarımıyla ilgili yasal düzenlemelere uyulması (Oy, 2008)
Tasman oluşumu	▪ Tavan taşı duraylılığının sağlanması ▪ Göçertmeli yerine dolgulu üretim yöntemlerinin tercih edilmesi ▪ Emniyet topuklarının bırakılması ▪ Pano ve ayak boyutlarının azaltılması
Gürültü kirliliği	Kontrollü patlatma tekniklerinin uygulanması
Toz sorunu	▪ Kömürün taşındığı yolların stabilizasyonu ▪ Toz birikmiş yüzeylerin ıslatılması, toz bastırıcı sprey kullanımı, taşıma ve transfer noktalarının kapatılması ▪ Su barajlı ateşlemeler yapılması, sulu delik delme-kazı uygulamaları, aynaların ve arının sulanması ▪ Arazözlerle zemini sulanması ▪ Kırma-eleme sistemlerinin üstü kapalı dizayn edilmesi, stok sahalarının üzerinin örtülmesi veya sulanarak nemli kalmasının sağlanması (Kissell, 2003)
Metan emisyonu	Metan drenajının uygulanması ve elde edilen gazın çeşitli alanlarda kullanımı
Katı atıklar	▪ Kil vb. malzemelerle kaplayarak su ve atmosferle temasının önlenmesi ▪ Yeraltında dolgu malzemesi olarak kullanımı ▪ Farklı alanlarda değerlendirilmesi (Agrega, çimento, beton, yol ve bina malzemesi vb.), ▪ Uygun pasa sahası seçimi (minimum çevre tahribatı) ve duraylı pasa dizaynının geliştirilmesi, şev kaymalarını önlemek için uygun basamak ve pasa geometrisinin sağlanması
Su kirliliği	▪ Madenlerdeki suyun depolanması ▪ Madencilik sonrası yeraltı boşluklarının kapatılması ▪ Yeraltı suyunun bazikliğinin arttırılması

	▪ Asit üreten maddelerle (pirit gibi) asit azaltan maddelerin (kireçtaşı, kalsit) karıştırılması ▪ Sülfürlü cevherlerlerle suyun temasının kontrolü ▪ Bakteri popülasyonunun azaltılması ▪ Atık suyun filtrasyonu/temizliği ve geri dönüşümü-kullanımı (Sanchez, 2018)

Çizelge 3. Petrolün ve doğalgazın çevresel etkilerine yönelik tedbirler

Problem	Tedbir
Arama ve üretim faaliyetlerinden kaynaklanan problemler	▪ Uydular, uzaktan algılayıcı cihazlar ve sismik teknolojiler kullanılarak aramaların yapılması ve daha az arama sondajının açılması ▪ Yatay ve açılı sondajlar ile daha geniş bir bölgeden petrol üretmesinin sağlanmasıyla gerekli olan kuyu sayısının azaltılması (URL-3)
Suların kirlenmesi	▪ Petrol kirliliği olan bölgenin etrafına ve altından verilen basınçlı hava ile petrolün dağılımının engellenmesi ▪ Emici özelliği yüksek olan maddeler veya sorbent kimyasallarla petrolün absorbe edilmesi ▪ Dispersanlar kullanılırak petrolün su katmanı içinde küçük parçalar halinde dağılmasının sağlanması ▪ Dökülen petrolün etrafının yüzen boru materyaller ile çevrilmesiyle yayılmasının engellenmesi ▪ Gemiye monte edilmiş bir toplama sistemi ile yüzeydeki petrolün mekanik olarak toplanması ▪ Kimyasal madde ile petrolü muhafaza edebilen jelimsi bir dış tabaka ile petrolün etrafı çevrilmesi (Bilgin, 2003)
Sera gazları	▪ Petrol yerine LPG, hatta elektrikli sistemli araçların kullanımı ▪ Fosil yakıtların tüketiminin azaltılması ▪ Alternatif enerjilere yönelme

SONUÇLAR

Fosil yakıtların üretimi, nakliyesi ve tüketimi aşamalarında çevreye çeşitli zararlar verilebilmektedir. Gelecek nesillere yaşanılabilir dünya bırakılabilmesi için çevreye verilen zararın azaltılması gerekmektedir. Fosil yakıtların çevresel etkilerinin azaltılmasında bu çalışma kapsamında sunulan değerlendirmeler referans alınabilir.

KAYNAKLAR

Aydin, G. (2014). The modeling of coal related CO2 emissions and projections into future planning. *Energy Sources Part A: Recovery, Utilization and Environmental Effects*, 36 (2), 191-201.

Aydin, G. (2015a). Regression models for forecasting global oil production. *Petroleum Science and Technology*, 33 (21-22), 1822-1828.

Aydin, G. (2015b). Forecasting global natural gas production using various regression models. *Petroleum Science and Technology*, 33 (15-16), 1486-1492.

Aydin, G. (2015c). The modeling and projection of primary energy consumption by the sources. *Energy Sources Part B: Economics, Planning, and Policy*, 10 (1), 67-74.

Aydin, G. (2015d). The Development and validation of regression models to predict energy-related CO2 emissions in Turkey. *Energy Sources Part B: Economics, Planning, and Policy*, 10 (2), 176–182.

Aydin, G., Jang, D.H. ve Topal, E. (2016). Energy consumption modeling using artificial neural networks: The case of world's highest consumers. *Energy Sources Part B: Economics, Planning, and Policy*, 11 (3), 212-219.

ACST (Alarko Carrier Sanayi ve Ticaret A.Ş.). (2003). Doğalgaz ve Sıvılaştırılmış Petrol Gazları, Kasım 2003. Retrieved from https://www.alarko-carrier.com.tr/ebulten/YeniUrun/images_2/GazYakitlar.pdf

Ateşok, G. (2009). Kömür Kullanımı ve Temiz Kömür Teknolojileri. Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı, İstanbul.

Bilgin, C. (2003). Gemi Kökenli Petrol Kirliliğinin Biyolojik Yöntemlerle Giderilmesi. Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.

BP. (2018). Statistical Review of World Energy. 67th Edition, June 2018.

Colborn, T., Kwiatkowski, C., Schultz, K. ve Bachran, M. (2011). Natural gas operations from a public health perspective. *Human and Ecological Risk Assesment*, 17, 5, 1039-1056.

Çeçen, F. (2014). Kömür Madenciliğinin Çevresel Etkileri. Boğaziçi Üniversitesi Çevre Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.

Çoban, O. ve Kılınç, N.Ş. (2016). Enerji Kullanımının Çevresel Etkilerinin İncelenmesi. *Marmara Coğrafya Dergisi*, 33, 589-606.

Doğan, M. (2011). Enerji Kullanımının Coğrafi Çevre Üzerindeki Etkileri. *Marmara Coğrafya Dergisi*, 23, 36-52.

Elektrik Üretim Anonim Şirketi (EÜAŞ). (2016). Elektrik Üretim Sektör Raporu. Araştırma Planlama ve Koordinasyon Dairesi Başkanlığı İstatistik ve Araştırma Müdürlüğü, Mayıs 2016, 34 s.

Emir, E. (2014). Kaya Mekaniği Ders Notları. Eskişehir Osmangazi Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü.

Eryavuz, P. (2003). Petrol Rafinerisi Endüstrisi Atık Suyunda Biyolojik Olarak Karbon ve Azot Giderimi. Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Teknik Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü.

IPCC (Hükümetlerarası İklim Değişikliği Paneli). (2014). Karbondioksit Tutumu ve Depolanması – Uzmanlar İçin Özet, IPCC III. Çalışma Grubu Özel Raporu.

Kharaka, Y.K. ve Dorsey, N.S. (2005). Environmental Issues of Petroleum Exploration and Production: Introduction. *Environmental Geosciences*, 12, 2, 61-63.

Kingston, P.F. (2002). Long-term Environmental Impact of Oil Spills. *Spill Science & Technology Bulletin*, 7, 1-2, 53-61.

Kissell, F.N. (2003). Handbook for Dust Control in Mining (Vol. 147). U.S. Department of Health and Human Services, DHHS (NIOSH) Publication, Pittsburgh, PA.

Mahmutoğlu, M. (2013). Türkiye'nin Enerjide Dışa Bağımlılığı ve Buna İlişkin Çözüm Önerileri (Vol. 67). Türkiye Kalkınma Bankası Yayını.

NRC (National Research Council). (2010). Hidden Cost of Energy: Unpriced Consequences of Energy Production and Use. Retrieved from: https://www.nap.edu/read/12794/, 21.12.2018.

Oy, V.K. (2008). Mine Closure Handbook, Environmental Techniques for the Extractive Industries. Espoo.

Prioleau, T.K. (2003). Environmental Update #12. Hazardous Substance Research Centers/South & Southwest Outreach Program, June 2003.

Sanchez, J.A.A., Gomez, J.J.G., Munoz, J.F.V. ve Gomez, A.C. (2018). Mining Waste and Its Sustainable Menagement: Advances in Worldwide Research. *Minerals*, 8, 284, 1-27.

URL-1, http://www.ttb.org.tr/eweb/yatagan/2.html

URL-2, http://www.politics.ankara.edu.tr/dergi/pdf/45/1/ahmetdemir.pdf

URL-3, https://www.eia.gov/energyexplained/index.php?page=oil_environment

Ünalan, G. (2013). Kömür Jeolojisi. MTA Genel Müdürlüğü, Ankara.

KURU ATIK DEPOLAMA YÖNTEMİ
DRY TAILINGS STORAGE METHOD

Y.S. İnci [1,*], P. Kimball [2], G. Uzuncelebi [1], H. Ürkmez [1]

[1] TÜPRAG Efemçukuru Altın Madeni, İZMİR
*(*Sorumlu Yazar: yavuzi@efemcukuru.com.tr)*
[2]Norwest/Stantec Corporation

ÖZET

Doğa ile uyumlu madencilik yapılabilmesi için; zenginleştirme tesisi atığı yığınının, gerekli su yapıları ve yeniden doğaya kazanma ve kapanma işlemine uygun şevlerin oluşturularak depolanması sorumlu madenciliğin ana hedefidir. Kuru atık depolama sistemi, bu hedeflere hızlı ve etkin şekilde ulaşmak için gerekli şartları sunmaktadır. Ayrıca ''Kuru Atık Depolama Yöntemi'', sürdürülebilir madencilik adına önemli avantajlar sağlamaktadır. "Kuru Atık Depolama" 'da tasarım süreci saha ve çevre koşullarının (jeolojik, jeoteknik, hidrolojik, hidrojeolojik ve hidro-kimyasal) tam olarak anlaşılmasıyla başlar. Bu makalede maden atıklarının depolanacağı alana ait genel tasarım kriterleri ile "Kuru Atık Depolama" 'ya ait inşaat ve operasyonel gerekliliklerinden bahsedilmektedir.

Anahtar Sözcükler: Kuru Atık, Kuru Atık Depolama Yöntemi, Sürdürülebilir Madencilik

ABSTRACT

The main objective of the responsible mining is to rehabilitate the mine waste storage areas with suitable slopes and necessary water structures for the closure works. The ''Dry Tailings Storage System'' provides the necessary conditions for achieving the targets quickly and effectively. Furthermore, dry stack provides significant advantages for sustainable mining. The evaluation of design of the ''Dry Tailings Storage Facility'' starts with a good understanding of the site and environmental conditions (geological, geotechnical, hydrological, hydrogeological and hydro-chemical). In this article, design criterias of the mine waste storage areas and the construction and operational requirements of ''Dry Tailings Storage" are discussed.

Keywords: Dry Tailings, Dry Stack, Dry Tailings Management, Sustainable Mining

GİRİŞ

Maden atıklarını depolamak için inşa edilen tesisler, tesisin ömrü boyunca, tasarım ve inşaattan, madenin kapanmasına ve ötesine kadar iyi yönetilmesi gereken fiziksel ve jeokimyasal riskler barındırmaktadır. Bununla birlikte, bir atık depolama yöntemi seçilirken saha koşulları, atık özellikleri, uzun vadeli kapatma riskleri, çevresel ve sosyal etkiler gibi diğer faktörler de göz önünde bulundurulmalıdır. Küresel madencilik operasyonlarında, sürdürülebilir madencilik adına çevresel ve finansal risklerin azaltılması gerekliliği yeni ve alternatif depolama yöntemlerinin gözden geçirilmesine yol açmıştır. Kuru atık depolama, inşaat, işletme, kapama ve kapama sonrası uzun dönemde, depolama yöntemi ile çevresel ve finansal riskleri en aza indirmektedir. Maden endüstrisi, uygulamanın güçlü yönlerinden dolayı kuru atık depolama yöntemini tercih etmektedir.

MADEN ATIKLARI DEPOLAMA TESİSLERİNİN GENEL TASARIM HEDEFLERİ

- Atıkların oluşturulan bir mühendislik yapısı olan depolama tesisinde sürekli, güvenli ve duraylı olarak korunması.
- Atık tesisinden süzülen suların toplanması ve bu suyun tesiste tekrar kullanılması.
- Eldeki en iyi teknolojilerin ve en iyi uygulamaların hayata geçirilmesi.
- İşletme boyunca çevreye kirli su salınmaması.
- Tesisin ömrünü tamamladığında, yüzeyde oluşacak taşkın suları ile alana ulaşabilecek suların yığına sızmaması için ve depolama alanının yeniden doğaya kazanılması için alanın uygun şekilde kaplanarak kapatılması.

Depolama Tesisi Tasarımı İçin Öncelikle Yanıtlanması Gereken Sorular;

- Ne depolanacak? Kuru atık, şlam veya macun atık mı?
- Depolama hacmi ne olmalı?
- Depolama alanlarında kullanılacak jeosentetik malzemeler nelerdir? Sızdırmazlık hedef değeri nedir?
- Depolama tesisinden süzülen sular nasıl toplanacak ve arıtma tesisine nasıl iletilecek?
- Atıklar depolama tesisine nasıl nakledilecek? (Boru sistemi, bantlı konveyör veya nakliye kamyonları)
- Yığın yüksekliği ve şev açıları ne olacak?

ATIK DEPOLAMA TESİSİ İNŞAATI TASARIMININ ESASLARI

Tasarım ve İşletme Kriterleri

- Maksimum deprem şiddeti,
- Taşkın Debisi (Havuz ve kuşaklama kanallarının tasarımı için gerekli),
- Depolanacak atık miktarı,
- Depolama şev açısı,
- Yol meyilleri,
- Su deşarj kabulleri,
- Jeoteknik yapının izlenmesi (Piezometreler, prizmalar, su seviyesi gözlem kuyuları).

Duraylılık Tasarım Kriterleri

Tasarım kriterleri, oluşturulacak yığınlara ait stabilite hesapları için gereken bilgilerin/verilerin kapsamaktadır. İnşaat sırasındaki ve uzun dönemli statik ve sismik emniyet faktörlerinin aşağıdaki Çizelge 1'de olduğu gibi belirlenmesi gerekmektedir. (Piteau Associates Engineering Ltd., 1991; Bray J. D. ve Travasarou, 2007; Peter Kimball, 2016).

Çizelge 1. Emniyet Faktörleri

	Dönem	Emniyet Faktörleri	Deplasman
Statik	İnşaat Sırasında	Emniyet Faktörü ≥ 1.3	≤ 20 cm
	Uzun Dönemde	Emniyet Faktörü ≥ 1.5	
	Deprem Sonrası	Emniyet Faktörü ≥ 1.2	

Sızıntı Tasarım Kriterleri

Oluşturulacak yapıdan olası sızıntı sularının akış hızının tespit edilmesi ile yağış anında tesis alanında yüzey akışına geçecek su miktarının tespit edilmesidir.

Yüzey Suları Yönetimi Tasarımın Kriterleri

Taşkın debisine (ör. 100 yıl – 24 saatlik yağış) atık alanından kaynaklanacak su gelirini iletecek su kanallarının ve bu suların toplandığı havuz kapasitesinin tespiti. (Peter Kimball, 2016).

Temassız Su

Yağmur sularının atık depolama tesisine girişini engellemek amacı ile temiz sular kuşaklama kanalları ile alandan uzaklaştırılmalıdır. Kanallar, boyutları, yerleri vb konuların tasarımda yer alması gereklidir.

Temas Suyu

Atık depolama tesisinden kaynaklanan temas sularının kontrolsüz olarak doğaya bırakılmaması esastır. Atık yığınından kaynaklanan sular HDPE jeosentetik kanallar ile toplanıp yönlendirilebilir. Bu suların bir ön çökeltme/sediman yakalama havuzundan geçerek ana havuza ulaşması yerinde olacaktır. Ana havuzda biriken su ise arıtma tesisine gönderilerek arıtılmalı ve tesise geri kazanımı sağlanmalıdır. Havuzlar, ilgili kanallar, borular, vanalar, havuz kapasiteleri gibi konularda tasarımda çözüme kavuşmuş olmalıdır.

Tesisin Kurulacağı Bölgeye Ait İklim Verilerinin Tespiti

Yağışlı ve kurak aylar, yağış miktarları, buharlaşma miktarları bilinmelidir. Bilgiler meteoroloji istasyonu verileri baz alınarak elde edilebilir. Bu bilgiler kanallar ve havuzların boyutlandırılması, erozyon kontrolleri, atık yüzeyine gelecek yağışın yönlendirilmesi, madenin kapatma işleri ve yeniden doğaya kazandırma işlemleri için gereken hidrolojik tasarımlara temel oluşturacaktır.

Tesis Kurulum Yerin Zeminine Ait Jeoteknik Kriterlerin Tespiti

Tasarım öncesi, depolama tesisinin yerleştirileceği alana ait jeoteknik araştırmalar önceden yapılmalıdır. Arazide açılacak tespit (araştırma) çukurları ve sondajlardan elde edilecek veriler değerlendirilmelidir. Böylece arazinin yapısı, dayanımı, su geliri, arazi su seviyesi ve bitkisel toprak kalınlığı tespiti yapılır.

Tesisin Kurulacağı Bölgeye Ait Sismik Bilgilerin Tespiti

Söz konusu bölgeye ait sismik parametrelerin belirlenmesi gereklidir. Bu parametreler depremde oluşabilecek tolere edilebilir hareketin hesaplanmasında kullanılacaktır (PGA, Sa Değeri). (Bray J. D. ve Travasarou, 2007; Peter Kimball, 2016).

Bu değerler kullanılarak yapılacak olan duraylılık analizi ile atık alanı tabanında kullanılacak sızdırmazlık yapısı da belirlenecektir. Bunun tespiti tabana sızıntı olmaması için önemlidir. Ayrıca kapanış sonucunda yüzeylerde yapılacak çalışmaların sağlığı için de bu çalışmalar gereklidir.

KURU ATIK NEDİR?

Maden işleme tesisi atığının filtre tesisinde susuzlaştırılması ile elde edilen “Kek” ‘tir. Filtre tesisine gelen atık içerisindeki su miktarı %60-70’lerden %20 ve altına düşürülür. Gerçekte kuru atık deyimi bunu ifade eder. Bu malzeme kamyon veya bantlı konveyörlerle taşınabilir hale gelir.

Elde Edilecek Kuru Atığa Ait Bilinmesi Gereken Fiziksel Ve Jeokimyasal Bilgiler

Boyut dağılımı, kil içeriğinin tipi ve miktarı, özgül ağırlık, reoloji, plastik-likit sınır değerleri, konsalidasyon özelliği, hidrolik iletkenlik, elementler ve mineral bileşenler, asit üretme potansiyeli, nötürleştirme potansiyeli, metal liçi potansiyeli, proseste kullanılan kimyasallar ve su tutma kapasitesi.

Kuru Atık Depolama Alanı İnşası İçin Yapılan işler

Kuru Atık Depolama Alanı Temelinin Hazırlığı

İnşaat düz arazi koşullarında yapılabileceği gibi vadi içinde de yan yüzeylerde arazi eğimi tercihen 3:1’i geçmeyecek şekilde yapılabilir. Yüzeydeki organik toprağın toplanıp, kapanma sırasındaki yeniden doğaya kazandırma işleminde kullanılabilmesi için depolanması gerekir. Ardından arazide bulunan kayalar, ağaç kökleri v.b. malzemeler temizlenir ve yüzeyler pürüzsüz hale getirilir.

Depolama alanı tabanı işletme döneminde yığından süzülerek tabana ulaşan suların akışını sağlamak için minumum %3, tercihen %4’ten düşük olmayacak, bir eğimde oluşturulmalıdır. Tabanda oluşabilecek su gelirini toplamak üzere içine delikli drenaj borularının yerleştirildiği drenaj kanalları veya kaya drenaj sistemi oluşturulmalıdır.

Şekil 1. Örnek Depolama Alanı İnşaatı Zemin Düzenleme

Şekil 2. Örnek Depolama Alanı İnşaatı Zemin Sıkıştırma

Sızdırmazlık Kaplama Sisteminin İnşası

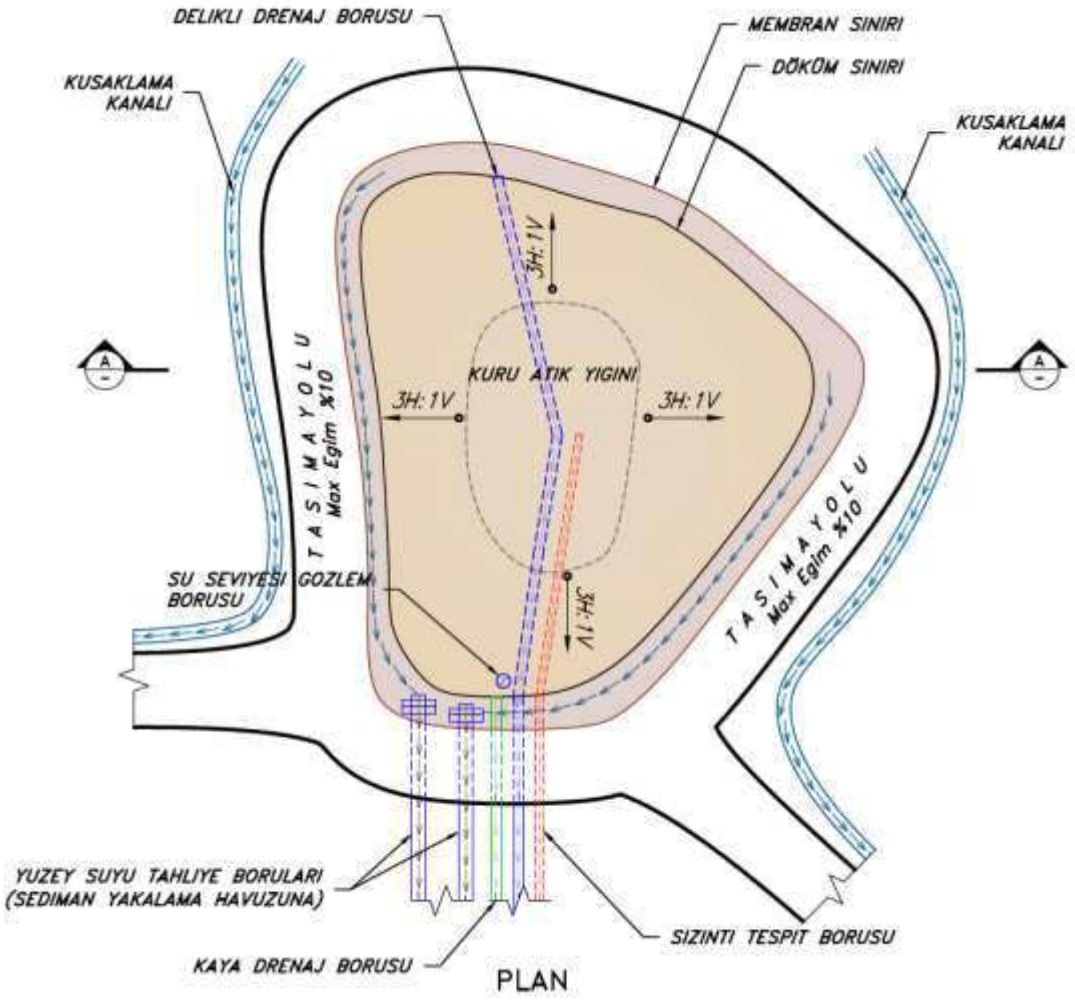
Depolama alanı tabanında oluşturulacak sızdırmazlık yapısına ait jeosentetik malzemelerin tasarımda öngörülen geçirimsizlik değerlerini sağlaması önemlidir. Belirlenen sızdırmazlık tabakalarının hazırlanan zemin üstüne, tekniğine uygun şekilde yerleştirilmesini kapsar.

Şekil 3. Örnek Depolama Alanı İnşaatı JKA ve JDT Serimi

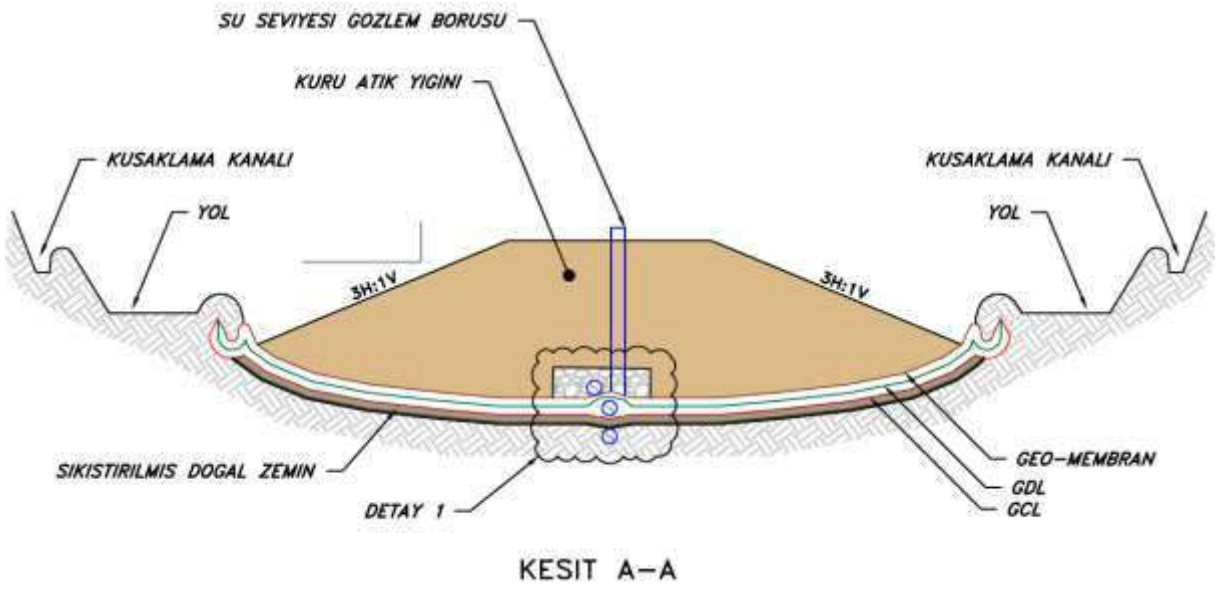
Kaya Drenajı inşası

Atık alanı tabanında sızdırmazlık malzemelerinin üzerine yerleştirilecek bir kaya drenaj sistemi yığında oluşabilecek hidrostatik basıncı yok edecektir. Bu yapı agregadan oluşturulur. Buradan drene olacak suyun yönlendirilebilmesi içinde bir boru sistemi ile depolama tesisi dışına çıkış verilmelidir.

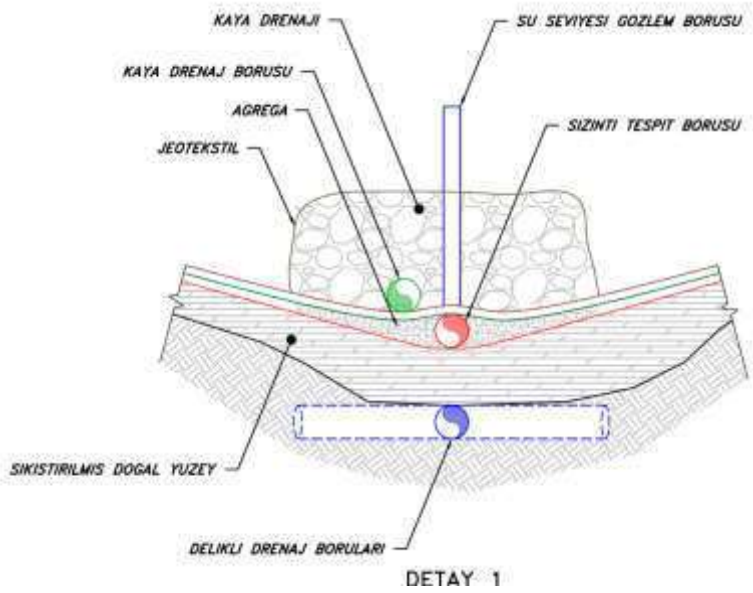
Kaya drenaj örneğin; 1 metre yükseklikte, 10 metre genişlikte ve -30/+15 mm agregadan oluşabilir. Agrega yerleştirilmeden önce membranın zarar görmemesi için yüzeyin uygun jeotekstil ile kaplanması gerekir.



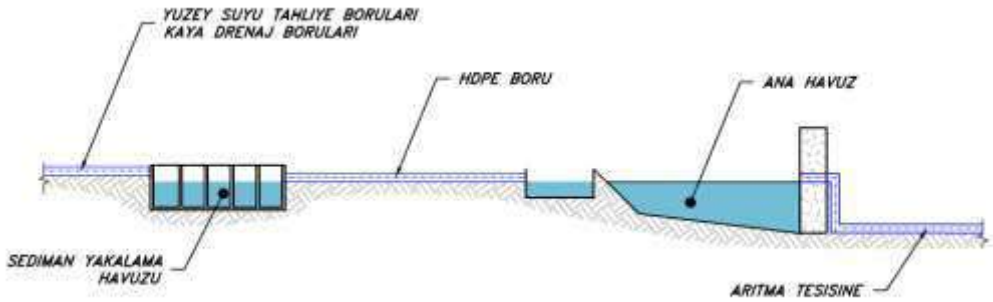
Şekil 4. Yüzey Suyu Toplama



Şekil 5. Kaya Drenaj Yapısı Ve Drenaj Borusu



Şekil 6. Kaya Drenaj Yapısı Ve Drenaj Borusu Detayı



Şekil 7. Yüzey suyu Sediman Tutma Yapıları

Yüzey Taşkın Suyunun Toplayacak\İletecek Yapıların Oluşturulması

Madendeki su yapılarının (Sediman yakalama ve ana havuzlar, kuşaklama kanalları ve yüzey suyu taşıma boruları) kapasiteleri taşkın debisine (ör. 100 yıl – 24 saatlik yağış) göre hesaplanmalıdır. Ana havuzdaki su endüstriyel ve evsel nitelikli atık su arıtma tesisine yönlendirilerek kapalı çevrim sistemi ile tekrar tesisi içerisinde kullanımı sağlanmalıdır. Bu doğal su kaynaklarının kullanımı mümkün olan en düşük seviyeye çektiği gibi tesis için gerekli su ihtiyacının karşılanamadığı yerlerde su gereksinimi en az seviyeye indirmektedir.

Sızıntı Tespit Sisteminin Oluşturulması

Verilen örnekte, çifte sızdırmazlık sistemi kullanılmıştır. Tabanda JKA (Jeosentetik Killi Astar) ve üstte HDPE Jeomembran (Yüksek Yoğunluklu Polietilen Membran). Bu iki tabaka arasında ise JDT (Jeosentetik Drenaj Tabakası) bulunmaktadır. Bunun amacı sızdırmazlık sisteminde oluşabilecek yırtılma sonucunda ortaya çıkabilecek olası kaçak sızıntılarının bir boruya aktarılarak tespit edilmesidir.

KURU ATIĞIN DEPOLAMA ALANINA YERLEŞTİRİLMESİ

- Kamyonlarla filtre tesisinden alana ulaştırılan kuru atık, dozer ile önceden tespit edilen kalınlıkta (örneğin 30 cm.) serilmelidir. Serimi silindir ile sıkıştırma takip eder.
- Nükleer proktor cihazı ile yapılan ölçümler, standart proktor (maksimum sıkışma) değerinin minimum %95 veya %97'sini karşılamalıdır. Böylece yığının durağan bir yapı kazanması sağlanır.
- Kuru atığın nem içeriğinin, standart proktor testi ile belirlenen ve kabul edilen optimum (jeoteknik) su içerik değerinin ±2% değer aralığında kalması sağlanmalıdır.
- Yığının şev açısı tasarım değerleri doğrultusunda oluşturulmalıdır. (3Y/1D' ı aşmaması önerilir)
- Depolama alttan üste doğru olmalıdır.
- Nem, belirlenen ve kabul edilen optimum (jeoteknik) su içerik değerinin ±2% değer aralığından az yüksek ise; yayılan malzeme kalınlığı 5 – 10 cm olabilir. Böylece malzemenin nem kaybetmesi sağlanmalıdır.
- Islak yüzeylerin üstüne serim yapılmamalıdır.
- Yüzeylerde su birikimine engel olunmalıdır.
- Yağışlı mevsim sonucunda tespit (araştırma) çukurları açılarak nem ve sıkışma sonuçları kontrol edilmelidir.

İZLEME PLANI OLUŞTURULMASI

Performans İzleme

Her aşama için Kalite Güvence (QA) ve Kalite Kontrol (QC) planları hazırlanmalı, talep edilmeli, sonuçlar kayıt altına alınmalıdır. Atığın Nemi, sıkıştırma, su seviyeleri, piezometre okumaları, deformasyon gözlem noktalarına ait okumalar, planlar, raporlar, fotoğraflar, ilgili tüm dokümanlar ve aylık topografik ölçümler kayıt altına alınmalıdır. (MAC, 2018)

Çevresel İzleme

- Endüstriyel ve evsel nitelikli atık su arıtma tesisi çıkış suyu kalitesinin izlenmesi
- Hava kalitesinin izlenmesi
- Gürültü ölçümleri
- Su kalitesi izlenmesi
  - Yüzey suları
  - Yeraltı suları
- Toprak kalitesinin izlenmesi

SÜRDÜRÜLEBİLİR ATIK YÖNETİMİNİN SAĞLANMASI

Bu hedefin gerçekleştirilmesi için;

- İşletmeler, İş Sağlığı ve Güvenliği ve Çevre Politika ve Taahhütlerinde atık yönetimine özellikle yer verilmeli,
- İlgili personelin sorumluluk ve görev tanımları belirlenerek bir yönetim şeması oluşturulmalı,
- Atık Alanı Tasarımını yapacak, inşaatını ve operasyonları denetleyecek, raporlayacak, tasarım değişimlerini yapabilecek uzman kadrolardan oluşan bir ekip ''Kayıt Mühendisliği'' olarak tanınmalıdır.
- Jeoteknik yapının bir izleme programı oluşturulmalıdır. Bu izleme programı için gereken teçhizat sağlanmalı ve sistem oluşturulmalıdır.
- Atık Depolama Alanı için yıllık gözden geçirme raporu hazırlanarak işletme yönetimine sunulmalıdır.

- Atık Depolama Alanına ait bir İşletme – Bakım – İzleme Kılavuzu hazırlanmalıdır.

(The Mining Association of Canada – MAC; 2017, 2018)

KURU ATIK DEPOLAMA ALANININ KAPATILMASI

İşletme ömrünün sonunda alanın rehabilite edilmesi gereklidir. Bu işlem yasal gereklilikler doğrultusunda gerçekleştirilir. Kuru Atık Depolama Alanı ile oluşturulan alanlarının en büyük faydası burada oluşmaktadır. Alanın duraylı bir yapı sağlaması nedeni ile rehabilitasyon işlemleri kolaylaşmaktadır.

Kuru Atık depolama yönteminin en önemli avantajlarından biri serimi biten alanların işletme süresince aşamalı olarak rehabilite edilebilmesidir. İşletme döneminde rehabilitasyon çalışmaları kapama çalışmalarında kullanılan yöntemlerin performansının değerlendirilmesine de olanak sağlar.

Şekil 8. Örnek Depolama Alanı Rehabilitasyonu

KURU ATIK DEPOLAMA UYGULAMASINDAN ELDE EDİLEN UYGULAMAYA YÖNELİK ÇIKARIMLAR

- Kuru atığın nem içeriğinin, belirlenen ve kabuledilen optimum (jeoteknik) su içerik değerinin ±2% değer aralığında kalması sağlanmalıdır. Filtre tesisi bu nemi her zaman sağlayamayabilir. Tesisten gelen malzemenin içeriği işlediği cevhere bağlı olarak değişir. Kil içeriği fazlalaşınca filtre bezlerinin verimi düşer. Filtre preslerinin çalışması sırasında oluşan su kaçaklarıda nemi arttırılabilir. Ayrıca yağmurlu havada yapılacak nakliye ve boşaltma sırasında nem artabilir. Havanın kuru, sıcaklığın yüksek olduğu yaz aylarında yüksek nemli malzeme depolama alanında kabaca serilerek nem kaybetmesi sağlanabilir. Kış aylarında ise bu malzeme ayrı bir yere depolanarak ve yaz koşullarında tekrar elden geçirilerek depolanmalıdır.
- Alana gelen malzemenin nemi yoğun yağmur nedeniyle artabileceği gibi kar ve çiğde nemi arttırabilir.
- Depolama alanında yüzeyler su birikimine müsaade etmeyecek şekilde yayılmalı ve zaman geçirmeksizin silindirle sıkıştırılmalıdır.
- Yağışlar kuru atığın içerisine 3-5cm den fazla işlemeyecektir. Ancak yağmur sonrası, eriyen kar sonrası, çiğ sonrası ve don tutan yüzeylerin erimesi sonrası yüzeyin kurumasını beklemek yada bu ince çamurlu tabakanın toplanması gereklidir.
- Dozerin serdiği malzemenin silindirle mühürlenmesi birçok fayda sağlayacaktır. Bunlar; ek sıkıştırma sağlanması, sıkıştırılan yüzeyden toz kalkmaması, yağmur koşullarından suyun daha derine işlememesidir.
- Atık nemi ve gerekli sıkıştırmaların elde edilebilmesi en önemli konulardır. Bu nedenle, filtre tesisinden bağımsız olarak, alandan numune alınarak nem içeriği takip edilmelidir. Sıkıştırma

sonucunda sıkıştırma değerleri kontrol edilmelidir. Kontrollerin (izlemelerin) hızlı, etkin ve sürekli olması için alanda bir laboratuvar oluşturulmalıdır.

- Sıkıştırma testleri için standart nükleer proktor cihazı kullanılabilir. Ancak yeni teknolojik gelişmeler ile silindir üzerine eklenen cihazlar sıkıştırma, operatör tarafından kabin içerisindeki bir ekrandan anlık gözlenebilmektedir.
- Kuru atık depolama alanında sistematik çalışmanın sağlanabilmesi için bir yönetim planı hazırlanmalıdır. Ayrıca bir işletme-bakım-izleme kılavuzu hazırlanmalıdır. ''Sürdürülebilir atık yönetimi'' gerekleri doğrultusunda iç dış bağımsız denetim sistemleri kullanılmalıdır. (MAC, 2018)
- Depolama alanında anlık değil, gelecek mevsime göre hazırlıklara önceden başlanmalıdır. Hava durumu devamlı takip edilerek yoğun yağışın olacağı günler hatta saatler takip olunmalı, su kanalları, havuzları, boru ağızları, alandaki hazırlıklar buna göre olmalıdır. (Peter Kimball, 2016).
- Ağır yağış sonrası yüzeyden akan sular yoğun malzeme taşıyacaktır. Bu malzemenin ana havuzda çökerek sorun yaratmaması için bir ön sediman yakalama havuzu inşa edilmesi gereklidir. Bu havuzda çökelen sediman yağış sonrasında bir ekskavatör ile kamyonlara yüklenerek temizlenmelidir.
- Gerek alandan gelen suyu taşıyan, gerekse alan dışından gelen suları ileten borular yeterli sağlamlıkta sayı ve boyutta olmalı ve akışı için en uygun meyilde döşenmelidir. Yerleştirilen borular topograflar tarafından tespit edilmeli ve kayıt altına alınmalıdır.
- Yağmur, kar, çiğ, don sonrası çalışma alanında hiçbir makinanın çalışmasına müsaade edilmemelidir. Bu durumlar alana giriş çıkış ve nemli malzemenin geçici depolanabilmesi için kayaçla kaplanmış bir yol ve manevra alanı inşaatı yapılmalıdır.
- Alanda oluşabilecek kazaların önlenmesi için yönergeler oluşturulmalı, acil durum planlaması yapılmalı ve risk analizleri yapılmalıdır.
- Risk bazlı yönetim sistemi oluşturulmalıdır. Bunun için performans hedefleri, riskleri kritik kontroller, gözlem yöntemleri, gözlemlere ait sayısal hedefler, eşik değerler, potansiyeli yüksek riskler, bu riskler gerçekleştiğinde takip edilecek önlemleri içeren çalışmalar yapılmalıdır. (MAC, 2017).
- Atık depolama alanı için hangi depolama yönetimi uygundur sorusunun yanıtı iyice irdelenmelidir. Yöntemin su sorunu yaşayan bölgelerde yüksek avantajı olduğu açıktır. Ayrıca döküm alanlarının kısıtlı olduğu, çevresel faktörlerin yoğun olduğu yerlerde avantaj oluşturacağı unutulmamalıdır.
- Bu yöntemin yoğun yağış alan bölgelerde uygulanmasında zorluklar olacağı açıktır. Bu nedenle sistem seçimi iyi düşünülmelidir.
- Kuru atık depolama alanında toz üretiminin en az seviyeye indirilmesi gerekmektedir. Şu yöntemler önerilebilir;

    - Yayılan atık dozerle hemen yayılmalı ardından silindirle sıkıştırılmalıdır. Dozer yayma işleminde yeterli sıkıştırmayı sağlayacaktır ancak silindirin çalışması yüzeydeki pürüzleri yok edecek ve bir kabuk oluşturacaktır. Bu sayede yağışlı havada yığına su sızması azaldığı gibi sıcak ve özellikle rüzgârlı havalarda alandan toz kalkması engellenmiş olacaktır.
    - Dozerle yayılıp silindirle sıkıştırılan alanlara tankerler ile özellikle kuru ve sıcak hava koşullarında, su püskürtülmesi yüzeyde oluşan kabuğun dayanımını ve dolayısı ile toz üretme potansiyelini azaltacaktır.
    - Çalışma alanında gereksiz araç trafiğine müsaade edilmemelidir. Yüzeyde çalışan araçlar yüzeyde oluşan kabuğu kırarak tozlanma için elverişli bir durum yaratacaktır. Yüzeyde mutlaka araç çalışacaksa belirlenen bir hat takip edilmelidir.
    - Sıcak ve rüzgârlı havalarda bir stok alanında gerek yolların, gerekse üstten püskürtme yaparak alanın sulaması toz üretimini azaltacaktır.
    - Depolama alanında nihai duruma ulaşan kısımların aşamalı olarak rehabilite edilmesi tozlanmayı azaltacaktır.

- Depolama alanı dışında kalan kısımların tankerler ile, yol kenarına döşenen fıskiyeler ile sulanması, çevre yollarının asfalt ile kaplanması, stabilize yollarda ligno-sülfat kullanımı toz kontrolünü kolaylaştıracaktır.

SONUÇ

Kuru atık depolama yönetimi en duyarlı ve güvenli çalışma biçimidir. Kapama ve rehabilitasyon işlerini en kolay ve düşük masrafla yapılabileceği bir yöntemdir. Kuru atık depolama uygulamalarında oluşturulacak duyarlı şevler nedeni ile daha az alanda daha fazla malzeme yığılabilecektir. Bu yöntemin işletme giderleri su yoğun sistemlere göre daha yüksek olabilir. Ancak diğer getirilerin artıları da düşünüldüğünde bu uygulama işletmeye büyük fayda sağlayacaktır.

Filtre kapasitesi, kalitesi, malzemenin nakli, depolanması ve benzeri ilgili dünya uygulamalarında hızlı gelişme ve yenilikler olmaktadır. Bu sistemle 1.000-1.500 ton/gün üretimde uygulanırken kapasite birden 20.000 ton/gün, daha sonra da 100.000 ton/gün üretim değerlerine ulaşmıştır. İşletmecinin dünya madenciliğindeki bu gelişmeleri takip etmesi de yararına olacaktır.

KAYNAKLAR

Bray, J. D. ve Travasarou, (2007). Simplified procedure for estimating earthquake-induced deviatoric slope displacements.

Peter Kimball, (July, 2016). Central Valley Tailings Storage Facility Expansion Design (Phase 5 and 6) –Rev 1.

Piteau Associates Engineering Ltd., (May 1991). Mined Rock and Overburden Piles Investigation and Design Manual Interım Guıdelınes. Prepared for the: *British Columbia Mine Waste Rock Pile Research Committee*.

The Mining Association of Canada – MAC, (2017). Guide to the Management of Tailings Facilities

The Mining Association of Canada – MAC, (2018). Towards Sustainable Mining Tailings Management Protocol.

The Mining Association of Canada – MAC, (2018). Developing an Operation, Maintenance and Surveillance Manual for Tailings and Water Management Facilities.

MADENCİLİK SEKTÖRÜNDE ÇALIŞAN KADINLARIN PSİKOSOSYAL TEHLİKELERİNİN BELİRLENMESİ: MANYEZİT ÖRNEĞİ

DETERMINATION OF PSYCHOSOCIAL HAZARDS OF WOMEN WORKING IN MINING INDUSTRY :EXAMPLE OF MAGNESITE

S. Önder [1,] *, E. Kundak [1], M. Önder [1]

[1]*Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Mühendislik-Mimarlık Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, (*Sorumlu yazar: sonder@ogu.edu.tr)*

ÖZET

Manyezit minerali, özellikle yüksek ısıya dayanıklı ürünlerin üretiminde kullanılan önemli bir endüstriyel hammaddedir. 2017 yılı rezerv verilerine göre ülkemiz, yaklaşık 485 milyon ton manyezit rezervine sahiptir. Sadece 15 ilimizde manyezit rezervi bulunmakta ve manyezit yataklarının %53'ü Eskişehir'de bulunmaktadır. 4857 sayılı İş Kanunu'na göre, maden ocaklarında kadın çalıştırılması yasaktır. Zorlu fiziki çalışma koşullarından dolayı madencilik sektörü kadın çalışan istihdamının çok fazla olmadığı bir sektördür. Ancak ocaktan sonraki üretim aşamalarında, kadınlar üretim sürecinde yer alabilmektedir. Bu çalışmada, öncelikle, madencilik sektöründe kadın istihdamı sağlayan RHI Magnesita'da çalışan kadınların çalışma koşulları ve işletmenin sunduğu sosyal olanaklar hakkında bilgiler verilmiştir. Ayrıca ülkemizde 2012 yılında yürürlüğe giren 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanununun risk değerlendirmesi yönetmeliğinde, "çalışma ortamında bulunan fiziksel, kimyasal, biyolojik, psikososyal, ergonomik ve benzeri tehlike kaynaklarından oluşan veya bunların etkileşimi sonucu ortaya çıkabilecek tehlikeler belirlenir ve kayda alınır" ifadesi bulunmaktadır. Psikososyal tehlikeler, belirlenmesi en zor tehlike kaynaklarının başında gelmektedir. Bunu belirleyebilmek için çalışanlarla kişisel görüşmeler yapılması ve bu tehlikeyi ölçmeye yarayan uygun anketlerin oluşturulması gereklidir. Çalışmada, RHI Magnesita'da çalışan kadınların psikososyal tehlike düzeyleri, oluşturulan bir anketle belirlenmeye çalışılmıştır. Bu anket çalışanların bir kısmına uygulanmış ve elde edilen ilk sonuçlar çalışma kapsamında verilmiştir. Ayrıca, işletme tarafından kadın çalışanlara sunulan moral ve motivasyon etkinlikleri, çalışma düzenlemeleri, iş sağlığı ve güvenliği koşulları ve psikososyal tehlikelerle mücadelede sağlanan destekler incelenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Manyezit, kadın istihdamı, madencilik, psikososyal tehlikeler

ABSTRACT

Magnesite mineral is an important industrial raw material used especially in the production of high temperature resistant products. According to the 2017 reserve data, our country has approximately 485 million tons of magnesite reserves. There are magnesite reserves in only 15 provinces and 53% of magnesite beds are in Eskisehir. According to the law number 4857, women are not allowed to work in mines. Due to difficult physical working conditions, the mining sector is a sector in which the employment of women employees is not much. However, in the later stages of production after the mine, women can take part in the production process. In this study, the working conditions of the women working in RHI Magnesita which provides the female employment in the mining sector and the social opportunities offered by the employer were given. In addition, in the regulation of risk assessment of the Occupational Health and Safety Law No. 6331, which came into force in 2012, there are statement "the dangers that may occur as a result of the interaction of the physical, chemical, biological, psychosocial, ergonomic and similar sources of danger in the working environment are identified and recorded". Identifying psychosocial hazards is one of the most difficult sources of danger.

In order to determine this, it is necessary to conduct personal interviews with employees and to establish appropriate questionnaires for measuring this hazard. In this study, the psychosocial hazard levels of women working in RHI Magnesita and sub-employers were determined by a questionnaire. This questionnaire was applied to some of the employees and the first results were given within the scope of the study. In addition, morale and motivation activities, work arrangements, occupational health and safety conditions and support for psychosocial hazards struggle were presented to women workers by the enterprise were investigated.

Keywords: Magnesite, women's employment, mining, psychosocial hazards

GİRİŞ

Manyezit; formülü $MgCO_3$ olup, teorik olarak bileşiminde %52,3 CO_2, %47,7 MgO ve çok az miktarda Fe_2O_3 bulunan, sertliği 3,4-4,5 arasında, özgül ağırlığı 2,9-3,1 g/cm^3 olan mineraldir. Rengi beyaz, sarı veya gri ve kahverengi arasında değişir. Magnezyum, gerek metal olarak ve gerekse bileşik halinde bugünkü teknolojinin önemli bir hammaddesidir. En geniş magnezyum tüketimi, magnezyum bileşikleri şeklinde gerçekleşmektedir (MgO, $MgCl_2$, $Mg(OH)_2$, $MgSO_4$ vb.). Bütün bunların başında toplam dünya tüketiminin %80'ini kapsayan ve magnezya adı verilen MgO (Sinter Manyezit) bulunmaktadır. Zira MgO yüksek ergime noktası nedeni ile refrakter malzeme endüstrisinin en önemli girdisi durumundadır. Magnezyanın ve diğer magnezya bileşiklerinin en önemli kaynağı manyezittir. Manyezit bir magnezyum karbonat minerali olup, tabiatta sık rastlanan bileşiklerden birisidir. Manyezite tabiatta, kullanım alanlarının gereklerine uygun özelliklerde rastlamak oldukça zordur. Çünkü herhangi bir yabancı elementin manyezit içerisinde %0,1 mertebesinden az veya çok bulunması, manyezitin bugünkü teknoloji ile ekonomik olarak değerlendirilip değerlendirilemeyeceğini belirleyebilmektedir. Manyezitte düşük porozite, yüksek refrakterlik, yüksek mukavemet, hacim istikrarı, kimyasal dayanıklılık aranır. Özgül ağırlık 3,0 g/cm^3'den büyük olmalıdır. Üretilen manyezit cevherinin %90'dan fazlası 700-1000^o C arasındaki sıcaklıklarda yakılmak suretiyle kostik kalsine manyezit ve 1800-2200^o C arasındaki sıcaklıklarda yakılmak suretiyle sinter manyezite dönüştürülerek bazik refrakter tuğla yapımında kullanılmaktadır. %10 oranındaki ham manyezit ise, magnezyum tuzları ve bazı ilaç yapımı ile çimento, kimya,araba lastiği, kağıt ve şeker sanayinde kullanılır (http://www.mta.gov.tr).

Ülkemizde manyezit oluşumlarının hemen hepsi yüksek kaliteli olarak kabul edilen jel tipi yataklanmalardır ve jel manyezitin gang mineralleri serpantin ve opaldir. Manyezit oluşumları serpantinleşmiş ultrabazik kayaçlar içindeki fay zonlarında ve çatlaklarda bazen birkaç santimetre veya desimetre uzunlukta ağsı yapıda, bazen de birkaç metre uzunlukla blok yapıda görülmektedir (Türkiye Manyezit Envanteri, 2011).

Türkiye'de ilk manyezit üretimi 1929 yılında başlamış, 1928-1933 yılları arasında Eskişehir ve civarında 40'a yakın manyezit sahası için ruhsat başvurusu yapılmıştır (Yıldız ve Erdoğan, 1995). Türkiye'de manyezit rezervi bulunan iller, bu illerdeki rezerv miktarı ile yüzde dağılımları Çizelge 1'de verilmiştir. Çizelge 1 incelendiğinde, Türkiye manyezit rezervinin %53'ünün bu bildiri çalışmasına da konu olan Eskişehir'de bulunduğu görülmektedir. Çalışma koşulları incelenen kadın çalışanlar Eskişehir merkeze 35 km mesafedeki RHI Magnesita bünyesinde çalışmaktadır. Şirket Avusturya'da refrakter sanayinde çalışan Veitscher Magnesitwerke tarafından kurulmuş olup, zaman içinde büyüyüp dünyanın en büyük refrakter grubu olan RHI Magnesita şirketler bünyesine dahil olarak çalışmalarını sürdürmektedir. RHI Magnesita'nın Eskişehir civarındaki Dutluca İşletmesi'nde, Dutluca ve Koçbal Maden Ocakları ile Zenginleştirme Tesislerinin yanı sıra, üç adet dikey fırın, iki adet döner fırın ve iki adet harç tesisi bulunmaktadır (Şekil 1). Şirket, hem kendi maden ocaklarından çıkarttığı hem de alt işverenler tarafından işletilen diğer maden ocaklarından satın aldığı ham manyeziti dikey ve döner fırınlarda 1800^{o}C'de pişirerek sinter manyezit ve püskürtme harcı üretmektedir. Üretilen sinter manyezit ve püskürtme harcı iç ve dış piyasaya satılmaktadır.

Çizelge 1. Manyezit rezervi bulunan iller, rezerv miktarları ve yüzde dağılımları (MİGEM, 2017)

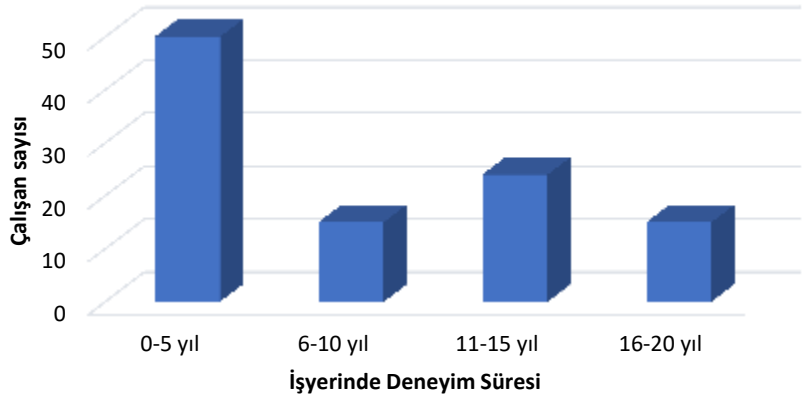
İl	Rezerv miktarı (ton)	(%)
Balıkesir	174 482	0,04
Bilecik	885 900	0,18
Burdur	237 500	0,05
Bursa	3 066 597	0,63
Çankırı	189 123 465	38,99
Erzincan	2 488 500	0,51
Erzurum	393 750	0,08
Eskişehir	257 508 962	53,09
Isparta	234 000	0,05
Mersin	141 330	0,03
Kayseri	10 350	0,00
Konya	3 276 459	0,68
Kütahya	17 856 493	3,68
Malatya	472 500	0,10
Sivas	9 180 000	1,89

Şekil 1. RHI Magnesita genel görünüm

Manyezit teknolojisi, maden yatağından cevherin üretimi ile başlar. Ülkemizdeki manyezit yataklarının neredeyse tamamı açık işletme metotları ile işletilmektedir. Maden yatağında delme patlatma işlemi gerçekleştirilerek üretilen tüvenan cevher, kepçeler vasıtasıyla kamyonlara yüklenerek zenginleştirme tesislerine nakledilerek zenginleştirme işlemine tabii tutulur. Zenginleştirme işleminde, değerli mineralden değersiz mineralin ayrıştırılması gerçekleşmektedir. Genel olarak manyezit için triyaj, ağır ortamla zenginleştirme, manyetik ayırma, elektrostatik ayırma, flotasyon ile zenginleştirme ve optik zenginleştirme yöntemleri söz konusudur. Bu çalışmada, bir triyaj tesisinde çalışan kadınların çalışma koşulları ele alınmıştır. Manyezit ve gang mineralleri arasındaki renk farkından yararlanılarak el işçiliği yardımıyla yapılan zenginleştirme işlemine triyaj (tavuklama veya elle ayırma) denilmektedir (Türkiye Manyezit Envanteri, 2011).

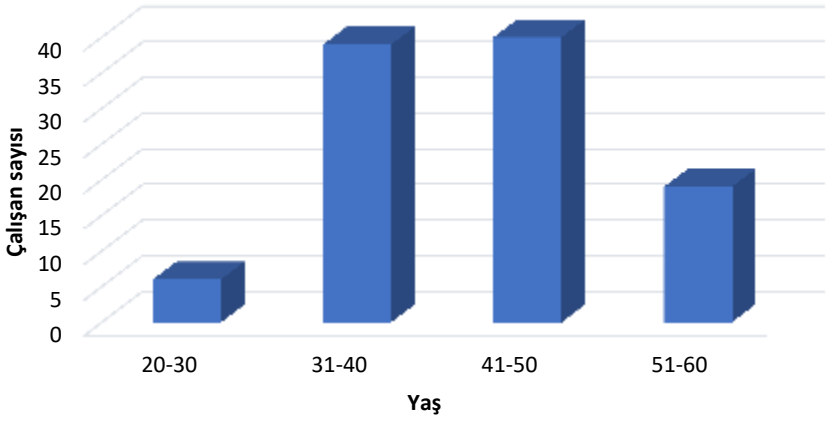
ÇALIŞAN KADINLARIN BİLGİLERİ

Şirkette ve alt işverenlerinde, triyaj işlemi sadece kadın çalışanlar tarafından yapılmaktadır. Kadınların bu iş için seçilmesinde, kadınların dikkati, seçiciliği, titizliği, sabırlı ve disiplinli çalışması en büyük etkenlerdir. Bu çalışma bir projenin ön değerlendirmesi olup, psikososyal tehlikeleri belirlemek amacıyla hazırlanan anket çalışmasına katılan RHI Magnesita bünyesindeki kadın çalışanların çalışmakta oldukları işletmede deneyim süreleri, yaşları ve eğitim durumları incelenmiştir. Kadın çalışanların işyerindeki deneyim sürelerine göre dağılımları Şekil 2'de verilmiştir.



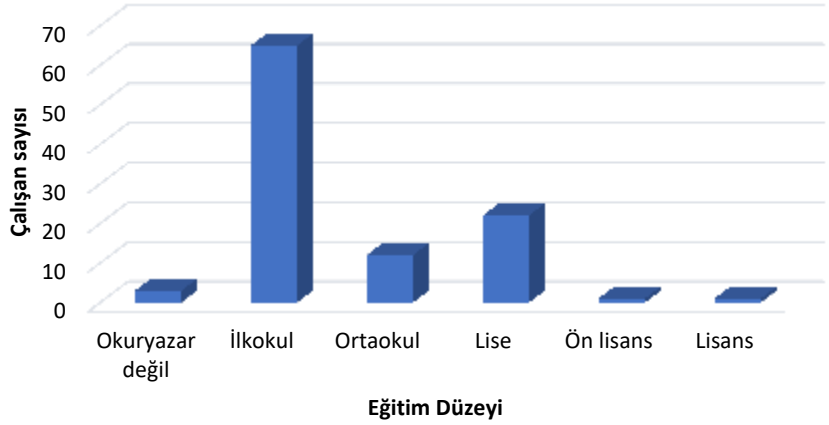
Şekil 2. Çalışanların işyerinde deneyim süreleri

Şekil 2 incelendiğinde, ankete katılan kadın çalışanların %48,08'inin 5 yıl ve daha az deneyime sahip olduğu, bunu %23,08 ile 11-15 yıllık ve %14,42 ile 6-10 yıllık ve 16-20 yıllık deneyime sahip olduğu görülmektedir. Bu durum, kadın çalışanlarla yapılan sözlü görüşmelerden edinilen bilgilere göre, evlerinin geçimine yardımcı olmak için çalışmaya geç başlamalarından kaynaklanmaktadır. Çalıştıkları işyerindeki çalışma koşullarından memnun oldukları ve aynı şirkette çalışmaya devam ettikleri şeklinde yorumlanabilir. Aynı çalışanların yaş aralığına göre dağılımları Şekil 3'de verilmiştir.



Şekil 3. Çalışanların yaş aralıklarına göre dağılımı

Şekil 3 incelendiğinde, çalışanların %38,46'sının 41-50 yaş aralığında, %37,50'sinin ise 31-40 yaş aralığında ve %18,27'sinin ise 51-60 yaş aralığında olduğu görülmektedir. Bu durum, orta yaş civarında olan ve ailesel iş yükünü azaltmış kadınların çalıştığı işyerleri olarak değerlendirilebilir.
Kadın çalışanların eğitim düzeyleri ise, Şekil 4'te verilmiştir.



Şekil 4. Çalışanların eğitim düzeyleri dağılımı

Şekil 4 incelendiğinde, çalışanların %62,50'inin ilkokul mezunu, %21,15'inin lise mezunu, %11,54'ünün ise ortaokul mezunu oldukları görülmektedir.

KADIN ÇALIŞANLARIN ÇALIŞMA ORTAMLARININ VE KOŞULLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

Ocaklarda açık işletme yöntemi ile çıkartılan cevherli kayaçlar kazı ve yükleme makineleri ile işleme alanlarına nakledilmektedir. Az cevherli tüvenan malzeme ön zenginleştirme amacı ile alt iş verene ait yardımcı tesislere nakledilmektedir. Burada kırıcıdan geçemeyecek ve ızgaralı bunkere beslenemeyecek boyuttaki iri malzemelerin boyutları hidrolik kırıcı ile küçültülmekte daha sonra ızgaralı bunkere beslenmektedir. Izgara üstü malzeme çeneli kırıcıda kırılarak tekrar ızgaralı bunkere beslenmektedir. Burada eleme, manyetik ayırma ve kadın çalışanlar tarafından triyaj işlemleri uygulandıktan sonra iri boyuttaki (-125mm +30mm arası) malzeme zenginleştirme amacı ile kadın işçilerin çalıştığı yıkama-ayıklama tesisine gönderilmektedir.Biraz daha yoğun cevherli tüvenan malzeme de yine boyutlandırma ve sınıflandırma amacı ile ızgaralı bunkere beslenmektedir. Boyutlara göre sınıflandırılan malzeme manyetik seperatörlere beslenerek manyetik farkındalıklarına göre ayrım yapılmaktadır. Bu ayrım sonucunda iki farklı boyutta iri ve ince olarak ön zenginleşmiş cevher elde edilmektedir. İri ön zenginleşmiş cevher yıkama-ayıklama tesisine beslenmekte ve tesiste yıkanmak suretiyle kirliliklerinden arındırılan malzeme 40 mm- 70 mm boyutlu eleklerden geçerek 104 kadın çalışanın bulunduğu 360 m^{2}'lik alana sahip triyaj bölümüne geçmektedir. Triyaj bölümünde kadın işçiler cevherin içindeki kirlilikleri elle ayıklayarak cevherin zenginleşmesini ve ürüne dönüşmesini sağlamaktadır. Triyajhanede üç ince cevher bandı ve bir iri cevher bandı olmak üzere toplamda dört banttan malzeme akışı sağlanmaktadır. İri banttan -120+70mm, ince banttan ise -70+40mm boyutlu malzeme akışı vardır. İri cevher bant genişliği 1000mm ve ince cevher bant genişliği ise 800mm'dir. Her bandın başında ortalama 20-25'er kadın çalışmaktadır. Yıkama-ayıklama tesisine günlük 1700-2200ton arasında besleme yapılmaktadır. Kadın çalışan başına günlük ayıklanan malzeme miktarı ise ortalama 5 tondur.

İş başlangıcında çalışanlara temel iş sağlığı ve güvenliği eğitimleri, işletmenin iş sağlığı güvenliği birimi tarafından verilmektedir. Ayıklama işlemiyle ilgili bilgi ise iş başlangıcında triyajhaneden sorumlu maden mühendisi tarafından verilmektedir. Bunun yanısıra işe yeni başlayan kadın çalışanlar yapacağı ayıklama işlemini iyice öğrenip anlayabilmesi için 2 hafta ile 1 ay arası tecrübeli çalışanlarla karşı karşıya olacak şekilde bandın pasa kısmında çalıştırılmakta, bu sürenin sonunda bandın cevher kısmına kademeli olarak geçirilmektedir.

Triyajhanenin ortam ve kişisel gürültü ölçümleri ile toz ölçümleri yılda bir kez işletme bünyesindeki iş sağlığı güvenliği birimi tarafından gerçekleştirilmekte ve sonuçların sınır değerler altında

kaldığı ifade edilmektedir. Triyajhanenin termal konforu sağlamak amacıyla, duvarda bulunan panel ısıtıcılar ve tavanda bulunan ufo tipi ısıtıcılar kullanılmaktadır. Triyajhanede 6 adet havalandırma bacası bulunmakta ve havalandırma doğal havalandırma ile sağlanmaktadır. Ayrıca malzeme atılan bacalar da, bunkerler dolup bunkerlerden kamyonlar malzeme çektikçe havalandırmaya yardımcı olmaktadır. Aydınlatma florasan ve led lambalar ile sağlanmaktadır. İki ince mazleme bandı led lambalar ile aydınlatılırken, bir ince malzeme ve bir iri malzeme bandı florasan lambalar ile aydınlatılmaktadır. Led lambalar bant başına ortalama 15 adet, florasan lambalar ise bant başına ortalama 12-13 adet yerleştirilmiştir.

Şekil 5 ve 6'da kadın çalışanların bulunduğu triyaj tesisinden görüntüler verilmiştir.

Şekil 5. Triyaj tesisinden bir görüntü

Şekil 5'de triyajhanedeki tüm kadın çalışanların aynı iş kıyafetini giydikleri ve eldiven, gözlük, kulak koruyucu gibi kişisel koruyucu donanımları kullandıkları görülmektedir. Döner aksamların fazla olması nedeniyle, kadın çalışanların saçlarının da kapalı olduğu dikkat çekmektedir. Bu koşullar, şirketin iş sağlığı ve güvenliğine verdiği önemi gösterdiği kadar, kadın çalışanların çalışma kurallarına büyük bir titizlikle riayet ettiklerinin de bir göstergesidir. Ayrıca Şekil 5'de kadınların çalıştığı bantta el sıkışmasına karşı bant kenarlarında bulunan sıyırıcıların varlığı da gözlemlenmektedir.

Kadın çalışanlar gün boyu rutin bir iş yapmakta ve onlara tariflenen renk skalasına uygun şekilde cevheri ayıklamaktadırlar. Bu rutin işlem esnasında ayıkladıkları renk skalasını karıştırma ihtimallerine karşılık işletme, hem malzemeyi attıkları bacalara bu renk skalasına uygun renklerde kodlamalar yapmış hem de, ayıkladıkları skalayı renkli plastik plakalar ile kadınların baş üstlerine asmıştır. İşletme tarafından tanımlanmış olan yeşil renk pasayı, turuncu renk B2 ve sarı renk B1 kalitede cevheri tariflemektedir. Yapılan işin rutinliğine bağlı dalgınlıklarda hangi renk skalasını ayırdığını karıştıran çalışan, başının üzerinde bulunan plastik plakaya veya çalıştığı bacadaki renk kodlamasına bakarak pasayı mı yoksa B1 veya B2 kalite cevheri mi ayırması gerektiğini hatırlayabilmektedir. Bu sayede işletme, yapılan işin rutinliğine bağlı çalışanın dalgınlığından kaynaklı hatalar sebebiyle üretim verimindeki düşüşlerin de önüne geçmeyi hedeflemektedir. Şekil 6 incelendiğinde, bütün gün ayakta çalışmanın oluşturabileceği kas-iskelet sistemi hastalıklarından çalışanları koruyabilmek için şirket tarafından sağlanan tekerlekli, bel destekli, yüksekliği ayarlanabilen ve ayak koyma aparatı bulunan ergonomik koltuklar görülmektedir. Bazı çalışanların da oturarak çalıştıkları görülmektedir.

Şekil 6. Triyaj tesisi çalışma koşulları

PSİKOSOSYAL TEHLİKELER

Psikososyal tehlikeler, bir işin yönetimi, organizasyonu ve tasarımı bakışıyla, ve ayrıca sosyal ve çevresel bağlamlarıyla, psikolojik, sosyal veya fiziksel zarara neden olma potansiyeli olarak tanımlanabilir (Cox et all, 2000). Psikososyal tehlikeler günümüzde göz önünde çok fazla bulundurulmayan tehlikelerdir. Ancak psikososyal tehlikeler sağlığı doğrudan ya da stres aracılığıyla dolaylı olarak etkilemektedir. İşin gerekleri işçinin bilgi, beceri ve gereksinimleriyle çatıştığında ve özellikle işçinin işi üzerindeki denetimi ve işi ile ilgili sosyal desteği yetersiz olduğunda iş ve yarattığı psikososyal tehlikeler stres yapıcı özellik kazanarak sağlığı etkilemeye başlamakta ve psikososyal riskleri oluşturmaktadır. Psikososyal tehlikeler farklı kaynaklarda farklı başlıklar altında toplanmakla birlikte, Leka ve ark. 2003 yılında yaptıkları çalışmada Çizelge 2'de verilen başlıklarda incelemişlerdir. Şirket, çalışanların iş verimlerini artırmak ve psikososyal tehlikelerle mücadeleye destek olmak amacıyla sosyal etkinlikler düzenlemektedir. Triyajhanede çalışanların tamamı kadın olduğundan, işletmede hazırlanan sosyal etkinliklerde kadın çalışanlar için uygun etkinlikler olabilecek şekilde planlanmaktadır. Bu etkinlikler, Anneler Günü etkinliği ve Hıdırrellez etkinliği (Şekil 7), 8 Mart Dünya Kadınlar Günü etkinliğidir (Şekil 8). Bu etkinliklerin mümkün olduğunca her yıl düzenlenmesi sağlanmaya çalışılmaktadır.

Şekil 7. Hıdırellez kutlamalarından bir görüntü

Çizelge 2. Psikososyal tehlikeler (Leka et all, 2003)

İş içeriği	İş monotonluğu veya kısa iş döngüsü, parçalanmış veya anlamsız iş, becerilerini kullanamama, belirsizlik, insanlara sürekli maruz kalma
İş yükü ve çalışma hızı	Aşırı veya az iş yükü, makine hızına ayak uydurmada güçlük, yüksek düzeyde zaman baskısı, sürekli zaman sınırına tabi olmak
Çalışma takvimi	Vardiyalı çalışma, gece vardiyaları, esnek olmayan çalışma çizelgeleri, öngörülemeyen saatler, uzun çalışma saatleri
Kontrol	Karar almada düşük katılım, aşırı iş yükü üzerinde kontrol eksikliği
Çevre ve ekipman	Mevcut ekipmanın veya bakımının uygun olmaması, Zayıf çevresel koşullar, örneğin yetersiz alan, zayıf aydınlatma, aşırı gürültü
Örgüt kültürü ve işlevi	Zayıf iletişim, problem çözme ve kişisel gelişim için düşük düzeyde destek, örgütsel hedeflerin tanımlanması veya üzerinde anlaşmaya varılmaması
İş yerinde kişiler arası ilişkiler	Sosyal veya fiziksel tecrit, üstlerle zayıf ilişkiler, kişilerarası çatışma, sosyal destek eksikliği, zorbalık, taciz
Organizasyonda rol	Rolün belirsizliği, rol çatışması ve sorumluluk
Kariyer gelişimi	Kariyer durgunluğu ve belirsizlik, yetersiz veya aşırı promosyon, düşük ücret, iş güvensizliği, çalışmak için düşük sosyal değer
Ev-iş arayüzü	İş ve ev taleplerinin çatışması, çalışanın aileden düşük destek alması, çift kariyer sorunları

Şekil 8. Dünya Kadınlar Günü etkinliğinden bir görüntü

Çizelge 2'de görülen her bir konu başlığı için anket soruları 5'li Likert ölçeğine (1 KESİNLİKLE KATILIYORUM, 2 KATILIYORUM, 3 KARARSIZIM, 4 KATILMIYORUM, 5 KESİNLİKLE KATILMIYORUM) uygun olarak hazırlanmıştır. Bu konularda sorulan sorulara katılımcıların verdiği cevaplara göre Çizelge 3 oluşturulmuştur. Çalışma, 104 katılımcının verdiği cevaplara göre hazırlanmıştır.

Çizelge 3. Anket ortalamaları

ANA BAŞLIK	ALT BAŞLIK	ORTALAMALAR
İş içeriği	iş monotonluğu veya kısa iş döngüsü	1,00
	parçalanmış veya anlamsız iş	1,58
	becerilerini kullanamama	1,15
	belirsizlik	1,04
	insanlara sürekli maruz kalma	5,00
iş yükü ve çalışma hız	aşırı veya az iş yükü	1,20
	makine hızına ayak uydurmada güçlük	4,29
	yüksek düzeyde zaman baskısı	4,38
	sürekli zaman sınırına tabi olmak	1,20
Çalışma takvimi	vardiyalı çalışma	5,00
	gece vardiyaları	4,96
	esnek olmayan çalışma çizelgeleri	1,02
	öngörülmeyen saatler	4,98
	uzun çalışma saatleri	4,55
Kontrol	karar almada düşük katılım	2,04
	aşırı iş yükü üzerinde kontrol eksikliği	1,00
Çevre ve ekipman	mevcut ekipmanın veya bakımının uygun olmaması	1,01
	yetersiz alan	1,23
	zayıf aydınlatma	1,03
	aşırı gürültü	2,67
Örgüt kültürü ve işlevi	zayıf iletişim	1,73
	problem çözme ve kişisel gelişim için düşük düzeyde destek	1,01
	örgütsel hedeflerin anlaşmaya varılamaması	1,07
İşyerinde kişiler arası iletişim	sosyal veya fiziksel tecrit	4,88
	üstlerle zayıf ilişkiler	1,07
	kişiler arası çatışma	4,17
	sosyal destek eksikliği	1,02
	zorbalık ve taciz	5,00
Organizasyonda rol	rolün berlirsizliği	4,44
	rol çatışması ve sorumluluk	1,02
Kariyer gelişimi	kariyer durgunluğu ve belirsizlik	4,97
	yetersiz veya aşırı promosyon	5,00
	düşük ücret	3,52
	iş güvensizliği	3,54
	çalışmak için düşük sosyal değer	1,32
Ev-iş arayüzü	iş ve ev taleplerinin çatışması	2,25
	çalışanın aileden düşük destek alması	1,05
	çift kariyer sorunları	4,58

İş içeriği konusunun alt başlıklarını kapsayan sorulara katılımcıların verdikleri cevaplardan, çalışanların işlerinin monoton olmadığı, işlerinin parçalanmış olmadığı ve becerilerini kullanabildikleri, iş tanımlarında belirsizlik olmadığı söylenebilir.

İş yükü ve çalışma hızı konusunda, iş yükünün aşırı olmadığı, makine hızına ayak uydurmada sorun yaşamadıkları, zaman sınırı ve baskısı olmadan çalışıldığı söylenebilir.

Çalışma takviminde, RHI Magnesita bünyesinde vardiyalı sistem uygulanmamaktadır. Bu nedenle anketin çalışma takvimi üst başlığı altındaki vardiyalı çalışma ile ilgili sorular çalışanlara yöneltilmemiştir. Bunun yanı sıra, çalışma çizelgelerinde önceden bildirim olmaksızın herhangi bir değişiklik yapılmadığı, herhangi bir arıza durumunda mesailerinin uzatılmadığı söylenebilir.

Kontrol konusunda, karar almada kendilerinin de görüşlerinin alındığı, aşırı iş yüküne maruz kalınmadığı ve kontrollerin yapıldığı söylenebilir.

Çevre ve ekipman konusunda, kullandıkları ekipmanlar ve bakımlarının uygun olduğu, çalışma alanının ve aydınlatmanın uygun olduğu söylenebilir.

Örgüt kültürü ve işlevi konusunda, iş arkadaşları ve amirleri ile iletişim konusunda herhangi bir problem yaşamadıkları, yaşanan problemlerin çözümünde amirlerinin destek olduğu, örgütsel hedeflerin belirli olduğu ve ulaşmak için ortak çaba sarf edildiği söylenebilir.

İş yerinde kişiler arası ilişkiler konusunda, sosyal-fiziksel tecritle ya da zorbalık-taciz ile kesinlikle karşılaşmadıkları, amirleri ile ilişkilerinin iyi olduğu, iş arkadaşları ile çatışma yaşamadıkları söylenebilir.

Organizasyonda rol konusunda, rol çatışması ya da rol belirsizliği yaşamadıkları söylenebilir.

Kariyer gelişimi konusunda, işyerinde ilerleme imkanlarının olmadığı, işyerinde promosyon sisteminin uygulanmadığı söylenebilir. Aldıkları ücretin düşük olduğu yönündeki soruya, kararsızım ve katılmıyorum arasında gelen cevaplar bazı çalışanların aldıkları ücreti yeterli bulduğu sonucunu ortaya çıkarmaktadır. İşlerinin bir başkasına verilme ya da işten atılma korkusu yaşamamakta ancak işsiz kalmaktan kaygı duymaktadırlar. Çalışma hayatları devam ettiği sürece de çalışmakta oldukları işyerinde kalmak istemektedirler.

Ev-iş arayüzü konusunda, evdeki işlerine de vakit ayırabildiklerini, ailelerinin çalışmalarından son derece memnun olduklarını ve evde anne olmalarının işlerini olumsuz etkilemediği söylenebilir.

Çalışanların “iş kazalarının sebebi çalışma koşullarıdır” ifadesine verdikleri cevapların ortalaması alındığında 3,96 bulunmuştur. Bu ortalama, çalışanların, kazaların oluşumunda ortamın değil, kendilerinin rol oynadığını düşündüklerini ortaya çıkarmaktadır. Yukarıdaki tespitlerle birlikte değerlendirildiğinde, işletmede çalışanların psikososyal tehlikelere maruziyet açısından oldukça düşük seviyelerde olduğu, iş sağlığı ve güvenliği açısından iyi oluşturulmuş bir iş ortamı olduğunda, kazaların esas nedenin çalışanlardan kaynaklanacağı sonucu desteklenmektedir.

SONUÇ VE ÖNERİLER

Madencilik sektöründe en fazla kadın istihdamı sağlayan RHI Magnesita’da çalışan kadınların çalışma koşulları ve işletmenin sunduğu sosyal olanaklar incelendiğinde, çalışma düzenlemeleri, iş sağlığı ve güvenliği koşulları ve psikososyal tehlikelerle mücadelede sağlanan desteklerin 6331 sayılı İş Sağlığı ve Güvenliği Kanununa ve ilgili yönetmeliklerine uygun olduğu tespit edilmiştir. Ayrıca, kadın çalışanlara sunulan moral ve motivasyon etkinlikleri değerlendirildiğinde, çalışanların işyerine aidiyet duygularını ve iş verimlerini artırmada ve iş kazalarını azaltma yönünde olumlu katkılar sağladığı görülmektedir.

Çalışmada verilen iyi uygulama örneklerinin farklı işletmeler tarafından benimsenmesi, hem kadın istihdamını hem de çalışma hayatında mutlu ve üretken kadınların sayısını artıracaktır.

TEŞEKKÜR

Bu çalışma, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi Bilimsel Araştırma Projeleri Komisyonu tarafından 2018/15011 proje numarası ile desteklenmektedir. Bu bildirinin hazırlanmasında her türlü desteği veren RHI Magnesita Genel Müdürü Sayın Ekrem BULUR'a çok teşekkür ederiz.

5. KAYNAKLAR

Cox, T., Griffiths, A., and Rial-Gonzalez, E. (2000). Research on work related stress. Luxembourg: Office for Official Publications of the European Communities

http://www.mta.gov.tr

Leka, S. Griffiths, A. and Cox, T., 2003, Work Organisation & Stress: systematic problem approaches for employers, managers and trade union representatives, Institute of Work, Health& Organisations, WHO 2003.

MİGEM, 2017, Maden İşleri Genel Müdürlüğü ile yapılan yazışma.

Türkiye Manyezit Envanteri, 2011, MTA Envanter Serisi – 203, 61s.

Yıldız, R., Erdoğan, N., 1995, Manyezit ve Bazik Refrakter Malzeme Teknolojisi, Kütahya.

MADENCİLİKTE SOSYAL ONAY, TÜRKİYE'DEKİ UYGULAMALARI VE ÖRNEK DERS İÇERİĞİ

SOCIAL LICENSE (SLO) IN MINING INDUSTRY, IMPLEMENTATIONS IN TURKEY AND TENTATIVE COURSE OUTLINE

A. Tufan-Demirel[1], G. Ertunç [2,*]

[1] *Çiftay İnşaat Taahhüt ve Ticaret A.Ş.*
[2] *Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: gertunc@hacettepe.edu.tr)*

ÖZET

Özellikle madencilik sektörü üzerindeki sosyal yaptırım ve baskıların artmasıyla birlikte dikkate alınıp değerlendirilmesi gereken sosyal onay kavramı, şirket faaliyetlerinin işletmeye komşu yöre halkı, yerel otoriteler ve paydaşlar tarafından kabul veya onay düzeyini ifade etmektedir. Günümüzde büyük çaplı maden projeleri kapsamında devletlerin onaylamış olduğu yasal izinlere ek olarak sosyal onay alınmasının zorunlu olduğu fikri kabul görmeye başlamıştır. Bu durum, şirketlerin faaliyet gösterdikleri bölgelerde doğrudan ya da dolaylı etkileşimde bulundukları paydaşların yeterli desteğini almadan sadece yasal prosedürleri yerine getirmenin yeterli olmadığını göstermektedir. Bu çalışmada, sosyal onay tanımı ve tarihçesi aktarılarak, madencilikte sosyal onayın önemini ortaya koyan madencilik projelerine değinilmiştir. Bu projeler içerisinde Dünyadaki örnekler için mevcut akademik çalışmalar ve ilgili kaynaklardan faydalanılmış; Türkiye'deki örnekler için proje sahibi firmaların ilgili birimleri ile mülakatlar gerçekleştirilmiştir. Bu mülakatlar ile firmaların projelerine ait sosyal etki değerlendirme süreçleri ve ortaya konan durumlar değerlendirilmiş; öneri olarak, 12 haftalık bir müfredat örneği hazırlanarak sosyal onay konusunun üniversitelerin maden mühendisliği lisans eğitimi müfredatına bir ders olarak eklenmesi fikri sunulmuştur. Haftalık bazda konuların seçimi yurtdışındaki maden mühendisliği eğitimi veren üniversiteler de dikkate alınıp ulusal bazda sektör bileşenlerinin de katılımı ile planlanmıştır. Bu sayede sosyal onay konusunda, madencilik sektörü için bilinçli mühendislerin yetiştirilmesi esas alınmış olacaktır.

Anahtar Sözcükler: Sosyal onay, madencilik, eğitim, ders

ABSTRACT

The social license refers to the level of acceptance or approval of the company activities' by the local people, local authorities and stakeholders. Especially in the last decades, the idea of obtaining social license to operate in addition to the legal permits approved by the governing body has been accepted. This situation shows that it is not enough for companies to perform only legal procedures without having sufficient support from the stakeholders they interact directly or indirectly in the regions where they operate. In this study, the definition and history of social license to operate is explained and mining projects which emphasize the importance of social license in mining are mentioned. For worldwide examples academic studies are referred and for the domestic examples interviews with relevant units of the projects are carried out with the various companies. With these interviews, the social impact assessment processes and the situations are evaluated and as a suggestion, idea of adding social license as a course to the undergraduate mining engineering curriculum of universities is presented and a 12-week social license tentative course outline is prepared in detail. In this tentative course, participation of the mining sector components relevant to this concept is also planned.

Keywords: Social license, mining, education, course

GİRİŞ

Son yıllarda madencilik sektöründe sosyal onay ile ilgili olarak yaşanan sıkıntıların ve durdurulan faaliyetlerin sayısında ciddi bir artış yaşanmıştır. Günümüzde şirketlerin ve yerel paydaşların bir madenin nasıl işletileceği konusunda anlaşmaya varamaması nedeniyle tehdit altında olan çok sayıda maden işletmesi ve madencilik projesi örnekleri mevcuttur.

Dünyadaki iletişim imkânlarının her geçen gün artması sebebiyle, madenciler için yerel paydaşlar ile olan ilişkiler her zamankinden daha önemli hale gelmiştir. Madencilik şirketleri yanlış iş sağlığı ve güvenliği uygulamaları, yüksek çevresel riskler, sektördeki ani yükseliş-düşüşler ve madenlerin kapatılması sonrası ortaya çıkan sosyo-ekonomik etkilerin bir sonucu olarak her geçen gün daha fazla eleştirilmektedir (Nelsen, 2007). Bu noktada yerel paydaşların projeleri desteklemesinin önemi açıktır.

Bu çalışmanın amacı madencilikte sosyal onayın sürdürülebilir madencilik için temel gerekliliklerden biri olduğu konusunda farkındalık yaratmak, bu kapsamda dünyada ve Türkiye'de yürütülen madencilik faaliyetlerinin sosyal onay süreçlerini değerlendirmek, elde edilen bulgular doğrultusunda Türkiye'de madencilik sektörünün sürdürülebilir madencilik yönünde geliştirilebilmesi amacıyla birtakım öneriler ortaya koymaktır.

Bu çalışmanın hazırlanması sırasında madencilikte sosyal onay konulu akademik çalışmalar incelenmiş, sosyal onay kavramı için yapılan tanımlamalar derlenmiş, dünyada madencilik sektöründe sosyal onay ile ilgili olarak aktarılabilecek madencilik projelerinden olumlu ve olumsuz örnekler seçilmiştir. Türkiye'den aktarılacak örnekler, madencilik sektöründe halkla ilişkiler konusundaki çalışmaları ile bilinen projeler arasından seçilmiştir.

Çalışma kapsamında Türkiye'de madencilik sektöründe yaşanan sosyal sorunlar ve maden şirketlerinin konuya yaklaşımının değerlendirilmesi amacıyla maden şirketleri ile mülakatlar gerçekleştirilmiş, proje ve sosyal onay süreçleri ile ilgili bilgi alınmıştır. Bu kapsamda şirketlerin projelerine ait çevresel ve sosyal riskler, halkla ilişkiler ve paydaş katılım prosedürleri, yerel halk ile ilişkileri, projenin bölgesel kalkınmaya katkıları ve kurumsal sosyal sorumluluk projeleri ve bağlı olduğu uluslararası standartlar gibi konularda bir değerlendirme yapılmıştır.

MADENCİLİKTE SOSYAL ONAY

Madencilik şirketleri için, mevzuat gerekliliklerini yerine getirmek amacıyla alınan yasal izinlerin artık yeterli olmadığı giderek daha belirgin hale gelmiştir. Yasal izinler bir projenin yalnızca ulusal mevzuat gerekliliklerini yerine getirip getirmediği ile ilgili konuları takip etmektedir. Yasal mevzuat, yerel topluluklar ve diğer paydaşlar ile ilgili konulara ve bir projenin sorunsuz ve kârlı bir faaliyet göstermek için dikkate alması gereken sosyal risklere değinmemektedir.

Madencilik projelerinin olumlu veya olumsuz şekilde sonuçlanan önemli sosyal etkileri bulunmaktadır. Yerel halkın mevcut arazisini kaybetmesi, arazi mülkiyetlerinin birden çok kişiye ait olması sebebiyle ortaya çıkan miras sorunları, yeniden iskân ve yeni yerleşimden kaynaklanan riskler, sağlık, güvenlik, çevre konularındaki endişeler, yerel istihdam ve satın alma ile ilgili beklentiler, göç kaynaklı sorunlar, giderek artan toplum hassasiyeti bu etkiler arasında sayılabilir.

Günümüzde madencilik şirketlerinin, maliyetli çatışmalardan kaçınmak amacıyla proje için yerel halkın onayını alması ve bu onayın sürekliliğini sağlaması gerektiği görüşü geniş kabul görmeye başlamıştır. Sosyal onayın alınamaması ile ilgili riskler göz önünde bulundurulduğunda, sosyal onayı oluşturan etmenlerin ve bunların elde edilmesi ve sürdürülmesi için gerekli süreçlerin iyi analiz edilmesi gerekmektedir.

Madencilik şirketleri yalnızca uluslararası medyanın değil, aynı zamanda giderek büyüyen izleme ve standart belirleme organlarının da ilgi odağı durumundadır. Sosyal medya, bu faaliyetlerin etkilerini yeni seviyelere yükseltmiş ve yaşanan olumsuzlukların anında tüm dünyada duyulmasına imkân sağlamıştır. Sonuç olarak kurumsal itibarlar, yeni bulgulara erişim hakları ve piyasa değerlemesi, daha önce hiç olmadığı kadar risk altındadır. Bu sebeple sosyal onayın sürekliliğinin sağlanması, giderek daha çok yönlü ve çok paydaşlı bir risk durumuna gelmiştir.

Her yıl farklı sektörler için küresel risk raporu yayımlamakta olan küresel araştırma ve danışmanlık şirketi Ernst&Young'un madencilik ve metal endüstrisindeki riskler sıralamasında sosyal onay konusu madencilik sektörü açısından önemini korumaya devam etmektedir. Şekil 3'te görüldüğü üzere 2016-2017 yılı risk sıralamasında sosyal onay, madencilik sektöründeki riskli konular arasında dördüncü sırada bulunmaktadır (Ernst&Young, 2016). 2015-2016 yılındaki risk sıralamasında beşinci sırada yer alan sosyal onay 2016-2017 değerlendirmesinde dördüncü sıraya yükselmiştir.

Şekil 3. 2016-2017 yıllarında madencilik ve metal sektörünün karşı karşıya olduğu riskler (Ernst&Young, 2016)

Şekil 4. 2017-2018 yıllarında madencilik ve metal sektörünün karşı karşıya olduğu riskler (Ernst&Young, 2017)

Şekil 4'te ise Ernst&Young'un 2017-2018 yılları risk sıralamasında sosyal onay konusunun bir önceki yıl dördüncü sırada yer almakta iken yedinci sıraya gerilediği görülmektedir (Ernst&Young, 2017). Bu gerilemenin sebebi olarak, sıralamada ilk kez yer alan risklerin sektörde yaşanan teknolojik gelişmeler sebebiyle sosyal onay karşısında daha öncelikli hale gelmiş olmaları gösterilebilir.

Ernst&Young'un 2016-2017 yılları risk sıralamasında listenin gerilerinde yer alan siber güvenlik riski 2017-2018 yıllarına ait sıralamada üçüncü sıraya ilerlemiştir. Günümüzde sürekli gelişmekte olan teknoloji ve sektörün kendini bu duruma en hızlı şekilde entegre etme girişimleri, şirketlerin ciddi siber güvenlik sorunları ile karşı karşıya kalmasına neden olmaktadır.

Sıralamada sosyal onayın geçmiş yıllara kıyasla daha az riskli bir konu olarak değerlendirildiği görülmektedir. Sosyal onay ile doğrudan ilişkili olan kurumsal sosyal sorumluluk anlayışının benimsenmesi ve sürdürülebilir kalkınma ilkeleri doğrultusunda yürütülen madencilik faaliyetlerinin sayısındaki artış, sosyal onay konusundaki farkındalığın da arttığının göstergesi olabilir.

Kamuya açık bazı bilgiler projelerde gecikme veya duruşlardan kaynaklanan maliyetlerin büyüklüğünü kanıtlar niteliktedir. Latin Amerika'da bulunan bir madende 2010 yılındaki proje inşaatı sırasında yaşanan 9 aylık bir gecikme, 750 milyon ABD Doları tutarında ilave proje maliyetine sebep olmuştur. Peru'daki Tambogrande projesinin sahibi firma 2003 yılında önerilen projeden vazgeçilmesi üzerine, o tarihte 253 milyon ABD Doları değerinde olan rezervinde 59,3 milyon ABD Doları değer kaybına uğramıştır (Davis ve Franks, 2014).

Madencilik projelerinin planlanan bütçesi dışında gündeme gelen ek maliyetler, projelerin maden arama, geliştirme, inşaat, işletme ve hatta kapanış aşamalarında oluşabilmektedir. Proje etki alanında bulunan paydaşların çevresel ve sosyal konulardaki endişeleri etkin bir paydaş katılımı ile yönetilmediği sürece şirketler beklenmeyen maliyetler ile karşılaşmaya devam edecektir.

Bölgede madencilik yapılmasını istemeyen topluluklar, maden projelerine farklı endişeler ile karşı çıkabilmektedir. Bu noktada kurumsal sosyal sorumluluk projeleri, şirketlerin kendilerini ifade edebilmeleri ve gerçekliği olmayan katı eleştirilere karşı kendilerini savunabilmeleri için her geçen gün daha önemli hale gelmektedir.

Dünyadan Örnekler

Alaska'da bulunan Red Dog Madeni'nde uzun yıllar süren sıkıntılı bir sosyal onay sürecinden sonra 1980li yıllarda yerli halk (Inupiat) ile uzlaşılmış, gerçek bir paydaş katılımı ile şirket ve yerel halkın menfaatleri arasında denge sağlanmıştır (BSR, 2003). Şirket ve bölge halkı arasındaki mevcut ilişkilerin her iki tarafça da mükemmel kabul edildiği madendeki faaliyetler günümüzde hala devam etmektedir.

1980'li yıllarda Papua Yeni Gine'de bulunan Misima Madeni için yapılan yatırım harcamaları yaklaşık 150 milyon ABD Doları olup, projenin ömrü boyunca ülke ekonomisine 95 milyon Dolar ek katkısı olmuştur (Nelsen, 2007). Misima Madeni tüm paydaşların adadaki 9000 yerli insanın (yaklaşık 20 köyde yaşayan 10 klan) kültürel değerlerini ve normlarını korumak için birlikte çalışmasının yanı sıra çatışmaların önlenmesi, olumsuz çevresel etkilerin azaltılması, sorunları çözmek için paydaşlar ile birlikte hareket edilmesi yönlerinden başarılı bir proje olarak bilinmektedir.

1990'lı yıllarda ABD'de bulunan Crown Jewel Madeni için izin süreci, şirket ile yerel paydaşlar arasında zorlu ve uzun süreli bir çatışmaya dönüşmüştür. Devam eden izin sürecinde, bölge halkının projeyi desteklemiyor olmasına rağmen şirketin maden arama faaliyetleri sırasında yollar inşa etme kararı durumları daha da zorlaştırmıştır. Şirket bu yolların sondaj yolları olduğunu ve arama izni kapsamında yasal olarak böyle bir hakka sahip olduğunu ileri sürmüştür. Proje karşıtlarının bakış açılarına göre, şirket yaşanan çatışmaları çözmeye çalışsa bile, özellikle sondaj yolları konusundaki kararı şirketin sorunları çözme yaklaşımına olan güveni yok eden büyük bir faktör olmuştur.

2000 yılında Peru'daki Minera Yanacocha Madeni'nde yaşanan bir kaza sonucu oluşan cıva kirliliği, bölge halkının eğitimsizliği ve özellikle cıva konusundaki bilgisizlikleri sebebiyle ciddi bir cıva maruziyetine sebep olmuştur (Nelsen, 2007). Kazanın meydana geldiği tarihlerde, cıvayı ruhsal ve tıbbi

amaçlar ile kullanmakta olan yerel halk, cıvanın iyileştirici özelliklere sahip olduğuna ve hastalanan insanların etrafına yayıldığına inanmaktadır (Veiga ve McAllister, 2001). Ayrıca bazı insanlar cıvayı altın, gümüş ve uranyum içerdiğine inandıkları için kendi bireysel madencilik işlemlerinde kullanmak üzere toplamıştır. Yaşanan tüm bu sıkıntılı süreç ve şirketin bölgeyi cıvadan arındırması 16 milyon Dolara mal olmuştur (Veiga ve McAllister, 2001).

2000 yıldan uzun bir süredir Avrupa'nın en verimli madencilik bölgelerinden birinde bulunan ve Romanya ekonomisine önemli katkılar sağlayacağı düşünülen Roşia Montana Madeni bir süre faaliyet göstermiş ve kapatılmış, madenin kapatılmasının ardından bölgede işsizlik %80 oranlarına çıkmıştır. Kapanan madendeki terk edilmiş pasa sahaları ve atık havuzları, Roşia Montana bölgesinde yüksek miktarda çinko, demir, arsenik, kurşun ve kadmiyum gibi metaller içeren toprak ve su kirliliğine sebep olmuştur. 2000 yılında bölgede yaşayan ve projeye karşı çıkan yerli halkın menfaatlerini temsil etmek üzere kurulmuş olan Alburnus Maior Derneği, kurulduğu günden bu yana Romanya'nın en büyük sosyal ve çevresel hareketi haline gelen "Save Roşia Montana" kampanyasını başlatmıştır. Kampanya 1989 devriminden bu yana Romanya'daki en büyük sivil hareket olarak görülmektedir (Who is Roşia Montană?, 2018). Projeye karşı olan STK'ların ve çevre gruplarının itirazları doğrultusunda mahkemeler tarafından iptal edilen izinler söz konusu olmuş, 2004 yılında başlayan çevresel etki değerlendirme süreci için nihai bir onay alınamamıştır (Case study of the CSR strategy, 2018). Romanya halkının izin süreçleriyle ilgili olarak devlete duyduğu güvensizlik, yerel yönetim desteğinin eksikliği, ülkedeki ve özellikle komşu ülkelerdeki STK'ların muhalefeti, Romanya halkının bölgenin doğal sit alanı ilan edilmesi yönündeki ısrarı, yerel basının olumsuz baskısı, bölgedeki yabancı şirkete duyulan güvensizlik ve özellikle 2000 yılında Romanya'da yaşanan Baia Mare siyanür sızıntısı olayı sebebiyle bölge halkının siyanür konusunda yaşadığı endişeler projenin planlandığı gibi ilerleyememesinde önemli sebepler olmuştur.

Türkiye'den Örnekler

Türkiye'de altın madenciliğinin başlamasında önemli bir dönüm noktası olan Ovacık Altın Madeni proje başlangıcında yerel halk ile yeterince iletişim kurulmaması ve halkın düzenli olarak bilgilendirilmemesi sebepleriyle uzun yıllar süren hukuki bir sürece girmiştir. Madenin izin ve işletilmesi sürecinde yaşanan sıkıntılar sebebiyle yürütülen kamuoyu bilgilendirme çalışmaları ve sosyal sorumluluk projeleri uzun yıllar sürmüş, bunun sonucunda yerel halkın Ovacık Altın Madeni ile ilgili düşünceleri zaman içerisinde değişmiştir. Tüm bu sıkıntılı süreçler Türkiye'deki diğer maden projeleri ve kamu kurumları açısından önemli bir tecrübe olmuş, yaşananlardan birçok ders çıkarılmıştır.

Türkiye'nin Bergama ile birlikte toplumda ve medyada en çok ses getiren madencilik projelerinden biri yıllardır farklı kesimlerin karşıt olduğu Cerattepe Madeni projesidir. Türkiye'nin en çok katılımlı maden davasına konu olan Cerattepe Madeni projesine karşı öncelikle yasal süreçler işletilmiş, çeşitli dernek ve sivil toplum kuruluşlarının desteklediği eylemler düzenlenmiş, çevresel etkilerin yanı sıra halkın sağlığı ve yerleşim yerinin korunması kaygıları ile madencilik faaliyetlerine karşı gelinmiştir.

Türkiye'nin en büyük altın madeni olan Kışladağ Altın Madeni'nde bölgesel kalkınmanın hedeflendiği bir sosyal onay süreci yürütülmüş, bu kapsamda birçok sosyal sorumluluk projesi hayata geçirilmiştir. Projenin izin süreci ve işletme aşamasında projenin çevresel ve sosyal riskleri ile ilgili endişeleri gidermek amacıyla paydaş katılımı süreçlerine özen gösterilmiştir. Yörede yaşayan insanlar için her ay maden gezileri düzenlenmiş, paydaşların her şeyi yerinde görmesi ve sorularına cevap alması hedeflenmiştir. Maden, Birleşmiş Milletler Çevre Programı kapsamında oluşturulmuş olan ve dünya genelinde siyanür kullanarak altın üreten firmaların dahil olduğu gönüllü bir program olan Uluslararası Siyanür Yönetim Kodu'na (ICMC) uyumlu bir şekilde çalışmakta ve Türkiye'de bu sertifikaya sahip olan ilk maden işletmesi konumundadır.

Çöpler Altın Madeni projesi için arama faaliyetlerinden itibaren tüm paydaşlar ile karşılıklı dürüst ve etik ilişkiler kurmak, geliştirmek ve halkla bütünleşerek ortak kazanım yaratmak temel iletişim

politikası olmuştur. Projenin hayata geçirilebilmesi için Çöpler Köyü'nün yeniden yerleşim çalışması kapsamında 41 hane halkı madenden yaklaşık 1,5 km uzaklıktaki yeni inşa edilen köye taşınmıştır. Sürecin başarılı bir şekilde yürütülmesi amacıyla yeniden yerleşim eylem planı hazırlanmıştır. Yöre halkının istekleri ve beklentileri doğrultusunda şekillenen ve alanında uzman kişiler tarafından hazırlanan eylem planı, yöreye uygun bir şekilde tasarlanmış ve projenin başından itibaren profesyonel halkla ilişkiler ekibi tarafından yürütülmüştür.

Ekvator Prensipleri'ne (EP) göre 'Kategori A Projesi' olan Öksüt Altın Madeni projesi için Avrupa İmar ve Kalkınma Bankası (EBRD), şirkete proje finansmanı sağlamayı kabul etmiştir. Kredi, Öksüt Altın Madeni'nin tasarım, geliştirme ve inşaatının kısmen finanse edilmesi için kullanılacaktır. Proje sahibi, EBRD gerekliliklerine uygun olarak Çevresel ve Sosyal Etki Değerlendirme (ÇSED) raporu hazırlamış, raporda yer alan çevresel ve sosyal taahhütleri ile ilgili bilgilendirme toplantıları düzenlemiş, faaliyetlerini bu plan doğrultusunda yürütmeye başlamıştır.

2004 yılında işletilmeye başlanan Çayeli Bakır Madeni etrafında birçok yerleşim olması sebebiyle madencilik faaliyetlerinden kaynaklanan gürültü, patlatma titreşimi, toz, arazi ve binalara hasar, gaz ve kimyasal emisyonlar vb. konularda yerel halkın şikâyetleri söz konusu olmuştur. 2009 yılında dış ilişkiler biriminin kurulmasıyla birlikte bu konuda kapsamlı çalışmalara başlanmış, bir yönetim sistemi oluşturulmuştur. Uygulama sürecinde yeniden yerleşim (hasarlı evler), gürültü ve toz azaltma, taşkın önleme, titreşim kontrolü gibi çevresel etkileri değerlendirmek için bütçe tahsis edilmiş, etkin şikâyet yönetimi ile bölgede şirkete duyulan güven arttırılmış, toplum, kamu, medya ve sivil toplum kuruluşu gibi paydaşlarla ilişkiler geliştirilmiş, sosyal fonların yönetiminde paydaşlar söz sahibi olmuştur.

SOSYAL ONAYIN TANIMI VE TARİHÇESİ

Dünyada endüstrinin hızla gelişmesi sonucunda artan çevresel kaygılar ile başlayan çevre ve ekoloji hareketi 1970'li yıllarda giderek büyümüş ve 1983 yılında Birleşmiş Milletler (BM) tarafından Dünya Çevre ve Kalkınma Komisyonu'nun (WCED) kurulmasına sebep olmuştur. Komisyonun 1987 yılında yayımladığı Ortak Geleceğimiz Raporu ile "sürdürülebilir kalkınma" kavramı geniş kabul görmeye başlamıştır. Sürdürülebilir kalkınmayı "bugünün ihtiyaçlarını, gelecek kuşakların da kendi ihtiyaçlarını karşılayabilme olanağından ödün vermeksizin karşılamak" olarak tanımlayan komisyonun öngördüğü kalkınma modelinde sürdürülebilirlik için ekonomik, sosyal ve çevresel boyutlar olmak üzere üç temel ilke belirlenmiştir.

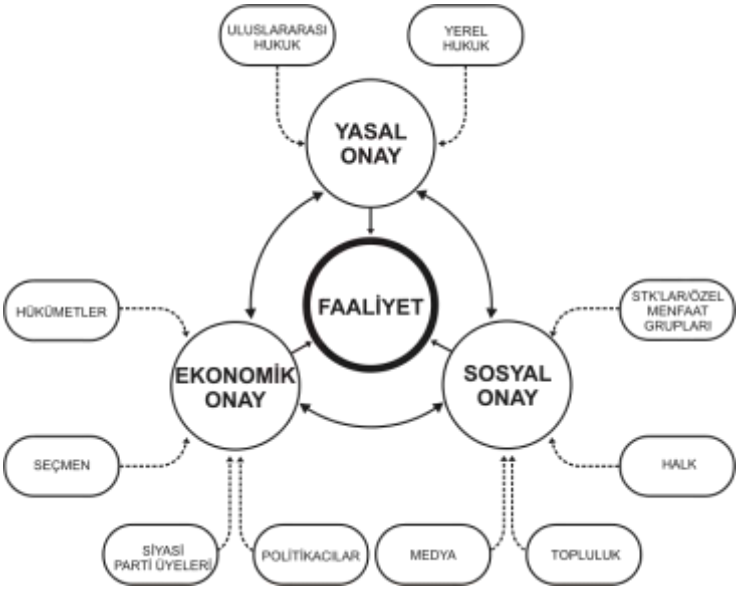
Sürdürülebilir kalkınma kavramının sektörlere uyarlanmasıyla birlikte, sadece fiziksel çevreyle ilgilenmenin yeterli olmadığı, faaliyetlerin sosyo-ekonomik etkilerinin de değerlendirilmesi gerekliliği ortaya çıkmıştır. Sektörün sosyal riskler üzerinde durması ve kurumsal sosyal sorumluluk kavramının geliştirilmesi ile birlikte sosyal onay kavramı üzerinde durulmaya başlanmıştır.

Sosyal onay kavramının en yaygın şekilde "yerel topluluk üyeleri ve diğer paydaşlar tarafından projenin kârlılığını etkileyebilecek olan onay ve bu onayın devamlılığı" olduğu anlaşılmaktadır (Moffat ve Zhang, 2014). Konu ile ilgili çalışmalarda sosyal onay "projenin paydaşları arasında karşılıklı güven temelinde kurulan anlamlı bir ilişki dizisi" (Warhurst, 2001), "yerel ve diğer paydaşların bir işletmenin nasıl işletileceğini şekillendiren bir dizi talep ve beklentisi" (Gunningham, 2004) olarak tanımlanmıştır. Sosyal onay kavramı sektör tarafından deneyimlenen örnek olaylar sonucu ortaya çıkan yeni fikirler ve eğilimler doğrultusunda dizayn edilmiştir (Sezener, 2015).

Sosyal onay terimi ilk kez 1997 yılında Dünya Bankası ile yapılan toplantıda Kanadalı Placer Dome Şirketi Yöneticisi Jim Cooney tarafından kullanılmış, daha sonra aynı yıl Dünya Bankası tarafından gerçekleştirilen madencilik ve toplum konulu toplantıda daha geniş bir kabul görmüştür (Boutilier ve Black, 2012; Prno, 2013). Dünya Bankası sosyal onayı "yerel toplulukların ve paydaşların bir projenin öncesinde bilgilendirilerek özgürce verdikleri bir onay" olarak tanımlamıştır (World Bank, 2004). Ancak

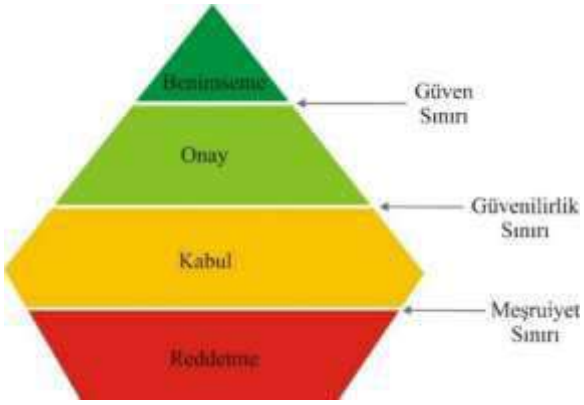
onay vermenin kriterleri zamanla değişebileceği için, halkın onayının sürdürülebilmesi ayrıca önem arz etmektedir (Nelsen, 2007). Sosyal onay, belirli bir konuda bir topluluğun tüm üyeleri tarafından verilen tek bir onay olarak görülemez; insanların deneyimleri, algıları ve görüşleri değiştikçe zamanla yeniden müzakere edilir (Joyce, 2000).

Gunningham vd. (2004) yaptıkları çalışmada şirketlerin son zamanlarda artan çevresel performanslarının sebeplerini araştırmış, bazı şirketlerin itibar konusundaki hassasiyetleri sebebiyle yasalara uymanın ötesinde faaliyetler gösterdiklerini not etmiştir. Sosyal onayın üç aşamalı modelini ortaya koyan bu çalışmalar yıllar içerisinde devam niteliğinde olan birçok yayın ile geliştirilmiştir. Lynch-Wood ve Williamson (2007), sosyal onay konusunda duyulan endişelerin küçük ölçekli şirketlerde çevresel performansları ne ölçüde etkilediğini incelemiştir. Bunun sonucunda şirket faaliyetlerinin çevresel etkileri, müşteri etkisi, müşteri menfaati, şirket/marka görünürlüğü ve toplum baskısı olmak üzere sosyal onay kavramını oluşturan 5 etmen tanımlamıştır. Ayrıca, küçük ve orta ölçekli işletmelerin (KOBİ) faaliyetlerinde mevzuata uyumluluğun ötesine geçebilmeleri için en az 2 etmenin olması gerektiğini savunmuşlardır (Gehman vd., 2017). Morrison (2014), Şekil 1'de görüldüğü gibi siyasi onayın ekonomik onayın yerine geçtiği farklı bir üç aşamalı model ortaya koymuştur.



Şekil 1. Sosyal onayın üç aşamalı modeli (Morrison, 2014)

Thomson ve Boutilier'e (2011) göre sosyal onay bir topluluğun, bir şirketin yerel faaliyetlerinin kabul edilebilirliği yönündeki algılarıdır. Thomson ve Boutilier, Bolivya'daki bir maden işletmesinde şirket ve yerel halk arasındaki 15 yıllık ilişkileri temel alan çalışmalarında yaptıkları kapsamlı görüşmelere dayanarak sosyal onay için Şekil 2'de gösterilen piramit modeli ile meşruiyet, güvenilirlik ve güven olmak üzere üç temel sınır tanımlamıştır. Bu çalışmaya göre bir proje faaliyeti meşruiyetini geliştirdikçe yerel paydaşlarından güvenilirlik kazanırken, bunun devamında projenin kabulü ve faaliyetlerin paydaşlar tarafından onaylanması gelmektedir.



Şekil 2. Sosyal onay piramit modeli (Thomson ve Boutilier, 2011)

Thomson ve Boutilier (2011), saha deneyimleri doğrultusunda oluşturdukları piramit modelinde sosyal onay düzeylerini ve bir seviyeden diğerine geçme kriterlerini göstermişlerdir. Çalışmada sosyal onayın zaman içinde nasıl değişebileceğini gösteren örnekler verilmiş, projeden etkilenen paydaşların geçerli ve sürdürülebilir bir sosyal onay verme kapasitesi incelenmiştir. Şekil 3'te sosyal onayın bu aşamaları ve göstergeleri görülmektedir.

Şekil 3. Sosyal onay aşamaları ve göstergeleri (Thomson ve Boutilier, 2011)

Moffat ve Zhang (2014), Avustralya'daki bir maden bölgesinde sosyal onay açısından önemli etkenleri ölçtükleri çalışmalarında yol (path) modelini ortaya koymuştur. Yapılan çalışma, madencilik şirketlerinin sosyal onaya sahip olmaları ve bu onayı sürdürebilmeleri için yerel topluluklarda güven inşa etmenin büyük önemi olduğunu göstermiştir. Madencilik faaliyetlerinin sosyal altyapı üzerindeki olumsuz etkileri, topluluk üyeleri ile kurulan iletişimin nicelik ve niteliği ile usul adaleti konuları şirkete duyulan güveni, dolayısıyla projenin kabul ve onayını önemli ölçüde etkilemektedir.

Bir proje kapsamında sosyal onaya sahip olmak ve bu onayı korumak amacıyla yürütülecek çalışmalarda öncelikli olarak amaçların belirlenmesi, gerekli bilgilerin ve verilerin temin edilmesi, paydaş katılımı, uygulama, izleme ve değerlendirme süreçlerinden bahsetmek gerekmektedir. Günümüzde Dünya Bankası, Avrupa İmar ve Kalkınma Bankası (EBRD), Uluslararası Finans Kurumu (IFC) ve benzeri diğer kuruluşlar sosyal onayı finansman için bir koşul olarak kabul etmekte, çoğu ticari banka anlaşmalarında paydaş katılımını şart koşan Ekvator Prensipleri'ni (EP) imza etmektedir.

SONUÇLAR ve ÖNERİLER

Madencilikte sosyal onay konusunun Türkiye'den örnekler ile değerlendirilmesi amacıyla hazırlanan bu çalışma kapsamında Türkiye'de faaliyet gösteren maden şirketleri ile görüşmeler yapılmıştır. Madencilikte sosyal onay uygulamalarının Türkiye'deki örneklerinin çoğunlukla altın madenciliği sektöründen olması dikkat çekmektedir. Bunun sebebi sürdürülebilir madencilik ilkelerinin

altın madenciliğinde benimsenmiş ve uygulanmakta olmasıdır. Ek olarak borsaya kote olan altın şirketleri, şirket itibarı konusunu fazlasıyla önemsemekte, bu konuda herhangi bir zarar görmemek için faaliyetlerini tüm riskleri dikkate alarak yürütmektedir.

Bu çalışmada aktarılan örneklerde de görüldüğü gibi, sosyal onay alamamış maden projelerinin yaşadığı sıkıntılar faaliyetlerinin sürdürülebilirliği önünde büyük birer engel olmuştur. Halkın desteği alınarak geliştirilen maden projeleri ise sosyal onayın önemini ve şirketlere sağlayacağı faydaları açıkça ortaya koymaktadır.

Sosyal onay açısından potansiyel etkileri ve riskleri azaltmak için toplum değerleri, gelenekleri ve inançları hakkında bilgi sahibi olmak oldukça önemlidir. Sosyal onay için her projeye uygulanabilecek standart bir uygulama modeli bulunmamaktadır. Bölgesel ve toplumsal konular her proje için değişkenlik göstermektedir. Sosyal onay süreçleri planlanırken bu durum öncelikli olarak dikkate alınmalıdır. Bu kapsamda sosyo-ekonomik verilerin toplanması ve verilerin değerlendirilmesi süreçleri yol haritasının belirlenmesinde kilit rol oynamaktadır.

Bir maden işletmesinde çevresel ve sosyal etkilerin topluluk beklentilerini karşılayacak şekilde yönetilebilmesi için erken ve kapsamlı bir paydaş katılımı gerekmektedir. Paydaşlar ile kurulan iletişim maden projesinin her aşamasında devam ettirilmelidir. Süreçlerin toplulukların talep ve endişeleri doğrultusunda tasarlanması, uygulanması ve yönetilmesi uzun vadede daha sürdürülebilir bir faaliyet sağlamaktadır.

Şeffaf bilgi paylaşımı ve etkin iletişim, başarılı bir paydaş katılımının temelini oluşturmaktadır. Bilgilendirmenin projenin başlarında yapılması ve kilit paydaşların sürece katılımlarının sağlanması, toplulukta güven tesis etmeye yardımcı olmaktadır. Sosyal onayın ilk aşaması toplulukların şirkete güven duymasını sağlamaktır. Paydaşlarda güven duygusu oluşmazsa bir projenin desteklenme olasılığı düşük olmaktadır.

Birçok şirket projeleri kapsamında bölgede sağladıkları sosyal yatırımların önceden planlanmamış ve sürdürülebilir bir program dahilinde yürütülmemiş olması sebebiyle sıkıntılar yaşamıştır. Bölgede sağlanan kalkınmanın sürekliliği için, madenin kapanışı ve kapanış sonrasına yönelik planlamalar da yapılmalıdır. Şirketin bu sürece getireceği katkıyı yerel toplulukların öncelikleri ve ihtiyaçları şekillendirmelidir. Madenciliğin sürdürülebilir ekonomik ve sosyal ilerlemeye katkılarının farkına varılması ve bu konuda devlet, şirketler ve sivil toplumların ortak hareket etmesi gerekmektedir.

Günümüzde Türkiye'de madencilik faaliyetlerini sürdürülebilirlik ilkeleri ve uluslararası standartlar doğrultusunda gerçekleştiren şirketlerin sayısı oldukça azdır. Bugüne kadar bu standartlarda çalışılan maden projeleri çoğunlukla yabancı ülkelerin Türkiye'deki iştiraklerine aittir. Yakın zamanda başlamış olan bazı maden projelerinde uluslararası iyi uygulamaların kılavuz edinildiği ve bu durumun mevcut ve yakın gelecekteki diğer projelere de örnek teşkil ettiği görülmektedir.

Türkiye'de madencilik sektöründe sürdürülebilirliğin sağlanabilmesi için sürdürülebilir madencilik ilkelerinin benimsenmesi, mevzuat açısından yasal bir yükümlülük olmayan sosyal onay kavramının maden mevzuatında karşılığının olması için gerekli yasal düzenlemelerin yapılması, uluslararası madencilik sektöründeki gelişmelerin yakından takip edilmesi, projelerde uluslararası standartların ve iyi uygulamaların kılavuz edinilmesi, sektörde sürekli iyileşmenin sağlanabilmesi amacıyla madencilik ile ilgili tecrübelerin paylaşıldığı platformların arttırılması, madencilik projelerinin her aşamasında görev alan meslek grupları için daha kapsamlı eğitim müfredatları hazırlanarak eğitim kalitesinin yükseltilmesi gerekmektedir.

Türkiye'de sosyal onay konusundaki çalışmaların arttırılması, madencilik sektörünün kalitesini de yükseltecektir. Eğitim sistemine yansıtılmış bir sosyal onay bilinci, bu konuda sektöre ve topluma

farkındalığı yüksek bireylerin kazandırılmasını sağlayacak, bu şekilde geçmişte yaşanan olumsuz tecrübelerin tekrar yaşanmasının önüne geçilecektir.

Madencilik sektöründe dünyanın önde gelen ülkelerinden olan Avustralya'da sürdürülebilir madencilik ilkeleri kapsamında yapılan yasal düzenlemeler, akademik çalışmalar ve iyi saha uygulamalarına ek olarak ülkedeki mühendislik eğitiminin de bu yönde geliştirilmiş olması, madenciliğe bakış açısını ortaya koymaktadır. Avustralya'da bulunan Queensland Üniversitesi'nin maden mühendisliği bölümü müfredatında MINE 3127 ders koduyla "Madenciliğin Çevresel ve Sosyal Etkileri" konulu bir ders yer almaktadır (Course Profiles - MINE 3127, 2018). Bu ders ile öğrencilerin ülkede madenciliğin yasal ve politik içeriği, sürdürülebilir kalkınma ilkeleri, madencilik şirketlerinin çevre yönetimi konusundaki girişimleri, Avustralya'da ve dünyada madenciliğin olumlu ve olumsuz çevresel ve sosyal etkileri konularında bilgi sahibi olması ve mesleklerini bu ilkeler doğrultusunda icra etmeleri hedeflenmektedir. Madencilik sektöründe sürdürülebilir kalkınma, madenciliğin çevresel ve sosyal etkileri, paydaş analizi, paydaş katılımı, anlaşmazlıkların maliyeti, madenin yer altı ve yerüstü sularına etkileri, maden kaynaklı toz, gürültü ve titreşim, maden atıkları yönetimi, siyanür yönetimi, stok sahaları ve şev duraylılığı, hava kalitesi, maden kapanışı ve kapanış sonrası faaliyetler, maden rehabilitasyonu, küçük ölçekli ve yasal olmayan madencilik faaliyetleri, çevresel ve sosyal etki değerlendirme çalışmaları, gelecekteki madencilik faaliyetleri dersin konuları arasındadır. Avustralya'da bulunan Yeni Güney Galler Üniversitesi'nde (UNSW) MINE 3910 ders koduyla okutulmakta olan "Madenciliğin Çevresel ve Sosyal Etkileri" dersi de Queensland Üniversitesi müfredatında bulunan dersin içeriğine benzer bir programa sahiptir.

Madencilikte öncü ülkelerden bir diğeri olan Kanada da mühendislik uygulamalarının sadece teknik konular ile sınırlı olmadığı yaklaşımıyla, benzer şekilde sürdürülebilir madencilik konusunu eğitim sistemine yansıtmayı başarmıştır. Dünyanın en iyi üniversiteleri arasında yer alan British Columbia Üniversitesi'nde (UBC) MINE 555 ders koduyla okutulmakta olan "Madencilik ve Toplum" dersi ile madenciliğin çevresel, sosyal ve sürdürülebilir yönlerine odaklanılmakta, toplulukların madencilik şirketleri ile ilgili algıları, yerleşim yeri yakınlarındaki madencilik faaliyetlerinin olumlu ve olumsuz etkileri ve buna benzer birçok konuda mühendis adaylarının çağı yakalayan bir eğitim almaları sağlanmaktadır.

Amerika'da bulunan Kolorado Madencilik Okulu maden mühendisliği eğitim müfredatında bulunan MNGN490 kodlu "Enerji ve Toplum" dersi özel sektör ve kamudaki ulusal ve uluslararası şirketler ve kuruluşların sektörel planlama ve uygulamalarını, küresel enerji politikasının yönleri, enerjinin tarihsel, sosyal, kültürel, ekonomik, etik, politik ve çevresel yönleri ile birlikte farklı enerji geliştirme biçimlerinin karşılaştırmalı metodolojileri ve değerlendirmelerini içermektedir. MNGN482 kodlu "Maden Yönetimi" dersi ile öğrencilere uygulamaya yönelik yönetimsel beceriler, idari politikalar, endüstriyel ilişkiler ve insan ilişkileri, ileri mühendislik, risk yönetimi, anlaşmazlıkların çözümü ve dış ilişkiler gibi başarılı maden yönetiminin temel ilkeleri aktarılmaktadır (Mining Engineering Courses, 2018).

Örneklerde görüldüğü gibi, madencilik ve sürdürülebilir kalkınma ekseninde ilerleyen mühendislik eğitimleri, madenciliğin çevresel ve sosyal etkileri konusunda çok daha bilinçli, bu etkileri nasıl yönetmesi gerektiğini bilen, çözüm odaklı, günümüzün madencilik anlayışının ötesinde ve tam anlamıyla sürdürülebilir bir madencilik sektörünün yaratılmasında önemli rol oynamaktadır. Madencilik sektöründeki birçok yeniliğe ve gelişmeye öncülük eden ülkelerde olduğu gibi, Türkiye'de de sosyal onay konusunun eğitim müfredatına dahil edilmesi, gelecekte madenciliğin çok daha iyi koşullarda yapılabilmesi için önemli bir adım olacaktır.

Bu çalışma kapsamında yapılan değerlendirmeler ve diğer ülkelerin eğitim müfredatlarından aktarılan örnekler doğrultusunda öneri olarak 12 haftalık bir müfredat örneği hazırlanmış ve sosyal onay konusunun üniversitelerin maden mühendisliği lisans eğitimi müfredatına bir ders olarak eklenmesi fikri sunulmuştur. Haftalık bazda konuların seçimi yurtdışında maden mühendisliği eğitimi veren

üniversitelerin ders içerikleri dikkate alınıp ulusal bazda sektör bileşenlerinin de katılımı ile planlanmıştır (Çizelge 1).

Çizelge 1. Planlanan ders içeriği

	Dersin Adı	**Dersin İçeriği**
1	Dersin Tanıtımı	Dersin amacı, hedefler, beklentiler
2	Sürdürülebilir Madencilik	Sürdürülebilirlik tanımı, ilkeleri, sürdürülebilir kalkınma tarihçesi
3	Madenciliğin Çevresel Etkileri	Toz, gürültü, titreşim, hava ve su kalitesi, asit kaya drenajı, atık yönetimi, biyoçeşitlilik
4	Madenciliğin Sosyal Etkileri	Arazi kullanımı, yeniden iskân, sağlık, güvenlik, yerel kalkınma, yerel istihdam ve satın alma
5	Çevresel ve Sosyal Etki Değerlendirme	Etki, risk ve sonuçların değerlendirilmesi, ÇED ve SED raporu hazırlanması, ulusal mevzuatta yeri
6	Sosyal Onay (Tanımı, Aşamaları)	Amaçların belirlenmesi, politika ve kılavuz ilkelerin belirlenmesi, paydaş analizi, etki, risk ve fırsatların değerlendirilmesi, planlama, paydaş katılımı, cinsiyete göre değerlendirmeler, hassas gruplar, iç paydaş katılımı, Türkiye'de paydaş katılımı, uygulama, izleme ve değerlendirme, raporlama
7	Toplum Psikolojisi / Toplum İlişkileri / Halkla İlişkiler	Sosyal psikoloji, endüstriyel ve örgütsel psikoloji, toplumsal cinsiyet, Türkiye'nin toplumsal tarihi vb.
8	Maden Kapanışı ve Madencilik Sonrası Faaliyetler	Maden kapanış planı, kapanış sonrasına yönelik sosyal projeler, maden rehabilitasyonu
9	Uluslararası Standartlar ve Finans Kuruluşları	Uluslararası standart ve gereklilikler, uluslararası finans kuruluşları, kredi bankaları
10	Kurumsal Sosyal Sorumluluk	Kurumsal sosyal sorumluluk tanımı, şirketlerin KSS'ye bakış açısı, KSS projeleri
11	Vaka Çalışmaları	Dünyadan ve Türkiye'den örnekler
12	Grup Çalışması (veya sunum)	Örnek bir tartışma konusu, uygulamalı risk değerlendirme çalışması, örnek bir paydaş katılım planı hazırlanması vb.

Sürdürülebilirlik ve sosyal onay konularının dahil edildiği eğitimin kapsamı maden mühendisleri ile kısıtlı kalmayıp, maden arama aşamasında sahada bulunan ilk ekip olan jeoloji ve çevre mühendislerini de kapsayabilir. Bu şekilde bir projenin farklı aşamalarında birlikte veya ayrı ayrı görev alan farklı mühendislik dallarının aynı hedef doğrultusunda ortak dil ile hareket etmesi sağlanabilecektir.

Eğitimleri sırasında bu konular ile farkındalıkları artan ve sektörün gelecekteki yönetici adayları olan mühendisler sahadaki iyi uygulamalarıyla, tamamen yasal çerçevede ve uluslararası standartlara göre yürütülen madencilik faaliyetleriyle, çevresel, sosyal ve ekonomik yönden sorunsuz yönetilen projeleriyle ülkeyi madencilik konusunda çok daha ileriye taşıyacaktır.

KAYNAKLAR

Boutilier, R. G., Black, L.D., Thomson, I., (2012). From Metaphor to Management Tool - How the Social License to Operate can Stabilise the Socio-Political Environment for Business.

BSR (2003), The Social License to Operate.

Case study of the CSR strategy, https://www.csr-company.com/sites/default/files/public/imce-proc-images/rmgc_-_case_study.pdf (Erişim, Nisan 2018).

Course Profiles - MINE3127, http://www.courses.uq.edu.au/student_section_loader.php?section=1&profileId=92164 (Erişim, Şubat 2018).

Davis, R., Franks, D., (2014). Costs of Company-Community Conflict in the Extractive Sector, CSR Initiative at the Harvard Kennedy School.

Ernst&Young, (2016). Top 10 business risks facing mining and metals, 2016-2017.

Ernst&Young, (2017). Top 10 business risks facing mining and metals, 2017-2018.

Gehman, J., Lefsrud L. M., Fast S., (2017). Social license to operate: Legitimacy by another name?, Canadian Public Administration, 60, 2, 293–317

Gunningham, N., (2004). Social License and Environmental Protection: Why Businesses Go beyond Compliance. Law & Social Inquiry, 29, 307-341.

Joyce, S., Thomson I., (2000). Earning a social licence to operate: Social acceptability and resource development in Latin America. The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 93, 1037.

Lynch-Wood, G., Williamson D. (2007). "The social licence as a form of regulation for small and medium enterprises." Journal of Law and Society 34, 321-41.

Mining Engineering Courses, https://catalog.mines.edu/undergraduate/programs/earthscieng/miningengineering/#courseinventory (Erişim, Şubat 2018).

Modelling and Measuring the Social License to Operate: Fruits of a Dialogue Between Theory and Practice, https://socialicense.com/publications/Modelling%20and%20Measuring%20the%20SLO.pdf (Erişim, Ocak 2018).

Moffat, K., Zhang, A., (2014). The paths to social licence to operate: An integrative model explaining community acceptance of mining. Resources Policy, 39, 61 - 70.

Morrison, J. (2014). How to Keep Your Organization Legitimate, Palgrave Macmillan UK

Nelsen, J.L., (2007). Social License to Operate: Integration into Mine Planning and Development, Yüksek Lisans Tezi, University of British Columbia, Vancouver.

Pike, R., (2012). Social License to Operate - The Relevance of Social License to Operate for Mining Companies.

Prno, J., (2013). An analysis of factors leading to the establishment of a social licence to operate in the mining industry, Resources Policy, 38, 4, 577-590.

Sezener, A., (2015). İşletme için Sosyal Lisans Yaklaşımı. Madencilik Türkiye Dergisi, 44, 106.

Tufan, A., (2018). Madencilikte Sosyal Onay Kavramının Örnekler Üzerinden Değerlendirilmesi, Yüksek Lisans Tezi, Hacettepe Üniversitesi.

Veiga, M.M., McAllister, M.L., (2001). Mining with Communities, Natural Resources, 28, 191-202, 2001.

Warhurst, A., Corporate Citizenship and Corporate Social Investment: Drivers of Tri-Sector Partnerships the Journal of Corporate Citizenship 1, 57-73.

Who is Roşia Montană? - or the Dawn of a New Generation, https://www.huffingtonpost.co.uk/oana-romocea/romania-rosia-montana_b_3920165.html (Erişim, Mart 2018).

World Bank, (2004). Striking a Better Balance - The World Bank and Extractive Industries: The Final Report of the Extractive Industries Review.

TECHNOLOGY OF BIOTECHNICAL RECLAMATION OF DUSTING SURFACES OF WASTE ACCUMULATORS OF MINING ENTERPRISES OF KAZAKHSTAN

N. Zhalgasuly [1], A.V. Kogut [1], A.A. Ismailova[1]., O.A. Ismailova[1], A.B. Darmenkulova A.B.[1]*

[1]*D.A. Kunaev. Institute of Mining, Republic of Kazakhstan, Almaty*
*(*Corresponding author: dab_1994@bk.ru)*

ABSTRACT

The object of research is the technology of obtaining physiologically active humic preparations from brown coal, the effectiveness of their impact on the seeds of wild plants has been investigated, and tests have been carried out with the aim of dedusting at tailings of enrichment plants in the harsh soil and climatic conditions of the arid zone of Kazakhstan. Soil experiments were used for the transition from the use of plant growth preparations to agricultural land for the dedusting of objects during mining.

The combination of extremely adverse climatic and geological factors adversely affects the ecological situation in the region. The need to address the issue of reducing dust emissions from this man-made education is obvious. In this regard, in such areas it is necessary to develop measures to stabilize the surface of the dumps, to protect them from intense dusting.

Technological parameters and agricultural methods were optimized on the basis of data obtained in the study of aqueous solutions of humic preparations, biophysical monitoring and correction of the main technological parameters.

A technology has been developed for obtaining a humic preparation from brown coal, installation of an experimental unit for obtaining a humic preparation has been carried out, an experimental batch of the preparation has been produced in 500 kg, its chemical and toxicological properties have been studied; Certificate of Compliance KSS № 0049776.

Keywords: Brown coal, Sodium phyiologically active humate, Biotesting, Salting, Ecological stability, Extreme environmental factors, Tailing, Half, Alabota, Paster

INTRODUCTION

Extraction of minerals from the depths of mining causes a change in the environment: a violation of the earth's surface, the formation of waste dumps leads to the formation of dusty objects. The impact is particularly noticeable in arid regions — in dry weather with wind, the dust arising in quarries and dumps is carried far beyond the limits of the mining allotment.

In Kazakhstan, more than 50 billion tons of waste from mining enterprises that pollute the atmosphere with various gases and dust are stored. Fine-grained and dust-like wastes are a source of pollution of all components of the natural environment. These dust-like pollutions are carried by air streams from one layer of the atmosphere to the other (from the troposphere to the stratosphere). The average duration of stay of non-deposited dust (light) is about 2 years in the stratosphere, 1-4 months in the upper troposphere, and 6-10 days in the lower troposphere. As a result, areas of pastures and arable lands are reduced, and various diseases of adults and children also appear (Shuvalov Yu.V., Ilgenkova

S.A., 2004). Coal-mining enterprises and coal preparation plants of the CIS emit up to 2 million tons of dust per year.

All this testifies to the need to develop a strategy to ensure the environmental safety of the development of the subsoil, to increase the efficiency of use and reproduction of georesource potential. The solution to this problem contributes to the creation of efficient technologies for the extraction and processing of coal.

Numerous laboratories, vegetation, field and production experiments conducted in different countries of the world show the high agronomic activity of natural-oxidized coals and especially carbon-humic preparations obtained on the basis of oxidized brown coal, the release of humic acids from them (Pivovarov L.P., Mamonov A.G., 2004).

Humic acids make up a significant and sometimes the predominant part of brown, oxidized brown and black coal. A characteristic feature of humic acids is their physiological activity. It has been established that humic acids contribute to the moisture capacity of soils, their clodiness, buffering, improve the flow of minerals into plants, the concentration of carbon dioxide around the roots. Salts of monovalent metals of humic acids, entering the cell at low concentrations, stimulate the germination and energy of seed germination, the formation and growth of the roots of the underground part of plants, the growth and vital activity of soil organisms, accelerate the time of maturation. The positive role of humates in the activity of agricultural plants when exposed to increased doses of radiation and pesticides, the ability of humic preparations to remove the allelopathic intensity of substrates and soil fertility are revealed.

The use of humic stimulants in agriculture opens up wide possibilities for increasing the yield of grain, vegetable, fruit, berry and melon crops and industrial crops. The action of humic preparations is especially effective in the initial period of plant development and in the period of greatest stress of biochemical processes, as well as when the external growing conditions of plants deviate from the norm during droughts and frosts, excess nitrogen in the soil, etc.

Coal contains humus, which is used as a fertilizer for the production of biologically active drugs that stimulate plant growth and increase animal productivity. Consequently, for the purpose of the integrated use of Kiyaktinsk coal, it is possible at first to produce from it biologically active preparations and other useful products.

The results of tests of an experimental sample of the product obtained according to the developed technology and agricultural methods on various types of low-productive soils of arid zones of Kazakhstan are presented.

The reclamation process is generally divided into mining and biological (agrobiological) reclamation. The goal of mining technical remediation is to combine disturbed lands with the surrounding landscape by planning the surface of the dumps, imparting a stable state to the slopes of the dumps and quarries and performing other types of work. Mining and technical reclamation includes those activities that can be carried out on dumps before the start of biological remediation: isolation of dumps as sources of pollution of the adjacent undisturbed land, water sources: strengthening the surface of the dumps to prevent water and wind erosion, creating conditions that prevent chemical decomposition of rocks.

An important practical goal of mining and biological remediation is the gap between the beginning of the alienation of land and their subsequent use in a transformed form. Reclamation of disturbed lands is directed not only at their return to the agricultural or forestry fund, at preventing landslides or erosion, but also at creating an environmentally balanced system of economic and

aesthetic value. Biological recultivation provides for the formation of a humus layer, which is usually formed within 15-30 years. The process of biological recultivation is considered complete only if the content of humus in the new soil corresponds to the conditions of normal growth of the planted plants. However, this period can be significantly reduced if a layer of mineral organic exploration, such as brown coal, is applied to the disturbed land allotments prepared by mining methods.

This work was carried out within the framework of the target scientific and technical program: "Technological modernization of mining industries on the basis of the transition to a digital economy" (Project: "New technologies for processing technogenic mineral formation (TMF)" 2018-2020

ANALYSIS OF MAJOR SCIENTIFIC PAPERS AND PUBLICATIONS

One of the promising areas of coal processing is to obtain humic acids from them. According to Professor Khristova LA the physiological effect of humates is more effectively manifested when adverse external influences on plants or their habitat (excess or lack of moisture, light, heat, batteries) (Harvest, 1968).

According to the data of authors G. D. Chimitdorzhiev and others, the work "Humic acids with low peat and brown coal" gives the composition and properties of humic acid preparations isolated from samples of brown coal with low content, formed in different geological epochs, the possibility of using this information for monitoring properties, as biological plant growth stimulants (G. D. Chimitdorzhieva, D. B. Andreeva, V. M. Korsunov, 2002).

The article authors A.V. Butyugin and others "Reclamation of coal preparation dumps" presents the results of experimental work on improving the preparation of preperates from coal for the purpose of recultivation and utilization of mountain wastes. The technology of processing and utilization of mining wastes with humic preparations turned out to be possible with the recultivation of dusting enrichment facilities (A.V. Butyugin, N.B. Uzdennikov, M.V. Gnedenko, 2012).

The author of the article "Agricultural use of plant biostimulants" Pamela Calva and others propose plant biostimulants and microorganisms to enhance plant growth. The global market for biostimulants is projected to increase by 12% per year and reach more than $ 2,200 million by 2018. Despite the growing use of biostimulants in agriculture, many in the scientific community believe that biostimulants lack a peer-reviewed scientific assessment (Pamela Calvo, Louise Nelson, Joseph W., 2014)

RESEARCH METHODS

In carrying out the work, an integrated research method was used, including the analysis and synthesis of scientific and technical information, environmental and economic monitoring, physical and chemical analysis, physical and mechanical tests, mathematical statistics methods and regression analysis, pilot testing of humic preparations, enlarged tests of the hydrogenation process. coal on the bench flow installation.

The study, development and testing of agromeliorative methods of pre-sowing treatment of seeds of agricultural crops with the studied preparation were carried out by setting up laboratory, field, stationary and production experiments.

Laboratory experiments were performed by the method of biotesting according to B.P. Strogonov (B.P. Stroganov, 1962) in glasses with a capacity of 0.5 liters in accordance with the requirements of GOST (GOST 10250-80, GOST 12038-84).

Vegetation and field stationary experiments were established by the method of F.A. Yudin (A. V. Savel'eva, E. V. Mal'tseva, N. V. Yudina).

The energy capacity of the working solutions of the humic preparation was determined using a highly sensitive instrument PRE-2.

The method of biotesting determined the optimal concentration of aqueous solutions of the humic preparation for treating seeds of agricultural crops, the optimal technological parameters of seed preparation for sowing (the duration of treatment with a humic preparation, seed extraction, drying, etc.); optimal conditions for sowing seeds into soil (substrate moisture, temperature, salinity) are determined. Investigations were carried out in the laboratory in the winter time at the phytotron and with nastupuleny spring at the experimental plots in a number of farms of the Almaty region (Kazakhstan).

DISCUSSION OF THE DATA OBTAINED FROM THE RESEARCH

The Institute of Mining named after D. Kunaev developed a technology for obtaining humic preparations from brown coal, which was investigated in the laboratory and tested on an experimental industrial site as a stimulator of the growth of various plants and crops. The aim of the study was to develop a technology for the preparation of the drug and its agricultural techniques for increasing crop yields in extreme soil and climatic conditions based on laboratory and field tests, biophysical monitoring, and also adjustments to the main technological parameters.

As a result of the work performed, the effectiveness of the preparation obtained by the developed technology on low-productive soils with a salinity level of 0.8-2.2% was established. The yield increase of grain crops was 24.2 - 42.1%, rice 76.2 - 78.6%, and soybean - 34.8%. The authors used this experience for the purposes of dust suppression at the objects of the mining complex.

Significant reduction of dust and gas emissions from the surface of industrial waste (tailings of enrichment plants, dumps of rocks and ash and slag from thermal power plants) is achieved by biotechnical reclamation, which involves planting seeds of cultivated plants using physiologically active preparations - plant growth stimulants. Therefore, the characteristics of coal deposits in Kazakhstan were studied and two coal mines (Kiyaktinsk and Oykaragaysk) were selected with medium reserves, but with a high content of humic acids.

In the process of mining, transportation and storage of coal, small coal (0-6 mm) is formed from 20 to 80% of the total coal. In the process of layered combustion of such coal, about 40% of the stubble wakes up along with the ash through the grate and 20%, along with the smoke, flies out through the chimneys, polluting the soil and the atmosphere. In addition, due to the large surface of contact with oxygen in the air, coal is prone to spontaneous combustion, and because of the increased ash content and humidity, the heat of combustion is reduced.

Kiyakty coal has the following quality indicators: ash content - 18-21%, heat of combustion - 28 MJ or 6683 kcal / kg, sulfur content - 0.8%, tar - 3.0-7.5% and bitumen - 0.3- 1.3% and refers to the brand B3, i.e. to brown coal last degree of metamorphism. The specific efficiency of radionuclides does not exceed 370 Bq / kg.

To prevent dust formation at tailing dumps, the seeds of wild plants of the arid zone were examined, which were germinated in a thermostat in 5-fold repetition on strongly saline soil substrates in accordance with the standards adopted in Kazakhstan. Pre-sowing seed treatment with a humic preparation made it possible to identify its high efficiency on substrates of tailings, usually provided by the gray sands of enrichment of manganese ores (Mamonov A.G., Khaybulin A.S., Mamonova N.A., 2005).

Thus, the use of the humic preparation on low-productive soils in the foothill desert-steppe and desert zones of Kazakhstan provides a steady increase in yield and quality of the target products of grain, leguminous plants by 20-70% compared with the control. The physiological effect of the drug is most effectively manifested in the adverse effects of extreme factors directly on the plants or their habitat, which confirms its adaptogenic properties. The drug enhances the bioenergy of plant seeds, during ontogenesis changes the quality of interaction of crops with the environment. The physiological activity and adaptogenic properties of the drug depend on the soil-reclamation conditions of the varietal and biological characteristics of the crops.

The climate of the region is continental in nature and belongs to the type of semi-deserts of Central Asia. The absolute maximum temperature is + 42 ° C, and the average temperature of the coldest period is -20 ° C. By the amount of precipitation, the area belongs to the zone of dry semi-desert. The average annual precipitation is 219 mm, the average wind speed is 5.3 m / s. Often winds blow at speeds of up to 20 m / s. The vegetation cover in this area is quite diverse with the predominance of forb-grass, gray-wormwood, black-wormwood and teresken vegetation.

Laboratory studies were conducted on the substrate of the tailings of the Zhezdinsky concentrator using seeds of plants growing in this region - black wormwood, wheat grass, parsnip, brunec, etc. The seeds were soaked in aqueous solutions of the humic preparation with a concentration of 0.1 ÷ 0.9% for 60 minutes, then dried at a temperature of 20 ÷ 40 ° C to air-dry state for 2 ÷ 3 hours and sown in the prepared sand in the substrate of the tailings. During the observation it was found that among the tested plants the most promising for biological recultivation of tailings of enrichment is wormwood and brunec (table).

Table 1. Effect of presowing treatment on seed germination

Plant variety	Seed germination, %	Medium
Wormwood - control	24	3
Wormwood processed	90	4
Wheat - control	16	-
Processed grass	34	14
Brunec-control	26	5
Brunec processed	91	6

The pilot test scheme included the following conditions: soil preparation, i.e. cultural survey; sowing rate for wormwood at the rate of 4 kg / ha, for sow grass - 15 kg / ha; depth of seeding of seeds of grains is 2 ÷ 3 cm, wormwood - without seeding; The method of sowing wormwood and grains is ordinary with a row spacing of 15 cm. Based on the results of laboratory studies, the consumption rate of wormwood seeds, brunec, is set at 4 kg / ha. The results of observations showed that on the control plots sown with seeds of wormwood not treated with the preparation, germination was 18 ÷ 21%, and on the experimental plots with the use of the drug - 87%.

CONCLUSION

The tests of the agro-method of pre-sowing treatment of seeds with a humic preparation made it possible to reveal its high efficiency on tailing storage substrates, usually represented by ore dressing sands.

The proposed technology can also be used in the biotechnical reclamation of the dusting surface of overburden dumps and ash and slag waste of thermal stations of mining enterprises.

REFERENCES

Butyugin, A.V., Uzdennikov, N.B., Gnedenko, M.V. and other. Reclamation of coal preparation dumps Received // published in Koks i Khimiya, 2012, No. 5, pp. 36–39.

Chimitdorzhieva, G. D., Andreeva, D. B., Korsunov, V. M.. Humic Acids of Low Peat and Brown Coal // Translated from Doklady Akadem Nauk, May 2002, Volume 384, Issue 1–6, pp 189–192.

Bulletin of the National Engineering Academy of the Republic of Kazakhstan, №1 (11), Almaty, 2004.- Pp.66-77.

Khristeva LA On the nature of the effects of physiologically active forms of humic acids and other plant growth stimulants // Humic fertilizers. Theory and practice of their application. - Kiev: Harvest, 1968.-V.3.-Pp.13-27.

Mamonov A.G., Khaybulin A.S., Mamonova N.A. Techniques to improve the environmental sustainability of agricultural crops on low-productive soils of Kazakhstan. - News of the NTO «KAHAK», №2 (13), 2005.- Pp.65-72.

Pamela Calvo, Louise Nelson, Joseph W. Agricultural uses of plant biostimulants // Kloepper Received: 20 December 2013 /Accepted: 25 April 2014 /Published online: 8 May 2014, Pp. 3–41

Savel'eva, A. V. , Mal'tseva, E. V., Yudina, N. V., Composition of the water-soluble humic preparations of mechanically activated brown coals // Volume 51, Issue 1, Pp 51–56

Shuvalov Yu.V., Ilgenkova S.A., Gasparyan N.O., Reduction of dust generation and dust transfer during rock destruction. GIAB MGGU, - 2004.№ 10.-Pp.75-78.

Stroganov, B.P. Physiological basis of plants salt tolerance. - Moscow: 1962. - 325 p.

THE ASSESSMENT OF FACTORS CONTRIBUTING TO RETENTION OF FEMALE MINING ENGINEERING GRADUATES (AN UNDERGROUND HARD ROCK MINES STUDY)

K. Munyai [1,*], M. Mpanza [2], S.M. Rupprecht [3]

[1] *University of Johannesburg, Dept. of mining and survey*
*(*Corresponding author: khodanim@uj.ac.za)*
[2] *University of Johannesburg*
[3] *University of Johannesburg*

ABSTRACT

The Mining industry has always been regarded as a male-dominated industry. Mining companies included women employees in their labour force previously, however, legislation prohibited women from working underground according to the South African Minerals Act of 1991. This implies that they worked in a scope of above-ground occupations as cleaners, administration officers, etc. This prohibition was nullified in 1996, which initiated an increase in the number of female employees working underground. The adoption of the south African mining charter in 2002 required that a mining company's labour force comprises at least 10% of females. This compelled mining companies to actively pursue the recruitment of young females through bursaries, internships etc. This active recruitment over the years has led to a rise in the number of female students enrolled and graduating with a Mining engineering qualification at tertiary institutions. Contrary to the former, the mining industry notes a challenge of retention of female mining graduates after a few years of joining the industry as some decide to venture into other career fields such as banking, academia and consulting; that either limit their exposure to the underground environment or totally moves them away from the industry. The retention challenge at mining houses in retaining these graduates limits the extent of the benefits that accrue to mines and the industry for their investment. This paper aims to assess the factors contributing to the retention of female mining engineering graduates in South African underground hard rock mines. Furthermore, to recommend possible solutions that can aid in retaining female graduates.

Keywords: Mining industry, mining charter, mining engineering qualification, retention, female mining engineering graduates.

INTRODUCTION

The mining industry notes a challenge of retention of female mining graduates after a few years of joining the industry as some decide to venture into other career fields such as banking and consulting that either limit their exposure in the underground environment or totally move them away from the industry (Davenport, 2015). According to the Mining Qualifications Authority (MQA) (2015), while 75% of the mining engineering graduates join the mining industry after they graduate only 15% stay in the industry in the long term. The former is also reiterated by the Chamber of Mines' CEO (now called Minerals Council of South Africa) that the South African mining industry has a retention rate of just 15%, this is inclusive of males (Muir, 2015). According to a survey done by the Landelanhi recruitment group (2010), 85% of mining engineering graduates do not work long-term in South Africa and therefore a retention technique needs to be scrutinized (Steyn, 2010). According to the consulting engineers South Africa's (CESA) CEO Christopher Campbell (2017), a lot more still should be done to attract and retain females in the industry (Campbell, 2017). As a result of poor pay, hard conditions and opportunities for transference into the private or state-owned organizations, 50% of technical graduates leave the industry within a year and more than 70% are shed in the first 10 years of employment (Frankel, 2013).

Over the years, there has been a significant increase in the number of students enrolled to study towards obtaining a mining engineering qualification across the four universities that offer the course. This is evidenced by the fact that the four mining schools in South Africa namely the University of Johannesburg (UJ), The University of the Witwatersrand (Wits), the University of Pretoria (UP) and the University of South Africa (UNISA) have not had a reduction in the number of first-year applications (see Figure 1) even amidst the industry being in dire straits (Davenport, 2015). In 2008, when the mining industry was at its peak, there were 521 035 people employed within the South African mining industry (Omarjee, 2018). The number of employees expanded to 526 512 in the year 2012, before dwindling each year on to 2017. In 2017 there were 56 368 less jobs in the mining sector than there were in the year of 2008 (Omarjee, 2018). In the context of this study, graduates or mining graduates refers to female mining engineering graduates who have at least a mining engineering diploma/degree from one of the four aforementioned South African universities.

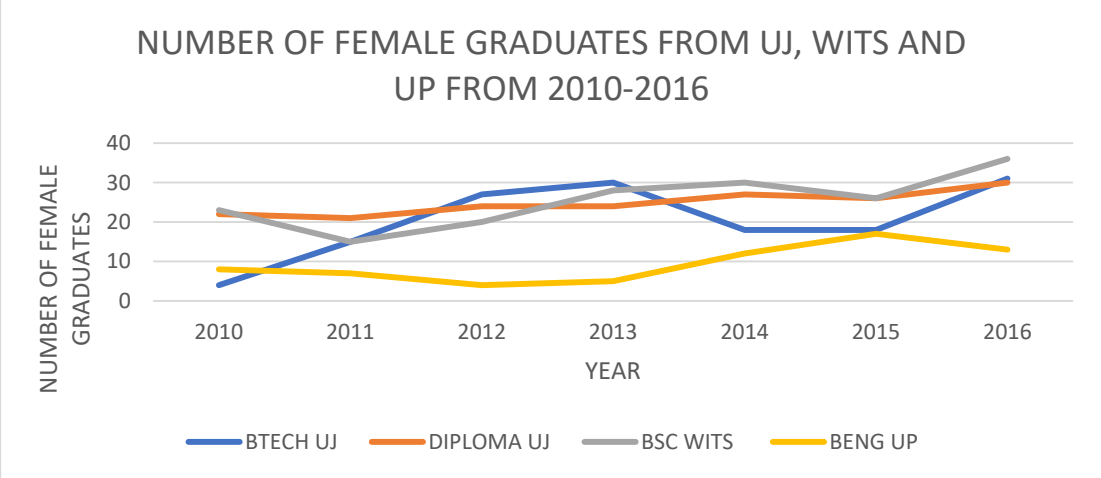


Figure 1. Number of female graduates from UJ, WITS and UP from 2010 to 2016.

The researcher was unable to get in contact with personnel responsible for graduations at the institution and was therefore unable to obtain data from UNISA.

LITERATURE REVIEW

History of Women in Mining in South Africa

South African women assumed a key part in the South African mining industry prior to them being lawfully permitted to work underground. This implies they worked in a scope of above- ground occupations mainly as administration workers and cleaners (Ralushai, 2003). In the 1990s the mining industry's workforce comprised 2% females (Dionne, 2014). In 2002 nonetheless, the South African Mining Charter encouraged mining firms to enlist a workforce that was 10% female (Dionne, 2014). This charter compelled mining companies to actively pursue the recruitment of young females through bursaries, internships, learnerships etc. Currently, when mining houses recruit potential candidates, preference is given to female applicants to some degree on account of the benefits of meeting hiring quotas (Dlamini).

According to Alexander (2010) the prohibition of women employment underground in South Africa remains unknown, since, there is no obvious origin in preceding legislation. He also argues that it is improbable that it was an outcome of influence from Kimberley, as part of the Cape Colony from 1880, as no restriction on women employment underground at mines could be found in the Cape legislation. The author further states that after the Zuid African Republic (ZAR), which managed the

Transvaal, in its Wet No. 12, of 1898 imposed a ban on the employment of women underground, the ban was then also adopted and enforced by the Union of South Africa's Mines and Works Act, No. 12, of 1911 (clause 8.1). The act states that: "No person shall employ underground on any mine a boy under the age of sixteen years or any female". The mines and works act No. 27 of 1956 also had a similar rule prohibiting women from working underground on a mine. The acts stated that "no male person under the age of sixteen years and no female shall work, and no person shall cause or permit any male person apparently under the age of sixteen years or any female to work, underground in any mine" (gazette, 1956). Alexander speculates that the significant ZAR Act was influenced by engineers who worked underground at the Rand mines, as most of them originated from the United States and Germany, where, by this stage, there were bans on female underground employment. The United States had banned underground employment of women as a result of rumours that, women were excessively fragile and brought misfortune underground (Marshall, n.d.). According to Womin, (n.d), prohibiting women from working underground in mines had a western, colonial influence. A considerable number of countries that banned females from working underground were following Britain's lead (Womin, n.d.). Britain adopted the British Mines Act in 1842, prohibiting women from working underground. The British Mines Act of 1842 prohibited women as well as boys 10 years and younger from working underground (Bloy, 2016). Britain had passed the prohibition following an article in the British press (1842) that gave aggravating reports of trousered (wearing trousers) females and young girls working underground in mines. Calls for prohibition was exacerbated by the revelation that they worked topless alongside men. According to Womin (n.d), given their experiences, white miners, most of whom were British, probably found it strange, and most likely unpleasant, if women had been allowed to work underground. The prohibitions were nullified in South Africa in 1996, this came after section 32(2) of the Minerals Act No. 50 of 1991 having been repealed by item 8 of Schedule 3 of the Mine Health and Safety Act No. 29 of 1996. Furthermore, the government had argued that the International Labour Organisation (ILO) convention 45 was inconsistent with Section 9 of the South African Constitution, which is against discrimination of individuals based on gender (ILO, 2005).

Retention Issues

The mining industry has attempted to not only attract women into the male-dominated industry, but it has had challenges in retaining them. Although the industry is aware of the retention of female talent challenge, female retention data is not readily available (Moussalli, 2018). Retaining employees that are motivated is fundamental to an organisation's sustainability, especially in organisations that are encountering problems retaining women filling key positions as per the mining charter requirements (Kemp, 2007). In a study done by the AusIMM (Australasian Institute of Mining and Metallurgy) (Kemp, 2007) which focused on mining industry professionals, a substantial number of respondents concurred that, in the next two years, they were probably going to move from their current working place (55%) or change their employer (39%). A total of 9% expressed a goal to move out of the minerals industry altogether. There was little contrast in the way men and women responded to the questions posed. In response to the question of why women leave or would choose to leave the mining industry the following key reasons were given, a lot of women who leave the industry, leave when they start a family. Both men and women did not find the industry as family friendly. Other reasons included issues with management, personal circumstance and also reasons related to the quality of life (work shift rosters). Women working in mines that are in remote areas additionally clarified different individual reasons that may incite them to leave the industry, for example, to move with a spouse, to be nearer to family and companions, accomplishment of a money-related objective, management issues, for example, lack of communication or inflexible and non-family friendly work arrangement, were likewise given as a conceivable motivation to leave the mining industry.

Existing literature has mostly looked at the experiences of women working in the mines and has identified challenges such as transformation, physical limitation challenges, work/life balance, mentorship and safety issues as the common challenges that women face after joining the mining

industry. There is however a paucity of research linking the aforementioned issues to female retention at these environments and this is what this study aims to do. Furthermore, of all research conducted on women in mining none has considered the issue of retention of female mining engineering graduates and this study aims to fill that gap in the existing literature.

METHODS

A survey was conducted amongst female mining engineering graduates who work for South African underground hard rock mines together with female mining engineering graduates who previously worked for underground hard rock mining houses and are now working in other industries or other mines that do not fall under the underground hard rock mines category e.g. surface mines, underground coal mining. The latter graduates were sampled using cluster sampling method in order to gain understanding of their reasons why they left underground mining operations. This assisted in assessing if similar reasons from graduates who left hard rock mining operations and those planning to leave exist. A self-administered semi-structured questionnaire was used to collect data from the graduates. Women In Mining South Africa (WIMSA) and LinkedIn were the main channels used to recruit graduates to participate in the research. For this study 79 current underground hard rock mine graduates and 29 former underground hard rock mining engineering graduates accessed the surveys, with 52 participants of the current underground hard rock mine graduates and 19 from former hard rock mining engineering graduates completing all sections of the questionnaire yielding a response rate of 65,8 % and 65,5% respectively. Approval to conduct the study was granted by the Ethics Committee of the University of Johannesburg, before proceeding with data collection. Data collected in this study was analysed by use of the SPSS (Statistical Package for the Social Sciences) software. The results in Table 1 are based on a preliminary analysis conducted as the study is still ongoing and results might change when a larger sample has been included and analysed.

RESULTS

Table 1. Demographic characteristics of participants

Item	Category	Percentage
Age	20-24	8.5%
	25-29	62.0%
	30- 34	16.9%
	35-39	7.0%
	40-44	2.8%
	45-49	1.4%
	55-59	1.4%
Race	Black	91.5%
	White	7.0%
Marital status	Single	70.4%
	Married	28.2%
	Divorced	1.4%
Qualification	Masters	4.2%
	Honours	16.9%
	BSC degree	19.7%
	BTECH degree	31.0%
	National diploma	21.1%
	Other	4.2%

The demographic characteristics of the participants are summarized in Table 1. Some participants did not complete all questions, hence the variation in sample size. Majority of the participants (62%) were between the ages 25-29, while 17% was aged between 30-34 years of age. Ninety two percent (92%) of the participants were of the black race and 7% were white. More than two-thirds (70%) of the participants were single while 28% was married. Only one participant was a divorcee. Majority (31%) of the participants had a BTech degree while only 4% of the participant had a BENG degree and Masters degree respectively. More than two thirds (68%) did not hold any other qualification besides a mining engineering qualification while 30% had other qualifications. Forty percent (40%) of the participants had between 3-4 years of industry experience while only 33% had been in the industry for more than five years. More than half of the participants (56%) did not have children while 44% of the participants had children. Seventy six percent (76%) of the participants indicated that they preferred staying close to their families with 51% indicating that they would leave their current employment to be closer to their families. Majority of the participants (17%) had been employed as interns while 8% were employed as miners and shift supervisors respectively (see Figure 2).

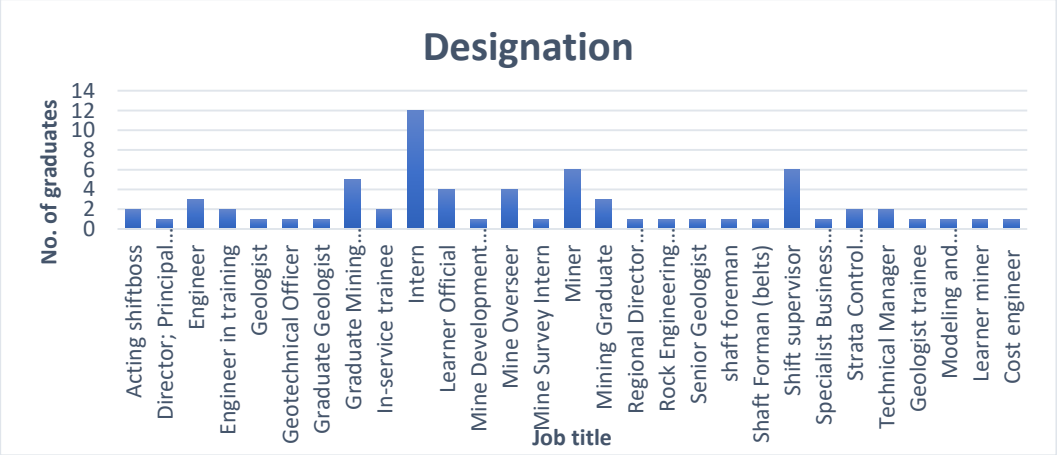


Figure 2. Figure showing job tiles of participants

Attraction to Mining

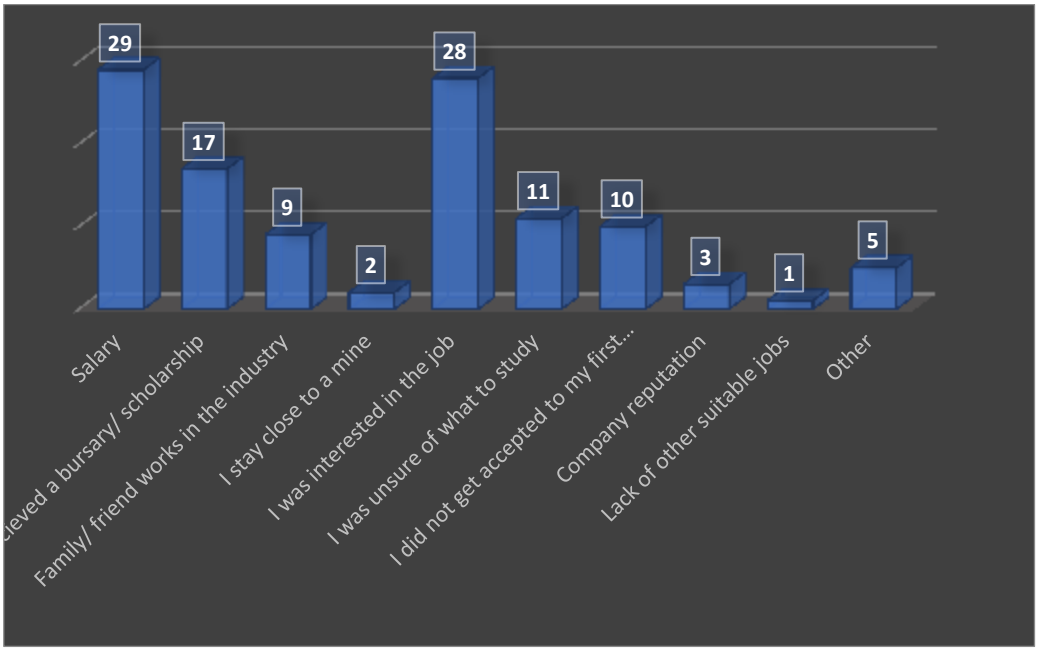


Figure 3. Participants' responses to what attracted them to mining

Reasons for joining the mining industry are indicated in Figure 3. The most common (25%) was because of salary package, followed by having a general interest for the job (24%) with 15% indicating that they studied a mining engineering qualification due to being offered a bursary to study mining engineering. The five participants who selected 'other', in further explaining all reasons can be tied back to the options that they were given on the questionnaire e.g. 'I thought the job was interesting'. Sixty five percent (65%) of the graduates surveyed indicated that they plan on staying at their place of work for a period of less than five years, while only 6% plan on staying at their current places of employment indefinitely. Forty six percent (46%) of participants responded that they plan on staying in the mining industry indefinitely (specifically working for mining houses) while 39% only planned on staying for a period of between 3-5 years.

MOTIVATORS FOR LEAVING UNDERGROUND HARD ROCK MINING OPERATIONS

Participants currently working for underground hard rock mines as well as those who are no longer working for underground hard rock mining operations were asked what would make them/made them leave such operations and Figure 4 summarises some of the reasons given.

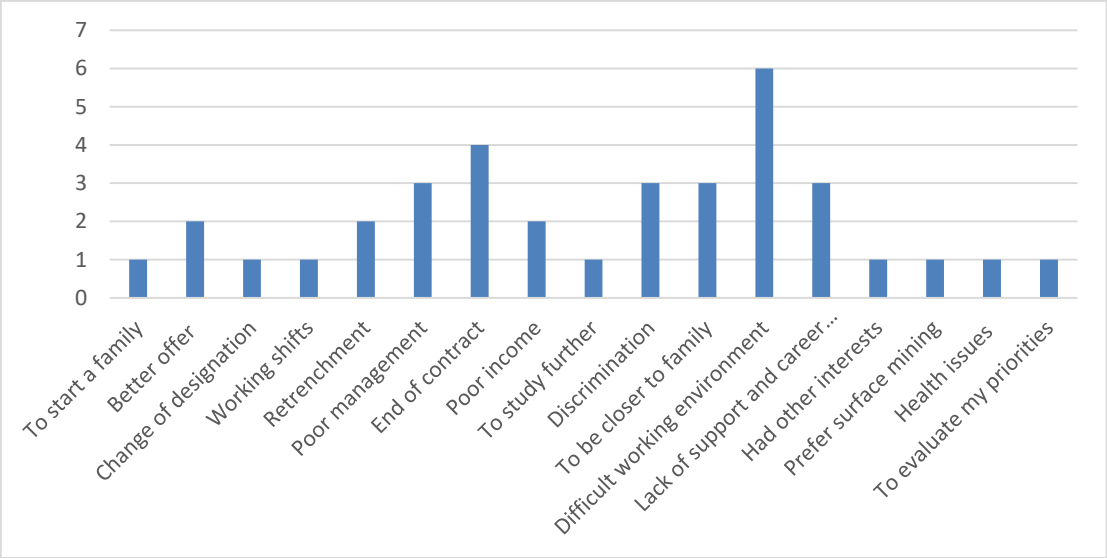


Figure 4. Motivators for leaving the mining industry

Participants currently working for underground hard rock mines together with those who previously worked for underground hard rock mines were also asked to rank the likelihood that they would leave/left their place of jobs for the reasons listed below (see appendix 1). Group A represents graduates currently working for underground hard rock mining houses while Group B represents participants who previously wor”ked for underground hard rock mines. Group A participants indicated the following reasons as the top reasons why they would choose to leave the industry i.e. They prefer working for another department e.g. planning department (54%), Inadequate support from management (53.1%) and to be closer to family (49.0%) whilst Majority of Participants from Group B indicated that they stopped working for underground hard rock mines because it was a wrong career choice (47.1%), other participants wanted to go study for another qualification whilst 41.2% indicated that they left their jobs to be closer to their families.

DISCUSSION

The findings from this study showed that majority of the participants were between the ages 25-29 (62%) and were mostly black (92%). This is not surprising as the charter, required that Preference should be given to black women, who are now called historically disadvantaged persons. A mining company receives points for meeting the targets for participation of black men and women in different occupational levels as listed in the mining scorecard (DME, 2009). Failure to comply with the provisions of the charter can result in the suspension or cancellation of a mining right (Madinginye, 2016). Majority (56%) of the participants were of a child bearing age (20-35 years) with more than half of the participants indicating that they have children. Moreover, 70% of these women are single. It is of the researcher’s opinion that the former simply indicates these participants may in the near future get married and start families. McKay (2018) indicates that the idea of motherhood is given as the single biggest issue that inhibits the career development of women. According to Schwartz (1989), of all the all the women who take maternity leave in a company, half of the women return to their occupations late or not at all. Thirty eight percent (38%) of Group B participants (see appendix 1) indicates that they left the mining industry to start a family. Likewise, participants prefer being closer to their families as indicated by 49% of Group B participants. The results of this study showed that 76% of the participants preferred staying close to their families with 51% indicating that they would leave their current employment to be closer to their families. It is of the researcher’s opinion that the provision of affordable houses for WIM would improve retention of women as they would be able to stay with their

families. Most participants reported that they preferred working day shift (morning shift) as it provides them with the luxury of spending of time with their families after work.

"I want to get married, I want to be with my fiancé, and I want to have children. My career in the mining industry doesn't allow for this to happen" - Respondent.

In a study done by Kemp (2007), women working in mines that are in remote areas gave different individual reasons that motivated them to leave the industry, for example, to move with a spouse, to be nearer to family and to nurture a child. Moussalli, (2018) states that when women become mothers, many continue to be the primary caregivers and require flexible working arrangements. According to Bulbulia (2018), there is a stagnation in general career progression when women reach middle management levels, due to the work environment, and additionally individual decisions, such as, leaving the industry or mine to start a family and then returning back to a position that requires less capacity in order to create a work/life balance. This is aggravated by societal expectations of women being the primary caregivers, and the working environment is usually not flexible enough to accommodate the needs of working mothers. This is because working in production requires availability all the time and on-site representation. The results of this survey also showed that majority (40%) of the participants had 3-4-year industry experience with most graduates currently employed as interns, miners and shift supervisors respectively. The former is not surprising as the first five years of employment for mining graduates involve being an engineer-in-Training (12–36 month), a Miner (6 months) and a Shift Supervisor (2–3 years). The duration, however, is dependent on the requirements of the mine and the ability of the graduate to do the job (SAIMM-YPC, 2015).

Majority of the participants indicated that they were attracted to the higher salaries that mining jobs had promised to offer. The former is however, according to the Head of the Mining Engineering Department at the University of Pretoria (UP) Prof Webber Youngman a wrong motivator for choosing a career in mining engineering. He states that most students lack comprehension of the industry and its difficulties and also consideration for the great deal of hard work to be done in the early stage of their career in mining is often neglected (Davenport, 2015). Frustration does build however as most graduates are not getting paid the high salaries they expect. With the South African mining industry dwindling, a lot of mines are now recruiting graduates on fixed term contracts (1-3 years). The starting salaries are also poor with mining interns earning on average R5000 per month. Albeit most participants would not leave their jobs due to pay issues 33% of both Groups A and B indicate that they would.

The top motivators for leaving the industry include difficult working conditions, discrimination, poor management and end of contract. The latter is evidenced by Figure 2 above as most graduate participants are employed at the mine as interns i.e. fixed term contract of between 1-3 years. The mining industry is in a financial predicament and a number of hard rock mining operations are closing resulting in less graduates being absorbed by companies when the term ends. Majority of underground hard rock mines make use of conventional mining methods; such mining methods involve a of lot manual labour in a dark and confined workplace (stope) that has a high temperature (+-28^{o} C).

"Most of the time I was failing to handle the heat, I lacked motivation and did not see my career advancing whatsoever." - Respondent.

A number of participants indicated that they found it difficult to work underground, furthermore it was risky and unhealthy.

"I had to wake up early, was working in risky areas and getting paid peanuts."- Respondent.

What further exacerbated the former for the participants was their dislike for production which is where most graduates are placed when they join the industry. The latter is further evidenced by

participants from 2 Group A below (see appendix 1) were majority (54%) showed that they preferred working at other departments. When mining houses are unable to allow graduates to branch into other career fields (within mining) of their choice e.g. rock engineering, planning etc. graduates then opt for other career fields. Both Group A and B participants when asked about the challenges they faced after joining the industry, discrimination (27%) was one of the challenges commonly mentioned by participants. Majority of the Graduates surveyed reported to being discriminated sorely based on their gender while others complained of being discriminated based on their race. The following are some of the responses from the participants.

"*Men see you as nothing but being there for their enjoyment, they refuse to accept you as being competent and also refuse to respect your authority.* "- Respondent

"I was not involved in any decision-making discussions. My opinions were not taken seriously". - Respondent.

Although discrimination did not make the top three on the likelihood scale in appendix 1, issues relating to discrimination were however, mentioned numerous times by participants on open-ended questions. In a study done by Mxhakaza (2010) on the perceived discrimination of women in the mining sector, the majority of the women indicated that that most men in the mining sector believe that a mine is no place for women and are of the belief that women cannot handle pressure and are less mentally and physically strong. This stereotyped conviction makes it difficult for men to acknowledge that women in the mines are or can be as competent as their male counterparts. It is this conviction that basically makes their negative frame of mind (Mxhakaza, 2010).

In reference to appendix 1 below, Group A participants indicated the likelihood of them leaving the industry due to inadequate support from management as high (53.1%). Participants reported that at some of the operations where they worked, support structure and mentorship were lacking whilst some graduates further reported that some mining operations did not have a proper graduate development structure in place. The following are some of the responses from the participants.

"*there is no respect from experienced employees, there's a lack of training and mentoring and no transfer of skills from supervisors*". - Respondent.

"as graduates we found ourselves bored as we had nothing really to do". – Respondent

"There was no follow up on my programme ensuring that I was getting familiar with the scope of my training. No engagement with top people to help us understand the core or drive for mining". – Respondent

According SAIMM-YPC, 2015 graduates are innovative and should be given opportunities early on in their careers in order to make a meaningful contribution as per their skills. Furthermore, doors for self-advancement of these graduates ought to be given and supported. The organisation further states that graduates that do not find their work intellectually challenging become frustrated and stagnate. The former results in graduates feeling like they are in the wrong career field and may end up quitting their work to go study for a different qualification. Which is a loss to the mining industry. According to Lou (2017), millennials require more than just only a place to work, they want to be involved in the work and have a desire to make a meaning contribution in the work place. Moreover, they want to feel good about the organization where they work. Millennials who according to Poswolsky (2015), will represent 75% of the workforce in 2025, are not motivated by money but rather aim to make the world more innovative, compassionate and sustainable with more than half of millennials saying they were willing to take salary cut in pursuit of work that matches their values.

Mentorship and coaching are also fundamental parts of support that management ought to provide to these graduates to improve retention rates. Finding a mentor who has broad experience in the mining sector is one of the methods that can mitigate challenges confronting women in the mining industry, according to Anglo American's production section shift supervisor Priyanka Padayachee who benefited from Anglo American's coal mining mentorship programme. Guidance and constant support are imperative in conquering the challenges that females face at the mines. As a mentor herself, she says, in spite of the fact that having a female mentor is translated by some as one-sided, shared experiences with other female engineers is useful in getting ready for the challenges women face in the mining industry (Schreuder, 2017). Eighty-three percent (83%) of respondents reported that that it is paramount to have a mentor in the industry but more than half (58%) indicates that they did not have mentors. The following are some of the responses from the participants.

"I did not have a female mentor, so I struggled quite a lot because the men at work could not relate with me. This in turn slowed my development down". - Respondent.

Structures such as Women in Mining (WIM) were also reported as non-existent (51.9%) by participants. Only 3.8 % of the participants reported having an active WIM structure at their workplace. These structures are paramount as they assist in driving transformation at mines to ensure that mines become women friendly thereby increasing retention. According to Sasol, the WIM structure at their organisation is aimed addressing matters specific to women such as career development, PPE, underground ablution amenities, and general wellbeing of women (Mzamo, 2017). Through this WIM structure, machinery utilized underground has been upgraded to suit the physical and biological needs of women, furthermore PPE was also redesigned to suit women's needs. Moreover, the forum developed an accelerated development programme which is aimed at fast tracking careers of WIM (Sasol, 2017).

CONCLUSION

Since the adoption of the mining charter, the mining industry is no longer restrictive to women. Albeit more women are on a yearly basis obtaining a mining engineering qualification only 15% stay in the industry in the long term. Retaining skilled employees is fundamental to an organisation's sustainability and profitability. Policies should be reviewed and/or drafted where retention is highlighted in order to improve retention rates. Mining engineering students before enrolling for the qualification, need to ensure that they have understanding of the mining industry and its difficulties and must have also considered the great deal of hard work to be done in their chosen career in mining.

RECOMMENDATIONS

Based on the findings above, participants highlighted the following as the common reasons why they would leave the mining industry.

- To be closer to family – Mines ought to provide accommodation where women can able to stay with their families, furthermore provision of 24hr childcare centres should be made by mining houses so that women working shifts can be able to stay with their children
- Prefer working for another department e.g. planning – Mining companies should, where applicable allow graduates to branch into other career fields (within mining) of their choice. Furthermore, doors for self-advancement of these graduates ought to be given and supported by mine management.
- Inadequate support from management- Formalized progress interviews conducted by senior officials must be incorporated into the graduate development programme. This would then provide a platform for graduates to raise their challenges with the hopes of reaching a compromise thereby, improving retention.

- To study for a different qualification and wrong career choice- Mining engineering students before enrolling for the qualification, need to ensure that they have understanding of the mining industry and its difficulties and must have considered all the pros and cons before enrolling for the qualification.

REFERENCES

Alexander, P. (2010). women and coal in mining in india and south africa. In *African studies* (pp. 201-222).

Bulbulia, T. (2018). women in mining. *mining weekly, 24*(29), 26.

Campbell, C. (2017). *Mining review Africa*. Retrieved November 20, 2017, from www.miningreview.com/magazine_articles/skills-retention-vital-for-south-african-mining/

CoM. (2017). *women in mining.* Retrieved August 17, 2017, from http://www.chamberofmines.org.za/industry-news/publications/fact-sheets

Davenport, J. (2015, october 9). *mining weekly*. (creamer media) Retrieved may 05, 2017, from www.miningweekly.com/print-version/despite-downturn-university-students-still-believe-mining-industry-to-be-an-employment-mecca-2015-10-09

Dionne, Y. (2014). *promine*. Retrieved October 04 , 2017, from www.promine.com/blog/diamonds-in-the-rough-rise-of-women-in-mining

Dlamini, T. (n.d.). *ROAPE.net*. Retrieved January 10, 2019, from http://roape.net/2016/02/10/gender-in-the-mining-industry/

DME. (2009). *CODES OF GOOD PRACTICE FOR THE SOUTH AFRICAN MINERALS INDUSTRY.* The department of minerals and energy.

Frankel, P. (2013). working. In H. f. cc (Ed.), *Between the rainbows and the rain:marikana,migration,mining and the crisis of modern soutth afric* (1st ed., p. 69). Johannesburg: Agency for social reconstruction.

gazette, e. u. (1956, May 4). *mines and works act 27 of 1956.* Retrieved January 19, 2019, from dmr.gov.za: http://www.dmr.gov.za/Portals/0/Resource%20Center/Mine%20Health%20and%20Safety%20Act%20and%20its%20Regulations/Mines%20and%20Works%20Act%2027%20of%201956.pdf?v

ILO. (2005). *International Labour Organisation*. Retrieved September 1, 2018, from www.ilo.org/dyn/normlex/en/f?p=NORMLEXPUB:13100:0::NO::P13100_COMMENT_ID:2246153

Kemp, D. d. (2007). *RETENTION OF WOMEN IN THE MINERALS INDUSTRY.* Australia: Centre for Social Responsibility in Mining,The University of Queensland.

Lou, E. (2017). *forbes.com*. Retrieved January 12, 2019, from www.forbes.com/sites/theyec/2017/06/09/why-millennials-want-more-than-just-work-the-importance-of-your-double-bottom-line/#47f59d755784

Madinginye, T. D. (2016). *Compliance with the Mining Charter* . BERAKAH VALUE INVESTMENTS.

Marshall, L. (n.d.). ARE WOMEN THE MINING INDUSTRY'S MOST UNDERDEVELOPED RESOURCE. colorado: mines colorado school of mines magazine.

Mckay, D. (2018). How to bring more women into mining. fin24.com.

Moussalli, I. (2018, August 15). *ABC.net.* Retrieved September 27, 2018, from http://www.abc.net.au/news/2018-08-15/the-battle-to-keep-women-in-mining/10118930

muir, T. (2015, November 1). *mining mirror.* Retrieved from mining mirror: www.srk.co.za/files/File/South-Africa/pressreleases/2015/NOV/Mining_Mirror_Mining_in_focus_Mining_skills_deficit_or_no_deficit_01Nov15_p.18_-_24_Part_1-7.pdf

Mxhakaza, J. N. (2010). Perceived discrimination of women in the mining sector. North-west University.

Mzamo, p. (2017). *miningne.ws*. Retrieved January 12, 2019, from http://www.miningne.ws/2017/09/29/sasol-mining-sponsors-the-2017-joburg-indaba/#

Omarjee, L. (2018). *fin24.com*. Retrieved January 09, 2019, from 7 figures that reflect the state of mining in SA

Poswolsky, A. S. (2015). *Fastcompany.com*. Retrieved January 12, 2019, from www.fastcompany.com/3046989/what-millennial-employees-really-want

Ralushai, m. (2003). Experiences of women working on the mines:a case study from rustenburg platinum mines. Johannesburg: University of Johannesburg.

SAIMM-YPC, T. S. (2015). *Career Development in the Minerals industry.* The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy.

Sasol. (2017, June 30). *sasol.com.* Retrieved January 12, 2019, from https://www.sasol.com/extras/SR_2017/downloads/Other/Investing-in-Our-People-Human-Capital-Management.pdf

Schreuder, N. (2017). *Creamer media's mining weekly*. Retrieved February 28, 2018, from http://www.miningweekly.com/article/mentors-ease-entry-for-women-in-mining-2017-08-04

Schwartz, F. N. (1989). *hbr.org*. Retrieved January 10, 2019, from https://hbr.org/1989/01/management-women-and-the-new-facts-of-life

Steyn, L. (2010). *Mail and guardian*. Retrieved November 16, 2017, from www.mg.co.za/article/2010-06-24-sa-a-major-exporter-of-mining-skills

womin. (n.d.). *Womin.org.za.* Retrieved September 26, 2018, from www.womin.org.za/images/papers/paper-two.pdf

APPENDIX 1

	A						B					
Reason	**Very likely**	**Somewhat likely**	**Neutral**	**Somewhat unlikely**	**Very unlikely**	**Total**	**Very likely**	**Somewhat likely**	**Neutral**	**Somewhat unlikely**	**Very unlikely**	**Total**
To start a family	32.0%	22.0%	12.0%	8.0%	26.0%	100	37.5%	12.5%	6.3%	31.3%	12.5%	100
Harassment by colleagues	31.3%	14.6%	12.5%	14.6%	27.1%	100	37.5%	18.8%	6.3%	18.8%	18.8%	100
To be closer to family	49.0%	24.5%	10.2%	12.2%	4.1%	100	41.2%	5.9%	5.9%	17.6%	29.4%	100
Inadequate support from management	53.1%	20.4%	16.3%	6.1%	4.1%	100	23.5%	5.9%	11.8%	11.8%	47.1%	100
To study for a different qualification	34.7%	26.5%	16.3%	16.3%	6.1%	100	47.1%	11.8%	5.9%	23.5%	11.8%	100
Pay issues	33.3%	19.6%	29.4%	9.8%	7.8%	100	33.3%	20.0%	33.3%	6.7%	6.7%	100
Work/life balance struggles	39.6%	29.2%	12.5%	14.6%	4.2%	100	37.5%	18.8%	6.3%	18.8%	18.8%	100
Slow culture change at the mine towards women	36.0%	26.0%	22.0%	8.0%	8.0%	100	29.4%	0%	23.5%	11.8%	35.3%	100
Wrong career choice	26.5%	16.3%	18.4%	14.3%	24.5%	100	47.1%	11.8%	0%	11.8%	29.4%	100
Discrimination	26.5%	22.4%	24.5%	20.4%	6.1%	100	23.5%	17.6%	0%	17.6%	41.2%	100
Underground environment is not women friendly	28.0%	18.0%	24.0%	12.0%	18.0%	100	25.0%	12.5%	18.8%	12.5%	31.3%	100
Underground work too labour intensive	26.5%	18.4%	22.4%	14.3%	18.4%	100	29.4%	11.8%	11.8%	0%	47.1%	100
Prefer working at another dept. e.g. planning	54.0%	14.0%	10.0%	6.0%	16.0%	100	35.3%	11.8%	5.9%	5.9%	41.2%	100

TOPLUMSAL CİNSİYET VE TÜRKİYE'DE MADEN MÜHENDİSLİĞİ BÖLÜMLERİNDE KADIN AKADEMİSYEN OLMAK

GENDER AND BEING A WOMAN ACADEMICIAN IN MINING ENGINEERING DEPARTMENTS IN TURKEY

T.D. Tombal Kara [1,] *, M. Kara [2]

[1]*Adana Alparslan Türkeş Bilim ve Teknoloji Üniversitesi, Maden ve Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümü*
(Sorumlu yazar: ttombal@adanabtu.edu.tr)
[2]*Çukurova Üniversitesi, Yabancı Diller Yüksekokulu*

ÖZET

Toplumsal cinsiyet, biyolojinin kodladığı maddi bedenlere manevi anlamlar yükleyerek onları kültürel olarak tanımlamak ve ayırmak; kadın ve erkeği, kadınlık ve erkeklik denen rol ve statüler bütünüyle özdeşleştirmektir. Bu ayrım, kadının aleyhine birçok eşitsizliğin doğmasında başrolü oynamaktadır. İnsanlığın başlangıcından beri var olan çalışma olgusu kapsamında kadınlar köle, çırak, yamak gibi roller üstlenirken günümüzdekine yakın anlamda kadınların çalışma yaşamına girişi 18. yüzyılın sonlarına rastlamaktadır. Ülkemizde kadının çalışma yaşamı eğitim seviyesine göre değişmektedir. Eğitim seviyesi yüksek kadınlar, toplumun kadın cinsiyetine uygun gördüğü ve statüsü yüksek işler yapma eğilimindedir. Kamusal hayatın pek çok alanında olduğu gibi kadınların eğitim ve bilimsel üretim alanına dahil olabilmeleri de uzun yıllara yayılan mücadelelerle adım adım gerçekleşebilmiştir.

Bu çalışmada kadınların Türkiye'de Maden Mühendisliği eğitimi verilen üniversitelere akademisyen olarak girişleri, akademik kariyer süreçleri ve toplumda özellikle erkek egemen olarak tabir edilen Maden Mühendisliği bölümlerinde akademide yer edinme koşulları ulusal ve uluslararası literatürden de yararlanılarak irdelenmiştir. Bu bağlamda, Türkiye'de hali hazırda Maden Mühendisliği bölümüne sahip 28 üniversitede görev alan kadın ve erkek akademisyenlerin öncelikli olarak üniversiteler bazında dağılımları verilmiştir. Akabinde, kadın akademisyenlerin unvan bazında dağılımları, takiben de bu verilerin cinsiyete dayalı oranları verilmiştir. Çalışmanın temel amacı Maden Mühendisliği bölümlerinde kadın akademisyenlerin akademinin neresinde olduğunun ve akademideki varlıklarının irdelenerek kadın/erkek oranlarındaki eşitsizlikten yola çıkılarak çözüm önerileri sunmaktır.

Anahtar Sözcükler: Toplumsal Cinsiyet, Akademi'de Kadın, Maden Mühendisliği, Ataerkil Toplum

ABSTRACT

Gender is to define and distinguish material bodies culturally encoded by biology through imposing spiritual meanings on them; and to consubstantiate men and women by way of feminine and masculine roles and statuses. This distinction plays a leading role in the emergence of many inequalities against women. The introduction of women to working life in its modern meaning at present comes across the end of the 18th century. The working life of women in our country varies according to the level of education. Women with a high level of education tend to have high-status jobs which are considered suitable to their gender. As is the case in many areas of public life, women's involvement in the field of education and scientific production has also been realized step by step with the struggles that have been spreading many years.

In this study, women's entrance to the universities that have Mining Engineering faculties in Turkey as academicians, their academic career processes and the conditions of obtaining a place in the academy in Mining Engineering Departments, which are especially identified as male-dominant, were investigated by taking advantage of national and international literature. In this context, dispersion on the basis of universities was firstly given for women and men academicians at 28 universities that have already had Mining Engineering departments in Turkey. Subsequently, the distribution of female academicians on the basis of title, followed by gender-based ratios of these data were given. The main aim of the study is to propose solutions based on inequality in female/male ratios by examining where women academicians in the academy are and their roles in the academy.

Keywords: Gender, Women in Academy, Mining Engineering, Patriarchal Society

GİRİŞ

Toplumsal cinsiyet, biyolojinin kodladığı maddi bedenlere manevi anlamlar yükleyerek onları kültürel olarak tanımlamak ve ayırmaktır. Kadın ve erkeği, kadınlık ve erkeklik denen rol ve statüler bütünüyle özdeşleştirmektir. Bu ayrım, kadının aleyhine birçok eşitsizliğin doğmasında başrolü oynamaktadır. Toplumsal cinsiyet ve ayrımcılık tartışmalarının 1960'larda başladığı bilinmektedir. Bu tartışmalar içinde geçen toplumsal cinsiyet ve biyolojik cinsiyet kavramlarının zaman zaman birbirlerine karıştırıldıkları gözlenmektedir. Cinsiyete dayalı ayrımcılık kadınların toplumsal cinsiyeti, biyolojik cinsiyetiyle ilişkilendirilerek kadınların üstlenebileceği görevlerin, işlerin ve mesleklerin daraltılması, engellenmesi ya da yasaklanması temeli üstünde belirginleşmektedir. Sosyal bilimler literatüründe biyolojik ve toplumsal cinsiyet olmak üzere iki farklı cinsiyet kavramı ele alınmaktadır. Biyolojik cinsiyet bireylerin fiziksel özelliklerine göre kadın ve erkek olarak sınıflandırılmaları iken, toplumsal cinsiyet ise kadın ve erkeklerin toplumdaki farklı rol ve davranışlarını tanımlamaktadır. Toplumsal cinsiyet, sosyal olarak yapılandırılmış bir olgudur. Bu olgu içinde belirli kişilik ya da diğer sosyal özellikler maskülen ya da feminen olarak ifade edilmektedir ve yanlış bir tavırla erkek ya da kadın bedenine sahip olmakla kendiliğinden ortaya çıktığı varsayımına dayanmaktadır. Kadın-erkek eşitliği, toplumun her alanında olduğu gibi eğitim alanında da üzerinde önemle durulması gereken bir konudur. Dünya Sağlık Örgütü'ne göre cinsiyet, kadın ve erkeği tanımlayan biyolojik ve fizyolojik özellikleri ifade ederken, toplumsal cinsiyet; sosyal olarak oluşturulan ve bir toplumun kadına veya erkeğe uygun gördüğü rolleri, davranışları, etkinlikleri ve nitelikleri belirtir. Acker'ın (1992) belirttiği gibi 'cinsiyet' doğal bir oluşumken 'toplumsal cinsiyet' oluşturulur (Özkanlı ve Korkmaz, 2000; Bingöl, 2014; Başarır ve Sarı, 2015; Yıldız, 2018; WHO, 2018).

Kadınlar, her dönem ve toplumda çeşitli çalışma biçimleri ile üretim faaliyetleri içerisinde yer almaktadırlar. Kadınların çalışma biçimlerindeki çeşitlilik, çalışma kavramına erkekler ve kadınlar açısından farklı bir anlam ve içerik yüklemektedir. Kadınların "çalışma"sının sadece ekonomik olarak üretken faaliyetlerden oluşmaması, çalışma yaşamına katılımı ve çalışma koşullarını kadın ve erkek için farklı özelliğe büründürmektedir. Kamusal hayatın pek çok alanında olduğu gibi kadınların eğitim ve bilimsel üretim alanına dahil olabilmeleri de uzun yıllara yayılan mücadelelerle adım adım gerçekleşebilmiştir. Farklı ülkelerde kadınların üniversitelerde bilim insanı olarak çalışabilmeleri bir anda gerçekleşmemiş, kadınlar önce üniversitelerdeki dersleri izleyebilmiş ve belli bölümlere öğrenci olarak alınmışlar sonrasında ise üniversitelerdeki bütün bölümler kadın öğrencileri kabul etmişlerdir. Ülkelerindeki mücadelelerin gelişimine göre önce kimi ülkelerde kadınlar üniversite eğitimine karma eğitimle başlamış kimilerinde başlangıçta ayrı ayrı eğitim gören kadın ve erkek öğrenciler zaman içinde karma eğitime geçmişlerdir. Dünyada üniversite düzeyinde karma eğitimin yasak olduğu ve/veya kadınların sadece belli bölümlere alındığı ülkeler hâlâ mevcuttur. Kadınların üniversitelerde bilim insanı olarak çalışabilmeleri de ancak üniversite öğrencisi olarak kabul edilmelerini izleyen yıllarda gerçekleşebilmiştir (Özçatal, 2011; Şentürk, 2015).

Türkiye'de üniversitelerin tarihinde kadınların yer alması sürecinin Batı Avrupa ve Anglo-Sakson dünyadan kimi farklılıklar taşıdığı genel olarak kabul gören bir değerlendirmedir. Üniversite kurumunun Türkiye'de filizlenişi, modernleşme sürecinin bir parçası olarak, daha başından kadınların eğitimine ilişkin reform süreciyle birlikte yürümüştür. Bu nedenle modernleşme ve batılılaşmanın görünür kurumları olarak üniversiteler de, rejimin modern kadınlara ilişkin ideallerinin sembolleştiği kurumlardan biri olmuş ve daha başından itibaren kadınların katılımıyla şekillenmiştir. Her modern toplumda toplumsal cinsiyet ilişkileri ve cinsiyete dayalı iş bölümüne dair belirli, doğru ve arzu edilen bir biçime yönelik varsayımlar mevcuttur. Bir kurum olarak üniversitenin işleyişinin de içinde şekillendiği toplumun dinamiklerinden ve cinsiyet rejiminden etkilenmediği söylenemez. Üniversitelerin, gerek kurumsal kimlikleri gerekse misyonları gereği toplumsal cinsiyet tartışmalarının dışında yer alması beklenmektedir. Ancak yapılan çalışmalar ve sayılara yansıyan gerçekler, bu toplumsal sorunun üniversiteler düzeyinde de bir karşılığı olduğunu göstermektedir (Öztan ve Doğan, 2015; Şentürk, 2015, Karakuş, 2016).

Eğitimin temel haklardan biri olarak kabul edildiği günümüzde eğitimde geçen süre geçmişe oranla arttığı gibi kadınların yükseköğrenime giriş ve akademik kariyerde ilerleme talepleri de artmaktadır. Bilimsel yaşamda kadın akademisyenlerin yer almasıyla birlikte, çalışma hayatının kadınlara yüklediği sorumluluklar da artmıştır. Toplumsal cinsiyet temeline bağlı olarak kadınların görünmeyen emek olarak ifade edilen ev içi üretiminin emek-değer açısından değerlendirilmesi mümkün değildir. Diğer yandan çalışma hayatında akademisyenliğin getirdiği zorunluluklar da bu mesleği icra eden kadınlar üzerindeki yükün daha da artmasına neden olmuştur. Kadınların akademik hayatta hiyerarşinin alt basamaklarındaki pozisyonlarda ve kadınlara "uygun" görülen meslek dallarıyla ilişkili bölümlerde varlık göstermelerini anlayabilmek için, kadınların işle birlikte aile ve özel alanla olan ilişkilerini anlamak gerekmektedir. Akademisyenlikte ders vermenin yanı sıra, kariyer yapmak için ihtiyaç duyulan, yayın yapmak, kongrelere katılmak, tez danışmanlığı yapmak gibi uğraşılar mesai saatlerinin dışına taşmakta ve özel yaşamdan fedakarlık etmeyi gerektirmektedir (Dikmen ve Maden, 2012; Küçükşen ve Kaya, 2016; Adak, 2018).

Toplumsal cinsiyetin akademiye bir diğer yansıması da bilimler düzeyinde kadın-erkek ayrımının gözlenmesidir. Buna göre genel kanı insan odaklı sosyal bilimlerin kadınlara, veri odaklı fen bilimlerinin ise erkeklere uygun olduğu yönündedir. Yapılan çalışmalar Türkiye'de fen bilimlerinin maskülen, sosyal bilimlerin ise feminen olduğunu destekleyecek bulgulara sahiptir. Akademik ortamlarda bilimler düzeyinde cinsiyetçi bir ayrışmanın varlığı göz ardı edilemez. Her ne kadar bilimsel olarak birçok yeniliğin olduğu oldukça önemli keşiflerin yapıldığı bir çağda yaşıyor olsak da, akademik alanda çalışma yapan kadınlar gerek kariyerlerini ilerletmede gerekse bilimsel çalışmalarını gerçekleştirmede hala bazı zorluklarla karşılaşmaktadırlar. Yaşanan zorluklar nedeniyle kadınlar bilim dünyasında oldukça dar bir alanda iş görmekte ve çok az katkı sağlayabilmektedirler (Yıldız, 2018; Demir, 2018).

Neredeyse tamamen erkeklerin hâkim olduğu akademide, kadınların da yavaş yavaş kendilerine yer edinmeye başladıkları görülmektedir. Aslında hemşirelik, eğitim ve sosyal hizmet gibi belirli alanlarda kadınlar hem öğrenciler hem de öğretim üyeleri olarak çoğunluktadır. Bununla birlikte, bazı araştırmalar kadınların hâlâ cinsiyet ve cinsiyet ayrımcılığına bağlı bakış açılarından dolayı bilim, tıp, hukuk veya edebiyat gibi erkek egemen disiplinlerde yeterince temsil edilmediğini ortaya koymaktadır. Geçtiğimiz 30 yıl boyunca batı dünyasındaki kadınlar akademi yolunda önemli adımlar atmışlardır. Kadınları yükseköğretime katılımdan alıkoyan birçok engel parçalanmıştır. 1932-1933 öğretim yılında Yüksek İktisat ve Ticaret Mektebi'ne muallim kadrosuna kadınların alınmasıyla birlikte Türkiye'de kadınlar üniversitelerde akademisyen olarak çalışmaya başlamıştır (Skelton, 2005; Hirshfield ve Joseph, 2012; Şentürk vd., 2017).

Teknolojinin gelişmesi ile birlikte teknoloji üzerindeki bilgi ve kontrol, toplumda yeni bir güç alanı oluşturmuştur. Teknolojinin temel olduğu mühendislik alanları ise, erkek egemen konuma

gelmiştir. Mühendisliğin eril niteliklerle özdeşleştirilen tarafsız, mantıksal, pragmatik, agresif ve yarışmacı özelliklere sahip olduğu ve yapısal olarak kadınlara ait özelliklerle bağdaşmayacağı varsayılmaktadır. Türkiye'de madenciliğin 1872 yılında kurulan Orman ve Maden Mektebi ile başladığı bilinmektedir. 1953'te kurulan Maden Fakültesi 1957'den itibaren Türkiye'nin ilk maden yüksek mühendislerini mezun etmeye başlamıştır. Son 20 yılda, yer bilimleri ve ilgili mühendislik bölümlerindeki kadın öğrencilerin sayısı, Türkiye'de önemli ölçüde artmıştır. Türkiye'deki üniversitelerde birçok alanda kadın fakültesi dağılımı için mühendislik alanındaki kadın öğrencilere yönelik cinsiyet dağılımı da mevcuttur. Kadın fakültelerinin en yüksek yüzdesi kimya, biyoloji, gıda ve çevre bilimlerinde kullanıldığından, yer bilimleriyle ilgili alanlarda da dikkate değer bir artış söz konusudur. Her ne kadar Türkiye'de kadın fakültesi yüzdesi daha yüksek olsa da, veriler, kadınların halen yer bilimlerinde ve yer bilimleri bölümlerinde daha yüksek seviyede eğrildiğini ve yeterince temsil edilmediğini göstermektedir (Okay, 2003; Okay, 2007; Emre, 2007; Okay, 2008).

Bu çalışmada kadınların Türkiye'de Maden Mühendisliği eğitimi verilen üniversitelere akademisyen olarak girişleri, akademik kariyer süreçleri ve toplumda özellikle erkek egemen olarak tabir edilen Maden Mühendisliği bölümlerinde akademide yer edinme koşulları ulusal ve uluslararası literatürden de yararlanılarak irdelenmiştir. Çalışmanın temel amacı Maden Mühendisliği bölümlerinde kadın akademisyenlerin akademinin neresinde olduğunun ve akademideki varlıklarının irdelenerek kadın/erkek oranlarındaki eşitsizlikten yola çıkılarak çözüm önerileri sunmaktır.

ARAŞTIRMANIN AMACI, ÖNEMİ VE YÖNTEMİ

Son yıllarda kadınların çalışma hayatına dahil olması hem Dünya'da hem de Türkiye'de geçmiş yıllara oranla artış göstermiş, toplumsal olarak yaşanan değişikliklerden dolayı da geçmişe oranla daha çok önem kazanmıştır. Özellikle, Maden Mühendisliği gibi erkek egemen olduğu düşünülen bölümlerde kadın akademisyen olmak, akademide varlık gösterebilmek; bununla birlikte kadın akademisyenlerin karşılaştığı/karşılaşabileceği olumsuzlukları tespit edip aksiyon alabilmek oldukça önemlidir.

Bu çalışmada sırasıyla, Adana Alparslan Türkeş Bilim ve Teknoloji Üniversitesi, Afyon Kocatepe Üniversitesi, Aksaray Üniversitesi, Atatürk Üniversitesi, Batman Üniversitesi, Bülent Ecevit Üniversitesi, Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi, Çukurova Üniversitesi, Dicle Üniversitesi, Dokuz Eylül Üniversitesi, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Gümüşhane Üniversitesi, Hacettepe Üniversitesi, İnönü Üniversitesi, İstanbul Teknik Üniversitesi, İstanbul Üniversitesi – Cerrahpaşa, Karadeniz Teknik Üniversitesi, Konya Teknik Üniversitesi, Kütahya Dumlupınar Üniversitesi, Muğla Sıtkı Koçman Üniversitesi, Necmettin Erbakan Üniversitesi, Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi, Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Sivas Cumhuriyet Üniversitesi, Süleyman Demirel Üniversitesi, Şırnak Üniversitesi, Uşak Üniversitesi ve Van Yüzüncü Yıl Üniversitesi'nde çalışan 75 kadın ve 313 erkek akademisyen ele alınmıştır. Burada istihdam edilen toplam 132 Profesör, 62 Doçent ve 81 Doktor Öğretim Üyesi unvan kademelerinde bulunan öğretim üyeleri ve 113 Araştırma Görevlisi üzerinden çalışma yürütülmüştür.

Çalışmanın ilk kısmında detaylı bir literatür araştırması gerçekleştirilmiştir. Bu kapsamda, toplumsal cinsiyet ve cinsiyete dayalı ayrımcılık kavramları verilerek kadının çalışma yaşamına girişi, kadının üniversiteye ve akademiye girişi irdelenmiştir. Son olarak teknolojinin de ilerlemesiyle kadınların yer bilimlerinde akademideki konumlarına değinilmiştir. Çalışmanın ikinci kısmını, Türkiye'deki Maden Mühendisliği bölümünde hali hazırda istihdam edilmiş olan kadın akademisyenler oluşturmaktadır. Bu bağlamda, öncelikli olarak üniversitelerin unvan ve cinsiyet bazlı akademisyen dağılımları verilmiştir. Ardından, her bir unvan için kadın ve erkek akademisyen oranları incelenmiş ve akabinde Türkiye'deki Maden Mühendisliği bölümlerindeki kadın akademisyenlerin her bir üniversite için oranı verilmiştir. Son olarak, her bir unvan için kadın, erkek ve toplam akademisyen sayıları; üniversite ve unvan bazında toplam sayıları verilmiştir. Elde edilen veriler ışığında, kadın

akademisyenlerin akademinin neresinde olduğunun ve akademideki varlıklarının irdelenerek kadın/erkek oranlarındaki eşitsizlikten yola çıkılarak çözüm önerileri sunulmuştur.

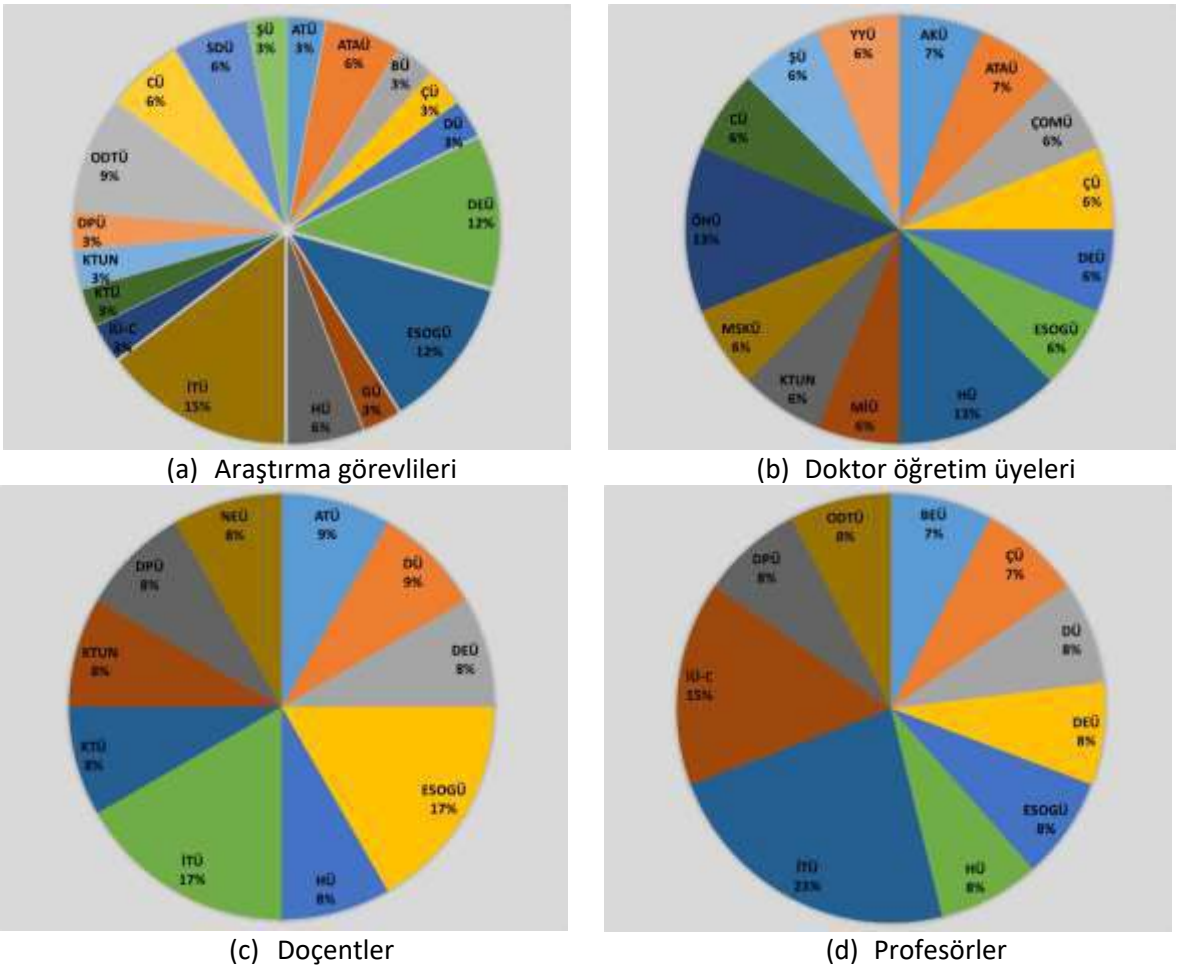
SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Türkiye'de Maden Mühendisliği bölümüne sahip 28 üniversitede görev alan kadın ve erkek akademisyenlerin unvan ve cinsiyet bazında dağılımları Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Üniversitelerin unvan ve cinsiyet bazlı akademisyen dağılımı (YBYS, 2019).

	Profesör			Doçent			Doktor öğretim üyesi			Araştırma Görevlisi			Toplam		
Üniversite Adı	**E**	**K**	**T**	**E**	**K**	**T**	**E**	**K**	**T**	**E**	**K**	**T**	**E**	**K**	**T**
Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi	0	0	0	1	0	1	2	1	3	0	0	0	3	1	4
Süleyman Demirel Üniversitesi	7	0	7	2	0	2	2	0	2	2	2	4	13	2	15
İnönü Üniversitesi	4	0	4	1	0	1	1	1	2	0	0	0	6	1	7
Necmettin Erbakan Üniversitesi	1	0	1	0	1	1	0	0	0	0	0	0	1	1	2
Aksaray Üniversitesi	1	0	1	1	0	1	0	0	0	1	0	1	3	0	3
Eskişehir Osmangazi Üniversitesi	14	1	15	2	2	4	4	1	5	2	4	6	22	8	30
Kütahya Dumlupınar Üniversitesi	7	1	8	1	1	2	5	0	5	4	1	5	17	3	20
Dokuz Eylül Üniversitesi	12	1	13	10	1	11	2	1	3	9	4	13	33	7	40
Dicle Üniversitesi	1	1	2	4	1	5	2	0	2	1	1	2	8	3	11
Uşak Üniversitesi	2	0	2	0	0	0	2	0	2	0	0	0	4	0	4
Gümüşhane Üniversitesi	0	0	0	0	0	0	3	0	3	6	1	7	9	1	10
Adana Alparslan Türkeş Bilim ve Teknoloji Üniversitesi	1	0	1	2	1	3	0	0	0	2	1	3	5	2	7
İstanbul Üniversitesi-Cerrahpaşa	4	2	6	4	0	4	4	0	4	7	1	8	19	3	22
Van Yüzüncü Yıl Üniversitesi	0	0	0	0	0	0	3	1	4	2	0	2	5	1	6
Sivas Cumhuriyet Üniversitesi	7	0	7	0	0	0	3	1	4	2	2	4	12	3	15
Batman Üniversitesi	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	0	1	1
İstanbul Teknik Üniversitesi	11	3	14	7	2	9	3	0	3	6	5	11	27	10	37
Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi	1	0	1	1	0	1	4	2	6	0	0	0	6	2	8
Karadeniz Teknik Üniversitesi	6	0	6	5	1	6	3	0	3	5	1	6	19	2	21
Konya Teknik Üniversitesi	6	0	6	1	1	2	4	1	5	5	1	6	16	3	19
Hacettepe Üniversitesi	9	1	10	2	1	3	6	2	8	7	2	9	24	6	30
Şırnak Üniversitesi	2	0	2	0	0	0	2	1	3	2	1	3	6	2	8
Atatürk Üniversitesi	0	0	0	1	0	1	0	1	1	3	2	5	4	3	7
Muğla Sıtkı Koçman Üniversitesi	3	0	3	1	0	1	2	1	3	1	0	1	7	1	8
Afyon Kocatepe Üniversitesi	3	0	3	2	0	2	3	1	4	2	0	2	10	1	11
Zonguldak Bülent Ecevit Üniversitesi	6	1	7	2	0	2	3	0	3	4	0	4	15	1	16
Çukurova Üniversitesi	5	1	6	0	0	0	0	1	1	3	1	4	8	3	11
Orta Doğu Teknik Üniversitesi	6	1	7	0	0	0	2	0	2	3	3	6	11	4	15
Toplam	119	13	132	50	12	62	65	16	81	79	34	113	313	75	388

28 üniversitede toplam 79 erkek araştırma görevlisi, 65 erkek doktor öğretim üyesi, 50 erkek doçent ve 119 erkek profesör istihdam edilmişken, kadın araştırma görevlisi sayısı 34, kadın doktor öğretim üyesi sayısı 16, kadın doçent sayısı 12 ve kadın profesör sayısı 13'dür.

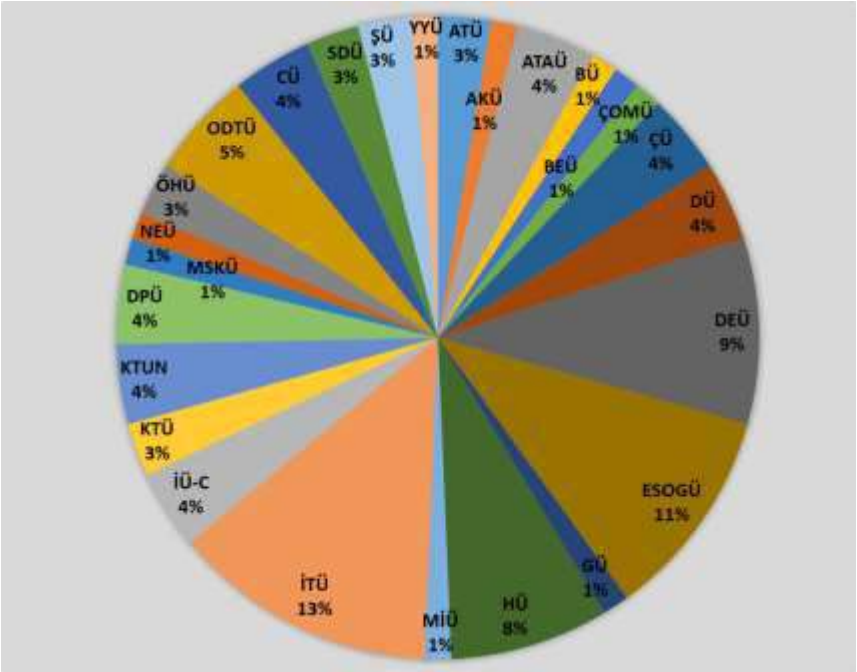


Şekil 1. Kadın (a) araştırma görevlileri, (b) doktor öğretim üyeleri, (c) doçentler, (d) profesörlerin unvan bazlı dağılımları (YBYS, 2019).

Üniversitelerdeki kadın akademisyenlerin unvan bazlı dağılımları

Şekil 1'de (a) 34 kadın araştırma görevlisi, (b) 16 kadın doktor öğretim üyesi, (c) 12 kadın doçent ve (d) 13 kadın profesörün unvan bazlı dağılımları verilmiştir. %15'lik oranla İstanbul Teknik Üniversitesi bünyesinde en fazla kadın araştırma görevlisini barındıran üniversitedir. İstanbul Teknik Üniversitesi'ni %12 ile Eskişehir Osmangazi Üniversitesi ve Dokuz Eylül Üniversitesi takip etmektedir. Doktor öğretim üyesi oranlarına baktığımız zaman %13 ile Hacettepe Üniversitesi ve Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi ilk sırayı çekerken, doçent oranlarında %17 ile İstanbul Teknik Üniversitesi ve Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, profesör oranlarında da %23 ile İstanbul Teknik Üniversitesi başı çekmektedir.

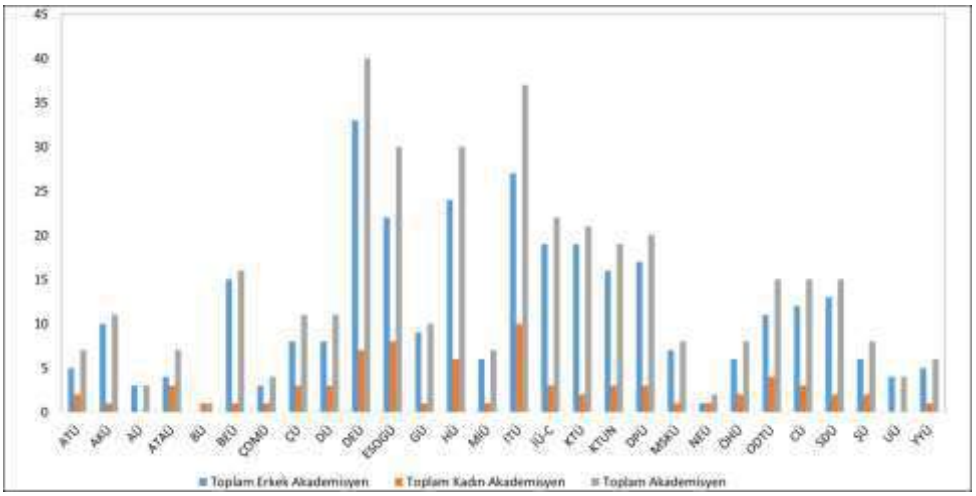
Türkiye'deki Maden Mühendisliği bölümlerindeki kadın akademisyenlerin dağılımı Şekil 2'de verilmiştir. İstanbul Teknik Üniversitesi, %13 ile Türkiye'deki Maden Mühendisliği bölümlerindeki en fazla kadın akademisyen oranına sahip üniversitedir. İstanbul Teknik Üniversitesi'ni sırasıyla %11 ile Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, %9 ile Dokuz Eylül Üniversitesi takip etmektedir.



Şekil 2. Toplam kadın akademisyen dağılımları (YBYS, 2019).

Sayılarla kadın ve erkek akademisyenler

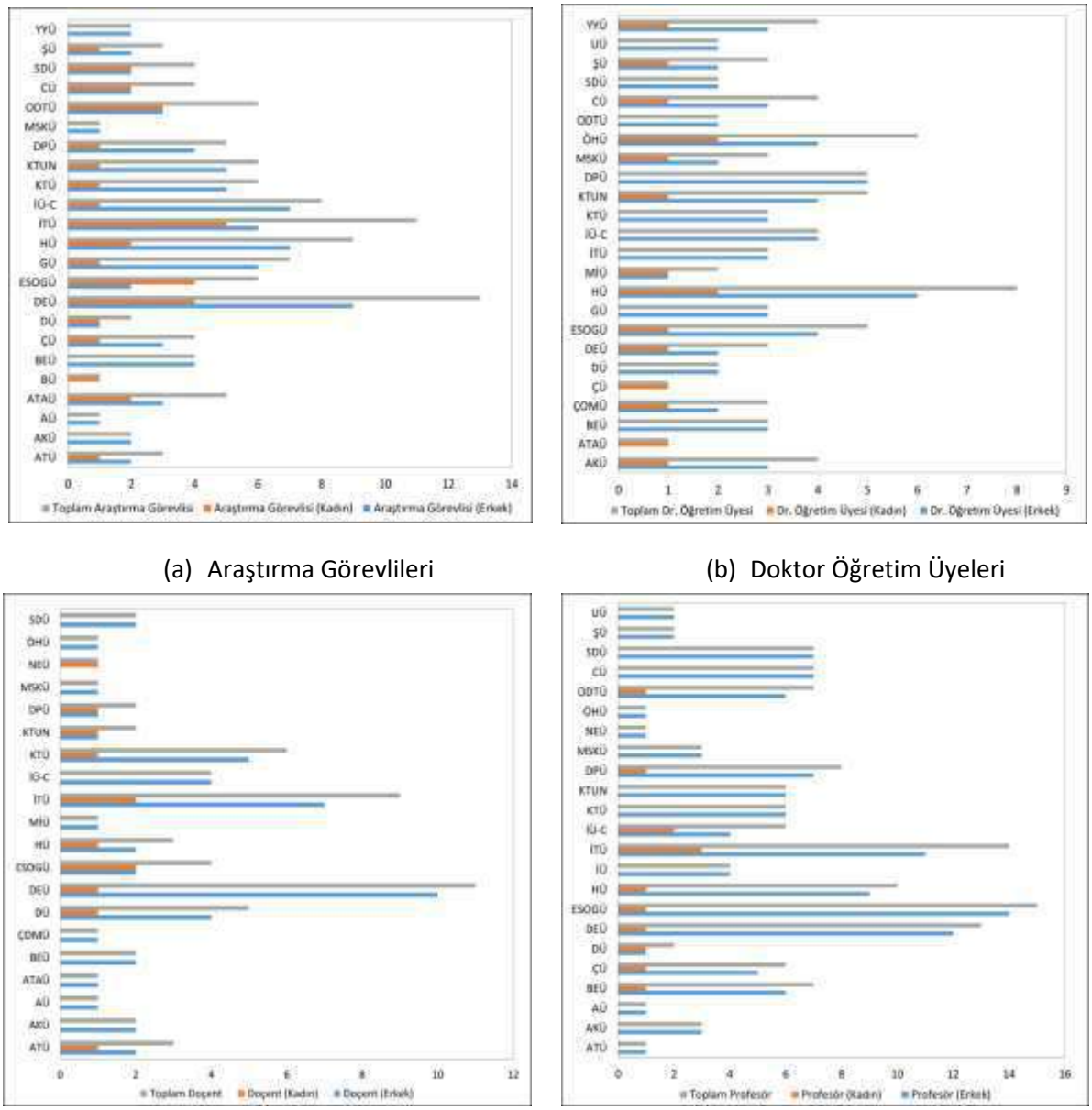
Üniversitelerdeki kadın, erkek ve toplam akademisyenlerin sayıca gösterimi Şekil 3'de verilmiştir. Hali hazırda istihdam edilmiş olan kadın akademisyenlerin toplam akademisyenlere oranları; Atatürk Üniversitesi'nde %33,33, Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi'nde %30,77, İstanbul Teknik Üniversitesi'nde %26,83 ve Adana Alparslan Türkeş Bilim ve Teknoloji Üniversitesi'nde %25'dir. Batman Üniversitesi'nde görev yapan tek bir akademisyen olduğundan, kadın akademisyen oranı %100'dür.



Şekil 3. Üniversitelerdeki kadın, erkek ve toplam akademisyenlerin sayıca gösterimi (YBYS, 2019).

Üniversitelerdeki kadın, erkek ve toplam (a) araştırma görevlileri, (b) doktor öğretim üyeleri, (c) doçentler ve (d) profesörlerin sayıca gösterimi Şekil 4'de verilmiştir.

Eskişehir Osmangazi Üniversitesi'nde hali hazırda görev alan araştırma görevlilerinin %71,43'ü kadın araştırma görevlilerinden oluşmaktadır. Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Sivas Cumhuriyet Üniversitesi ve Süleyman Demirel Üniversitesi'nin kadın araştırma görevlisi oranları %50'dir. Atatürk Üniversitesi ve Çukurova Üniversitesi'nde görev alan doktor öğretim üyelerinin %100'ü; İnönü Üniversitesi'nde görev alan doktor öğretim üyelerinin de %50'si kadın akademisyenlerden oluşmaktadır. Muğla Sıktı Koçman Üniversitesi'ndeki doçentlerin %50'si ve Eskişehir Osmangazi Üniversitesi'ndeki doçentlerin de %40'I kadındır. İstanbul Üniversitesi – Cerrahpaşa %33,33'lük oranla ve İstanbul Teknik Üniversitesi de %20'lik oranla bütün üniversiteler içinde kadın profesör oranı en yüksek olan üniversitelerdir.



(a) Araştırma Görevlileri

(b) Doktor Öğretim Üyeleri

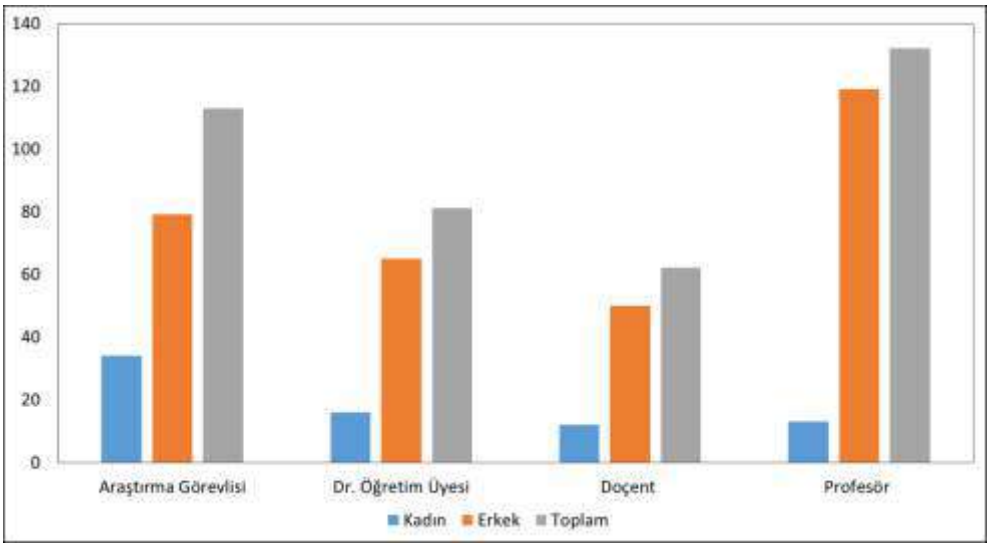
(c) Doçentler

(d) Profesörler

Şekil 4. Üniversitelerdeki kadın, erkek ve toplam (a) araştırma görevlileri, (b) doktor öğretim üyeleri, (c) doçentler ve (d) profesörlerin sayıca gösterimi (YBYS, 2019).

Üniversitelerdeki kadın, erkek ve toplam akademisyen sayılarının unvan bazlı gösterimi Şekil 5'de verilmiştir. Türkiye'deki 28 üniversitedeki Maden Mühendisliği bölümlerinde çalışan araştırma

görevlilerinin %30,09'u, doktor öğretim üyelerinin %19,75'i, doçentlerin %19,36'sı ve profesörlerin %9,85'i kadın akademisyenlerden oluşmaktadır. Tüm üniversitelerde toplam 75 kadın akademisyen görev alırken, erkek akademisyenlerde bu sayı 313'dür ve bu verilerden yola çıkıldığında Türkiye'deki Maden Mühendisliği bölümlerindeki kadın akademisyenlerin oranı %19,33'dür.



Şekil 5. Üniversitelerdeki kadın, erkek ve toplam akademisyen sayılarının unvan bazlı gösterimi (YBYS, 2019).

Kadınların genellikle erkek meslektaşlarından farklı kariyer yollarının olması ve üst düzeylerde temsillerinin halen yeterli düzeyde olmamasından dolayı, kadın akademisyenlerin kariyeri, cinsiyet çalışmalarının odak noktası olmaya devam etmektedir. Toplumsal cinsiyet önyargısı kadınlar, fikirleri ve bulguları hafife alındığı için akademide önemli bir engel olarak karşımızda durmaktadır. Dahası, erkek egemen akademi sebebiyle kadın akademisyenlerin kariyer basamaklarını tırmanması oldukça zorlaşmaktadır. Buna bağlı olarak akademide toplumsal cinsiyete dayalı ayrıştırma yatay ve dikey olmak üzere iki başlıkta incelenmektedir. Bilim alanlarının toplumsal cinsiyete dayalı ayrışması yatay ayrışma, hiyerarşik ayrışmalar da dikey ayrışma olarak tanımlanmaktadır. YÖK'ün 2018 istatistiki verilerine göre Türkiye'deki tüm üniversitelerdeki Tıp fakültelerindeki kadın akademisyen oranı %43,6, Matematik bölümlerindeki kadın akademisyen oranı %42,09, Hemşirelik bölümlerindeki kadın akademisyen oranı %90,7 ve Makine Mühendisliği bölümlerindeki kadın akademisyen oranı %12,9 iken; Türkiye'deki tüm üniversitelerdeki kadın akademisyen oranı %44,4; kadın profesör oranı %31,23; kadın doçent oranı %38,8; kadın doktor öğretim üyesi oranı %42,5 ve kadın araştırma görevlisi oranı %50,4'dür. Bu tablodan da görüleceği üzere, hemşirelik ve makine mühendisliği bölümlerindeki kadın akademisyen oranları yatay ayrışmaya, profesör unvan kademesinden araştırma görevlisi kademesine kadar olan yelpazedeki fark da dikey ayrışmaya örnektir. Kadınlar akademik kariyer süreçlerinde ilerlerken, profesör unvan kademesine gelene kadar yaklaşık %20 oranında kayıp vermektedir.

Günümüzde kadınların akademide geçmişe nazaran daha fazla yer alıyor olması kadınların bilim üretimine katkısından dolayı oldukça sevindiricidir. Sadece Türkiye'de değil Dünya'da da kadınların hem yükseköğrenime geçişi hem de akademiye geçişi yıllar içerisinde artış göstermiştir. Bu olumlu gelişmelerin yanında, kadınların akademide hala "erkek egemen" olarak tabir edilen bölümlerde temsillerinin yeterli düzeyde olmadığı görülmektedir. Ancak bu durum sadece Türkiye'ye özgü olmayıp, gelişmiş Batı toplumlarında da gözlenmektedir. Dünya'da hala mühendislik bölümleri bünyesinde en az kadın akademisyen barındıran bölümlerdir. Kimya, çevre gibi bazı mühendislik bölümlerinde görece olarak kadın/erkek akademisyen dengesi kurulmuş görünse de, birçok mühendislik bölümünde terazi eril taraftan yanadır. Maden Mühendisliği bölümü için de genel algı

“erkek egemen” bir meslek olduğu yönündedir. Bu nedenle, henüz yolun başı olan yükseköğrenime girişte dahi kadın öğrenciler Maden Mühendisliği eğitimini erkek öğrencilere göre çok daha az tercih etmektedirler.

Bu çalışmada Türkiye’de hali hazırda Maden Mühendisliği bölümüne sahip 28 üniversitede görev alan kadın ve erkek akademisyenlerin öncelikli olarak üniversiteler bazında dağılımları verilmiştir. Kadın akademisyenlerin unvan bazında dağılımlarına bakıldığı zaman, %15’lik oranla İstanbul Teknik Üniversitesi’nin bünyesinde en fazla kadın araştırma görevlisini barındıran üniversite olduğu görülmüştür. Kadın doktor öğretim üyesi oranlarında %13 ile Hacettepe Üniversitesi ve Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi ilk sırayı paylaşırken, kadın doçent oranlarında %17 ile İstanbul Teknik Üniversitesi ve Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, kadın profesör oranlarında da %23 ile İstanbul Teknik Üniversitesi başı çekmektedir. İstanbul Teknik Üniversitesi, %13 ile Türkiye’deki Maden Mühendisliği bölümlerindeki en fazla kadın akademisyen oranına sahip üniversite olduğu görülmüştür. İstanbul Teknik Üniversitesi’ni sırasıyla %11 ile Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, %9 ile Dokuz Eylül Üniversitesi takip etmektedir. Eskişehir Osmangazi Üniversitesi’nde hali hazırda görev alan araştırma görevlilerinin %71,43’ü kadın araştırma görevlilerinden oluşmaktadır. Atatürk Üniversitesi ve Çukurova Üniversitesi’nde görev alan doktor öğretim üyelerinin %100’ü kadın akademisyenlerden oluşmaktadır. Muğla Sıktı Koçman Üniversitesi’ndeki doçentlerin %50’si kadındır. İstanbul Üniversitesi – Cerrahpaşa %33,33’lük oranla ve İstanbul Teknik Üniversitesi de %20’lik oranla bütün üniversiteler içinde kadın profesör oranı en yüksek olan üniversitelerdir. Hali hazırda istihdam edilmiş olan kadın akademisyenlerin toplam akademisyenlere oranları; Atatürk Üniversitesi’nde %33,33, Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi’nde %30,77, İstanbul Teknik Üniversitesi’nde %26,83 ve Adana Alparslan Türkeş Bilim ve Teknoloji Üniversitesi’nde %25’dir. Türkiye’deki 28 üniversitedeki Maden Mühendisliği bölümlerinde çalışan araştırma görevlilerinin %30,09’u, doktor öğretim üyelerinin %19,75’i, doçentlerin %19,36’sı ve profesörlerin %9,85’i kadın akademisyenlerden oluşmaktadır. Tüm üniversitelerde toplam 75 kadın akademisyen görev alırken, erkek akademisyenlerde bu sayı 313’dür ve bu verilerden yola çıkıldığında Türkiye’deki Maden Mühendisliği bölümlerindeki kadın akademisyenlerin oranının %19,33 olduğu görülmüştür.

Çalışmadan elde edilen veriler incelendiğinde, kadınların akademiye girişin ilk basamağı olan “araştırma görevlisi” kadrosundaki varlıklarının erkek araştırma görevlilerine yaklaştığı görülmektedir. Bu sonuç oldukça umut vaadedici olmakla birlikte, akademik kademe yükseldikçe kadınların temsil oranının azalmaya başladığı görülmektedir. Araştırma görevliliğinden sonraki adım olan doktor öğretim üyeliğinde kadınların temsil oranının neredeyse yarı yarıya düştüğü görülmektedir. Kadınların akademideki varlığıyla ilgili önceden yapılmış olan çalışmalar incelendiğinde bu durum için genel algı kadınların akademiye sadık kalmakta sorun yaşadığı üzerinedir. Bunun çeşitli nedenler olmakla birlikte, en kabul gören nedenlerden biri de camia içinde yer alma isteğinin, ilerleme düşüncesinin önüne geçmesi gerçeğidir. Tabi ki bunun yanında, toplum tarafından inşa edilen “kadın” ve “erkek” rollerinden dolayı, kadının iş hayatı yanında ev hayatında da yüklendiği sorumluluklar kadınların akademik kariyer ilerlemelerini sekteye uğratabilmektedir. Maden Mühendisliği bölümü de diğer birçok mühendislik bölümü gibi beyin yükünün yanında beden yükünün de olduğu bir meslek grubu olduğu için, akademisyenlerin deneysel çalışma verilerinden yararlanarak yapmış oldukları araştırmalarda, projelerde ve bilimsel yayınlarda mekandan bağımsız şekilde çalışabilme şansları pek bulunmamaktadır. Bu da klasik çalışma saatlerinin dışına çıkma zorunluluğunu beraberinde getirmektedir. Kadınların genelinin çalışma yaşamında konformistliği tercih etmesi ve aile yaşantısını önceliğine koyması da, özellikle mühendislik bölümlerinde akademik ilerlemede bir süre sonra tercih yapma zorunluluğunu beraberinde getirmektedir. Kadınların Maden Mühendisliği bölümlerinde akademik süreçlerinin devamı için aşağıdaki öneriler söylenebilir:

- Yapılması gereken ilk adım hiç şüphesiz yükseköğrenime girmeden önce Maden Mühendisliği bölümüyle ilgili detaylı bilgilendirilmenin yapılması ve kadınların bu bölümün erkek egemen bölüm olduğu önyargısından kurtulmasını sağlamaktır.

- Maden Mühendisliği eğitimi alan kadın mühendis adaylarından akademik kariyer düşüncesi olanlar teşvik edilmeli, mevcut akademisyenler tarafından halen öğrenciyken çeşitli görevler verilerek akademik çalışmalara dahil edilmelidirler. Böylelikle akademisyenlik kavramını tanıma ve anlama fırsatı elde edebilirler.
- Hali hazırda araştırma görevlisi olarak istihdam edilmiş olan kadın araştırma görevlileri için meslekte ilerleme ve kariyer hedeflerinin de çizileceği ek çalışmalar yapılmalıdır. Böylelikle genç akademisyenlere meslekte devamlılık fikri aşılanabilir.
- Yine mevcut kadın araştırma görevlilerine, inisiyatiflerini de kullanabilecekleri farklı sorumluluklar verilip, gelecekte akademinin neresinde olacaklarını tecrübe etmeleri sağlanabilir. Bu sayede gelecekte sahip olacakları sorumluluklar için bir geçiş evresi yaşamaları ve adapte olma süreci başlatılabilir.
- Kadın araştırma görevlilerine, hem Maden Mühendisliği bilimi hem de diğer bilim dallarıyla ilgili gündemi ve teknolojik gelişmeleri takip etmeleri, yeniliklerden haberdar olup bilgilerini sürekli olarak güncellemeleri gerektiği bilinci verilmelidir. Böylelikle akademisyenliğin "iş" değil de "meslek" olarak görülmeye başlanması sağlanabilir.

KAYNAKLAR

Acker, J. (1992). From sex roles to gendered institutions. *Contemporary Sociology*, 21(5), 565-569.

Adak N. (2018). Akademide Kadınlar: Yükseköğrenime Giriş ve Kariyerde İlerleme. *Akdeniz Kadın Çalışmaları ve Toplumsal Cinsiyet Dergisi*, 1, 23-38.

Başarır F. ve Sarı M. (2015). Kadın Akademisyenlerin "Kadın Akademisyen Olma" ya İlişkin Algılarının Metaforlar Yoluyla İncelenmesi*. *Yükseköğretim ve Bilim Dergisi*, 5, 1, 41-51.

Bingöl O. (2014). Toplumsal Cinsiyet Olgusu ve Türkiye'de Kadınlık. *KMÜ Sosyal ve Ekonomik Araştırmalar Dergisi*, 16 (Özel Sayı I), 108-114.

Demir S. (2018). Akademide Kadın: Farklı Disiplinlerden Kadınların Akademideki Yeri ve Aile Yaşamlarıyla Etkileşimi. *Marmara Üniversitesi Siyasal Bilimler Dergisi*, 6, 1, 187-209.

Dikmen N. ve Maden D. (2012). Kadın Akademisyenlerin Görünmeyen Emeği Üzerine Bir Araştırma: Ordu Üniversitesi Örneği. *İstanbul Ticaret Üniversitesi Sosyal Bilimler Dergisi*, 11, 21, 257-288.

Emre E. (2007). Türkiye'de Kadın Mühendisler. Kamu Emekçileri Sendikaları Konfederasyonu Kadın Kurultayı, Ankara.

Hirshfield L. E. and Joseph T. D. (2012). 'We need a woman, we need a black woman': gender, race, and identity taxation in the Academy. *Gender and Education*, 24, 2, 213-227.

Karakuş H. (2016). Delik Boru: Türkiye'deki Akademisyen Kadınlar Üzerine Bir Analiz. *International Journal of Social Science*, 53, 533-556.

Küçükşen K. ve Kaya Ş. D. (2016). Yönetici Pozisyondaki Akademisyen Kadınlarda Aile-İş-Özel Yaşam Dengesi. *Akademik Sosyal Araştırmalar Dergisi*, 4, 37, 662-674.

Okay N. (2003). Maden Fakültesi'nde Kadın Öğrenciler: 1953'ten Günümüze. *50 Yıl Kitabı*.

Okay N. (2007). Türkiye'de ve Dünya'da Mühendislik ve Fen Bilimleri Bölümlerindeki Kadın Akademisyenlerin Mevcut Durumuna Bakış. *Cumhuriyet Bilim Teknik*, 289:3, Sayfa 1-3.

Okay N. (2008). Status of Women Academics in Earth Sicences. Beyond the Glass Ceiling: Women Academics in Technology and Life Sicence, İstanbul.

Özçatal E. Ö. (2011). Ataerkillik, Toplumsal Cinsiyet ve Kadının Çalışma Yaşamına Katılımı. *Çankırı Karatekin Üniversitesi İktisadi ve İdari Bilimler Fakültesi Dergisi*, 1, 1, 21-39.

Özkanlı Ö. ve Korkmaz A. (2000). Kadın Akademisyenler. *A.Ü. Siyasal Bilgiler Fakültesi Yayını*, 586, 9

Öztan E. ve Doğan S. N. (2015). Akademinin Cinsiyeti: Yıldız Teknik Üniversitesi Örneği Üzerinden Üniversite ve Toplumsal Cinsiyet. *Çalışma ve Toplum*, 2015/3, 191-222.

Skelton C. (2005). The 'individualized' (woman) in the academy: Ulrich Beck, gender and power. *Gender and Education*, 17, 3, 319-332.

Şentürk B. (2015). Çokuz Ama Yokuz: Türkiye'deki Akademisyen Kadınlar Üzerine Bir Analiz. *ViraVerita E-Dergi*, 2, 1-22.

Şentürk B., Ayyıldız Ünnü N. A. ve Kesken J. (2017). İş Yaşamında Toplumsal Cinsiyetin Etkisi: Türkiye Üniversiteleri Örneği. *UİİD-IJEAS, (16. UİK Özel Sayısı)*, 865-878.

World Health Organisation (WHO). (2019). Gender, equity and human rights. [online: http://www.who.int/gender/whatisgender/en/], [Ziyaret Tarihi: 22.01.2019].

Yıldız S. (2018). Türkiye'de Kadın Akademisyen Olmak. *Yükseköğretim ve Bilim Dergisi*, 8, 1, 29-40.

Yüksek Öğretim Bilgi Yönetim Sistemi (YBYS). (2019). [online: https://istatistik.yok.gov.tr/], [Ziyaret Tarihi: 25.03.2019].

VIBRATION CONTROL IN ENVIRONMENTALLY SENSITIVE AREAS DUE TO SMALL, MEDIUM AND EPIC BLASTS WITH SYSTEMATIC PLANNING AND DESIGN

P.P. Roy [1,*], R.C. Raj [2]

[1]*Director, BCREC, Durgapur & Former Outstanding Scientist, CSIR-CIMFR*
*(*Corresponding author: ppalroy@yahoo.com)*
[2]*CMD, AMTPL, Mumbai*

ABSTRACT

The paper deals with the control of vibration in the environmentally sensitive mining areas of Quarry-AB, West Bokaro Division of Tata Steel Ltd. (TSL) due to blasting of small (~3 to 4 t), medium (~7 to 13 t) and epic (250 t) magnitudes beyond 100 m and within 500 m of residential houses. One signature-hole blast was carried out for simulation drives using 240 kg (i.e. 0.24 t) of explosives. The primary objective of the study was to determine optimal blast design parameters for shovel as well as mining pay loader benches of 6 to 15 m using appropriate delay sequence so as to control blast-related litigation ensuring safety of nearby dwellings/structures beyond 100 m and within 300 m for small and medium size blasts and beyond 500 m for epic size blasts. It was also aimed at improving fragmentation and muck profile concomitant to the available machinery with controlled-vibration level. The epic blast of 250 t, having 165 mm drilled hole diameter, was conducted with 1074 Nos. of drill holes while the small and medium blasts were carried out using 43 to 216 drill holes. The study helped the mine management towards implementation of different size of blasts in environmentally sensitive areas with assured safety and security for improvement of production and productivity.

Keywords: Controlled blasting, epic blast, signature blast, ground vibration, structural response

INTRODUCTION

Protection of damages to dwellings as well as confidence building during blasting operations necessitated a thorough scientific study at Quarry-AB of West Bokaro Division of M/s Tata Steel Limited (TSL). The eventual purpose was to formulate the safe blast design parameters for shovel as well as mining pay loader benches assuring safety of structures not belonging to the owner beyond 100 and within 300 m of the blasting locations (CSIR-CIMFR Interim Project Report, 2017). It was required to determine the appropriate delay sequence and sectorial timings for conducting epic blasts so as to control ground vibration and blast-related litigation without hampering production and productivity.

Trial blasts were carried at different locations of Quarry-AB with varying blast-geometry and site parameters. Blast-induced ground vibration and air overpressure/noise generated due to such blasts were monitored following ISEE (International Society of Explosives Engineers) prescribed guidelines. The monitoring locations were mainly focused on close-by residential places like TSL Housing Colony, Rajeev Nagar colony and Ambedkar Nagar colony. Rock movements and flying fragments were monitored using high-speed video camera. Based on the results of trial blasts, ground vibration and air overpressure data recorded at various locations and their consequent analyses, controlled blast design parameters were recommended to carry out safe blasting operations beyond 100 m and within 300 m of the dwellings/structures not belonging to the owner. The acuities gained through this study served as the plinth for planning and carrying out reasonable size of blasts with evolved parameters with the intent of improving mining productivity and efficiency with assured safety.

BRIEF INFORMATION AND GEOLOGY OF THE MINE

Quarry-AB is located in the central portion of West Bokaro coalfield. Administratively, it falls in Kedla block of Ramgarh district, Jharkhand. The block is bounded by latitudes 23°48'16" to 23°48'57" & longitudes 85°33'07" to 85°34'34" and falls in Survey of India toposheet no. 73E/9. The district capital Ramgarh is about 30 kms from the block. Chainpur is the nearest railhead/siding (10 km) on Gomah-Barkakana loop line of Eastern railway. Danea is another railhead on the same line. All weather metal road connecting Ramgarh with Charhi via Parsabera passes through the Leasehold. Tata Steel township Ghato lies amidst of the Lease and is accessible throughout the year. The general overview of the present working benches of the mine is shown in Figure 1.

Figure 1. Overview of Quarry-AB, Tata Steel Limited

Deposition of coal in West Bokaro division refers to Barakar formation of Jurassic age. Block consists of a total of 15 coal seams with inter bedded fine to course sandstone, shale and carbonaceous shale. The rock encountered at the mine consists of intercalated beds of sandstone, shale and coal seam belonging to Barakar stage of Damodar series of lower Gondwana system. The coalfield is permo-carboniferous. The general dip of the beds is $2^0 - 5^0$ towards southeast but it undergoes great variation locally due to faulting, warping, thickening and thinning of the strata.

MEASURING INSTRUMENTS & SOFTWARE

Blast-induced vibrations were monitored using MiniMate Plus, MiniMate Blaster and MiniMate DS-077 instruments. MiniMate plus is both eight and four channel seismograph provided with two/one tri-axial geophone and two/one channel(s) microphone while MiniMate Blaster and MiniMate DS-077 are four channel seismographs provided with one tri-axial geophone and one microphone. All these seismographs record vibration in three directions viz. L: Longitudinal, V: Vertical, T: Transverse) along with dominant frequency & peak vector sum of vibration. Blastware software is used to analyse the waveform traces of recorded vibration. Besides ground vibration measurements, SHOTPlus™ 5 Premier software was used for simulation of rock movements and time envelop (Kumar et al., 2019). The nature of muck-pile and fly-rock ejection were visualised through high-speed video camera to oversee the total blast-impacts.

FILED INVESTIGATIONS

Experimental Blasts

When blasting is performed, rock-explosive interactions occur and consequent fragmentation depends upon rock mass characteristics, explosive properties, blast geometry and the detonation

timings. Therefore, judicious planning, selection of best-suited explosives and delay arrangements are prerequisite for any successful blast.

With such objectives in mind, trial blasts were conducted at VI and VII OB benches of the mine with varying charging and design patterns. Nine small (3 to 4 t); medium (7 to 13 t); epic (250 t) production blasts and one signature blast of 240 kg (i.e. 0.24 t) were conducted at selective locations beyond 100 m and within 500 m of residential houses. The signature-hole blast was carried out with an intent to blast simulation. The objective of the whole study was to determine the optimal blast design parameters for shovel as well as mining pay loader benches of 6 to 15 metres using appropriate delay sequence so as to control blast-related litigation with assured safety of nearby dwellings/structures beyond 100 m and within 300 m for small and medium size blasts and beyond 500 m for epic blasts. It was also aimed for better fragmentation and suitable muck profile concomitant to the available machinery. The epic blast of 250 t explosive, having 165 mm drilled hole diameter, was conducted under the direct supervision of Rock Excavation Engineering Division of CSIR-CIMFR (Central Institute of Mining & Fuel Research, Dhanbad) on 17th March, 2017 with 1074 Nos. of blastholes while the small and medium blasts were carried out using 43 to 216 blastholes. The drill hole diameters were 160 and 170 mm and the depth of holes ranged between 6 and 13.5 m. Depending upon the local conditions and depth of blastholes, burden and spacing both varied widely from 3.0 to 5.0 m while top stemming varied between 3.5 and 4.5 m. An overview of blasting faces is presented in Figure 2.

All such blasts were conducted using bulk explosive system viz. site-mixed emulsion (SME) of M/s Solar Industries India Ltd. and M/s Indian Explosives Pvt. Ltd. The charging of holes using SME explosive at VII Seam OB bench is viewed in Figure 3. Non-electric and Electronic initiation systems of M/s Orica were used.

Figure 2. Different blasting faces of Quarry-AB

Figure 3. Charging of holes with SME explosives

Signature Blast

The delay timing between the holes in a row and between rows were optimized for the mine keeping fragmentation, flyrock and overbreak in control with reduction of ground vibration and air overpressure into account. For this purpose, a signature-hole blast was conducted at VII OB1 bench on 30.03.2017. Depth of signature-hole was 13.5 m with hole diameter of 160 mm. It was charged with 240 kg of explosive and initiated using electronic detonator. Blast vibration was recorded and waveform analysis was carried out. Waveform of recorded blast vibration is shown in Figure 4. Simulation of waveform for delay intervals between holes and rows was performed and is presented in Table 1. 10 ms delay interval between hole-to-hole and 90 ms between consecutive rows were found suitable for such kind of strata to reduce vibration (CSIR-CIMFR Interim Project Report, 2017). It generated PVS (peak vector sum) of 6.18 mm/s with peak dominant frequency of 100.1 Hz at a distance of 100 m from the face while keeping 10 and 90 ms delay intervals between consecutive holes and rows respectively as shown in Table 1.

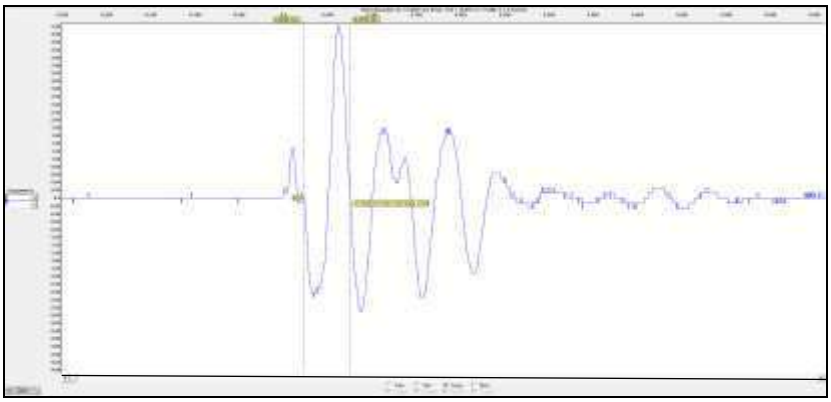


Figure 4. Waveform analysis of signature hole blasted at VII OB1 bench

Table 1. Simulated results of signature hole analysis at VII OB1 bench

Blast Timing			Pick Particle Velocity				PVS (Peak Vector Sun)	Dominant FFT Frequency				Upper/Lower Frequency Ratio			
Deck Delay (ms)	Hole Delay (ms)	Row Delay (ms)	Trans (mm/s)	Vert (mm/s)	Long (mm/s)	Peak (mm/s)		Trans (Hz)	Vert (Hz)	Long (Hz)	Peak (Hz)	Trans	Vert	Long	Peak
1	10	90	1.93	5.58	4.58	5.58	6.18	100.1	100.1	16.6	100.1	0.507	1.504	0.713	1.504
1	20	110	2.96	5.42	5.88	5.88	6.20	8.8	8.9	18.3	18.3	0.702	1.949	0.881	1.949
1	25	120	2.85	6.05	5.46	6.05	6.30	33.3	41.4	16.5	41.4	1.269	3.634	1.694	3.634
1	30	100	2.62	6.31	5.26	6.31	6.50	30.6	20.3	19.9	30.6	0.185	0.546	0.265	0.546
1	15	90	2.71	4.97	5.12	5.12	6.59	11.0	66.8	66.3	66.8	2.008	6.153	3.607	6.153
1	20	120	3.08	6.18	5.13	6.18	6.68	8.5	8.4	24.8	24.8	0.287	0.813	0.360	0.813
1	15	100	2.76	6.56	5.64	6.56	6.71	10.3	19.9	19.6	19.9	1.352	3.971	1.886	3.971
1	10	100	2.48	6.69	5.12	6.69	6.73	9.5	19.9	19.5	19.9	0.134	0.399	0.195	0.399
1	25	30	3.20	6.02	5.89	6.02	6.90	33.6	33.8	39.8	39.8	0.389	1.147	0.556	1.147
1	35	90	2.95	6.81	6.16	6.81	6.93	55.9	23.0	23.1	55.9	0.169	0.523	0.254	0.523
1	30	70	3.02	6.94	6.25	6.94	6.96	13.6	100.1	13.8	100.1	0.074	0.214	0.099	0.214
1	50	80	2.76	6.84	6.02	6.84	6.97	20.5	20.5	25.3	25.3	1.913	5.766	2.721	5.766
1	15	80	3.14	6.42	6.52	6.52	7.15	12.6	24.8	25.0	25.0	0.603	1.716	0.652	1.716
1	10	80	2.97	6.04	7.16	7.16	7.20	13.3	100.1	25.0	100.1	0.463	1.421	0.693	1.421
1	20	100	2.82	7.21	6.01	7.21	7.24	9.5	20.0	19.6	20.0	0.164	0.482	0.234	0.482
1	15	50	2.95	6.55	6.77	6.77	7.29	19.6	19.9	18.8	19.9	4.381	12.130	5.919	12.130
1	30	80	2.86	6.69	6.01	6.69	7.36	13.0	24.5	24.5	24.5	0.480	1.358	0.617	1.358
1	35	80	2.70	7.07	6.90	7.07	7.49	24.6	24.4	24.4	24.6	0.060	0.175	0.084	0.175
1	20	130	3.09	7.47	5.88	7.47	7.63	15.1	7.9	15.3	15.3	0.093	0.271	0.130	0.271
1	35	30	3.53	7.67	6.67	7.67	7.75	30.6	30.1	30.1	30.6	0.012	0.035	0.016	0.035
1	20	80	3.07	6.94	6.79	6.94	7.83	13.1	24.6	24.8	24.8	0.277	0.818	0.376	0.818
1	30	130	3.08	5.42	6.90	6.90	7.94	31.0	23.4	15.8	31.0	0.090	0.274	0.128	0.274
1	25	130	3.52	5.55	7.05	7.05	7.96	15.4	23.4	15.5	23.4	0.433	1.279	0.619	1.279
1	50	130	3.50	7.46	7.80	7.80	8.00	15.0	23.1	23.1	23.1	0.391	1.156	0.558	1.156
1	35	50	3.20	7.99	5.51	7.95	8.00	20.5	20.8	21.0	21.0	0.126	0.377	0.185	0.377

Epic Blast

In tune with the philosophy of the company (TSL) to consistently raising the performance bar with indigenous resources, a special benchmark was achieved by conducting an epic blast consuming 250 t of explosives in a single shot using 1074 number of blastholes covering an area of 37175 m^2 which came across around 434970 m^3 rock volume (Figures 5 & 6). The location was 6OB1 PCP. A consistent burden and spacing of 5 m & 6 m respectively were used between blastholes and the depth of holes was 13.5 m. It surpassed the previous feat of carrying out 130 t blast on 1st November 2015 with 810 blastholes (435: production & 375 pilot holes) and 184 t blast carried out on 23rd December 2016 using

769 production holes. The incremental increase in blast size and subsequent monitoring of the detrimental impacts of engineering blasting such as ground vibration, fly-rock and air overpressure, confidence was gathered through scientific data analysis. SHOTPlus™ 5 Premier software (Orica developed product: (Kumar et al., 2019)) helped in determining pre-simulation of rock movements in digitised form and time contour (Figures 7 & 8).

Figure 5&6. VI Seam OB bench of Q-AB, (i) at the point of initiation, (ii) Partial detonation

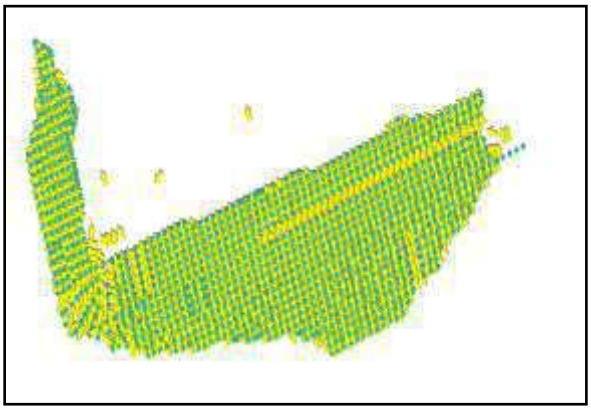


Figure 7. Digitised view of rock movements

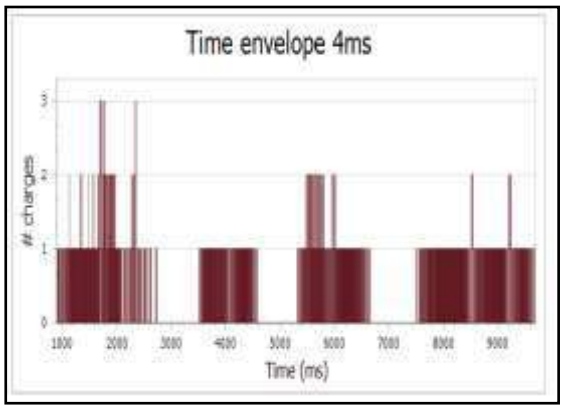


Figure 8. Time envelope of the blasting round

GROUND VIBRATION MONITORING

Seismographs were deployed to record the vibrations at different locations in and around Quarry-AB and altogether thirty-eight blast vibration data were recorded from nine blasts. A large area covering 70 to 760 m distance was covered to accomplish the impacts of ground vibration all along the mine boundary especially at the back side of each blast. The monitoring stations included the mine premises, overman shelter, primary crusher plant, PCP roadways, Rajeev Nagar and Ambedkar Nagar colonies, Temple of Ambedkar Nagar colony etc. (Figure 9). Recorded data is shown in Table 2.

Figure 9. Vibration monitoring in and around mine premises of Quarry-AB, TSL

Table 2. Measured vibration at various distances

Blast No.	Date of blast	Locat-ion of blast	Total explosive (kg)	Max. charge/ delay (kg)	Ground vibration results				AOP (dB-L)	Remarks
					Sensor location	Distance (m)	PPV (mm/s)	Dominant Freq. (Hz)		
B-1	17.03.17	6OB1	250000	595	Banji village	732	3.0	12	121.4	- Used
					Ld. Shiva Temple	626	2.5	6	126.4	i-con
					Weigh Bridge	776	1.0	2	121.6	Electronic
					GT Hostel	557	2.0	6	133.0	detonator
					Banji village	736	2.2	N/A	131.7	s of M/s
B-2	28.03.17	6OB1	13890	286	Mine premise	105	34.9	13.3	131.5	IEL, Orica
					Crusher Plant	180	17.7	15.5	-	
					PCP Roadways	210	15.9	40.5	-	- Sensor
					Mine premise-LF	190	14.3	12.0	129.2	placed on
					Rajiv Nagar	294	5.68	9.75	106.5	compacte
B-3	28.03.17	7OB1	8160	273	Mine premise	70	37.6	10.8	136.8	d ground
					Ambedkar colony	150	9.20	60.4	117.8	----------
					Colony Temple	180	5.72	60.5	-	LF-Left back
					Ambedkar colony	216	5.04	7.88	-	
					Mine premise	325	3.54	7.63	121.4	
B-4	29.03.17	7OB3	7220	336	Mine premise	200	15.2	2.50	111.2	- Used
					Overman shelter-G	300	11.2	3.25	121.4	i-con
					Overman shelter-R	300	23.4	13.5	-	Electronic detonator s of M/s
					Mine premise-BS	280	7.07	3.50	122.4	IEL, Orica
B-5	29.03.17	7OB2	7180	198	Mine premise-BS	60	46.3	3.0	-	----------
					Mine premise-BS	100	19.0	2.25	115.0	G-Ground
					Mine premise-BS	400	0.68	2.50	116.6	
B-6	29.03.17	7OB2	7180	198	Mine premise-BS	370	1.30	2.0	116.9	R-Roof
					Mine premise-BS	100	15.2	2.50	108.0	
B-7	30.03.17	7OB1	3000	86	Overman shelter	120	30.78	60.5	129.8	BS-Back
					Mine premise-BS	200	4.06	24.3	<100	side of the
					Ambedkar colony	230	3.14	6.38	>88	face
					Colony Temple	250	2.97	11.0	120.6	
					Mine premise-BS	270	2.16	7.25	>88	
B-8	30.03.17	7OB1	3920	105	Near Light Tower	125	9.7	26.8	109.9	
					Mine premise-BS	200	2.63	4.38	>88	
					Colony Temple	240	2.27	4.38	117.9	

					Colony Temple	260	1.94	12.1	>88
B-9	30.03.17	7OB1	240	240	Mine premise-BS	50	9.47	46.0	131.5
					Mine premise-BS	100	5.05	22.0	>88
					Overman shelter	140	2.22	28.6	122.0
					Near Light Tower	155	1.09	6.5	100
					Mine premise-BS	240	0.64	5.88	>88

ANALYSIS OF DATA

Vibration records in the range of 0.64 to 37.6 mm/s were received at various monitoring points depending upon the location of geophone, variation of levels and dimension of blast. The maximum value i.e. 37.6 mm/s was obtained at peak dominant frequency of 10.8 Hz when the measurement was taken on the same bench, at the backside of the blast at a distance of 70 m due to firing of 8160 kg explosive with a maximum charge per delay of 273 kg. The consequent blast wave signature is depicted in Figure 10 while the FFT analysis of a blast at a distance of 180 m of Ambedkar Nagar colony is shown in Figure 11. The frequency of vibration varied between 2.0 and 60.5 Hz. Figure 12 represents the plot of peak dominant frequency of recorded vibrations versus distance of measuring points. It shows that the majority of the frequency fall below 8 Hz. Therefore, keeping in mind of DGMS safety standards as given in Table 3, the blast-induced ground vibration was restricted to 5 mm/s for the safety of nearby structures not belonging to mine-owner and 10 mm/s for the safety of domestic houses belonging to mine-owner.

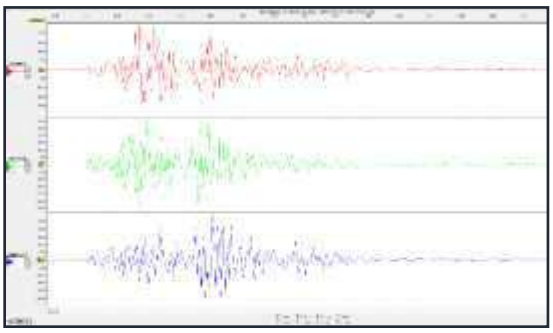


Figure 10. Blast wave signature at 70 m distance at (VII OB1 bench blast on 28.03.2017)

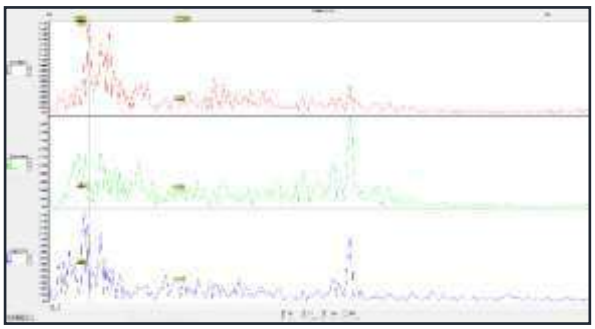


Figure 11. FFT analysis of blast vibration recorded a distance of 180 m (VII OB1; 28.03.2017)

Figure 12. Plot of freq. (Hz) vs. dist. (m)

Table 3. DGMS Technical Circular Number 7 of 1997

Type of structure	Dominant excitation frequency, Hz		
	< 8 Hz	8-25 Hz	> 25 Hz
(A) Buildings/structures not belonging to the owner			
1. Domestic structures	5	10	15
2. Industrial buildings	10	20	25
3. Objects of historical importance	2	5	10
(B) Buildings with limited span of life and belonging to owner			
1. Domestic houses/structures	10	15	25
2. Industrial buildings	15	25	50

Structural Response

The response of surface structure was carried out to determine the characteristics of a structure when ground movement took place due to propagating seismic waves. If the dominant frequency of ground vibration matches with the natural frequency of the structure while passing through it, maximum transfer of vibration energy takes place and therefore, amplification in the magnitude of vibration will also take place at different locations of the floor/corners of the structure. This amplification may result in vulnerability of structures leading to damage.

Assessment of structural response was carried out at overman shelter of Quarry-AB. One eight-channel geophone was fixed on the ground surface near the foundation of the structure while the other was placed on the roof of the structure (Figure 13). On analysis, it was revealed that the recorded ground vibration of magnitude 11.2 mm/s became 23.4 mm/s on the structure at a height of 6 m above the ground surface creating an amplification factor of 2.09. It was also determined that the maximum transfer of vibration energy took place at the dominant peak frequency of 9.25 Hz. The transfer function graph is shown in Figure 14.

Figure 13. Monitoring of structural response

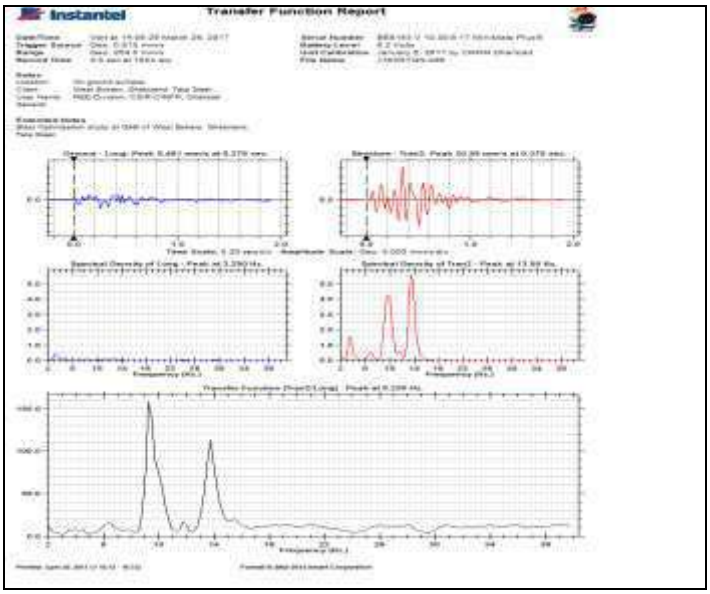


Figure 14. Plot of transfer function of the recorded structural response

Air Overpressure/Noise

The air overpressure levels recorded at different locations (Table 2) were less than the prescribed limit of Table 4 established by USBM researchers (Oriard, 2002). As such, no further corrective measures were taken for day-to-day blasting.

Table 4. Typical air overpressure criteria (After Oriard, 2002)

171 dB	General window breakage
151 dB	Occasional window breakage
140 dB	Long-term history of application as a safe project specifications
134 dB	Bureau of Mines recommendation following a study of large-scale surface mine blasting

ISSUES OF FLYROCK

The blasted materials were thrown in a controlled manner within the blasting area. It was only possible due to meticulous implementation of safety arrangements and above all proper supervision from all corners. The following broad-based recommendations as standardised by CSIR-CIMFR could eliminate the fly-rock issues in area (Pal Roy, 2005)-

1. The consistency of front burden
2. Bench height to burden ratio less than 1.5
3. Implementation of true powder factor vis-à-vis charge per hole
4. Avoiding holes in open joints and bedding planes
5. Cleaning of face and maintenance of statuary provisions.

ANALYSIS OF GROUND VIBRATION DATA

The recorded data were grouped together to determine the following empirical equation (1) correlating the maximum explosive weight per delay (Q_{max} in kg), distance of vibration measuring transducer from the blasting source (D in m) and peak particle velocity (V in mm/s).

$$V = 1975.8 \times \left[\frac{D}{\sqrt{Q_{\max}}} \right]^{-1.783} \quad (1)$$

Coefficient of Determination = 0.789 & Standard Deviation = 0.227

The above equation is site-specific and may be used to compute the safe maximum explosive charge weight per delay at various distances. The regression plot is depicted in Figure 15.

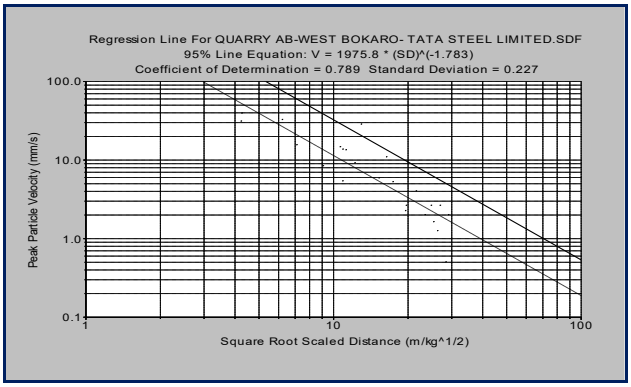


Figure 15. Regression plot of vibration data recorded at Quarry AB

The safe level of ground vibration in terms of peak particle velocity (PPV) for the close-by residential houses of Rajeev Nagar and Ambedkar Nagar Colonies belonging to Tata Steel Limited was taken as 10 mm/s as per the DGMS Standard (Table 3). Considering PPV of 10 mm/s as the safe level of ground vibration for the safety of nearby surface structures belonging to owner and 5 mm/s for not belonging to owner, the safe quantities of maximum explosive weight per delay were calculated accordingly for day-to-day blasting operations.

CONTROLLED BLAST DESIGN PATTERNS

For operational ease and safety concerns, it was decided to demarcate the mining area into three zones viz. (i) 100 - 200 m zone from residential houses, (ii) 200 - 300 m zone from residential houses and (iii) beyond 300 m from residential houses (Sawmliana, 2018).

100 - 200 m Zone from Residential Houses

Within this zone, the recommended blasthole depth was 3.5 to 7.0 m and to control ground vibration level within safe limit, blasthole depths were recommended to be less than 7.0 m (Figures 16-18). Electronic detonators were preferred in harder strata for blasthole depths of 6.0 to 7.5 m. In case of Nonel (non-electric initiating devices), the number of holes in a blasting round was restricted for lesser vibration impact. The recommended design and firing patterns are given in Table 5.

Table 5. Recommended design & firing patterns (100 - 200 m zone)

Blast design Parameters	OB Strata
Blasthole diameter	160-170 mm
Blasthole depth	3.5 – 7.0 m
Total number of holes	30 - 50
Burden	2.7 - 3.0 m
Spacing	2.7 - 3.0 m
Top stemming	2.5 - 3.5 m
Sub-grade drilling	< 0.5 m
No. of deck charges	Single/Two
Explosive charge/hole	12.00 - 20.00 kg
Max. Charge/delay	12 - 48 kg
Total charge	350.00 - 750.00 kg
Surface Firing patterns	Diagonal
Explosive type	SME/SMS
Initiation type	Nonel (Shock-tube)

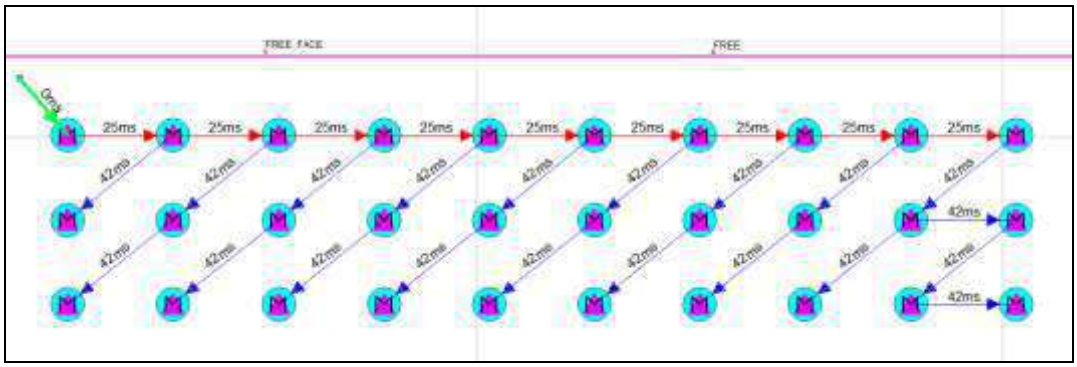


Figure 16. Recommended blast design pattern within 100-200 m distance of residential houses

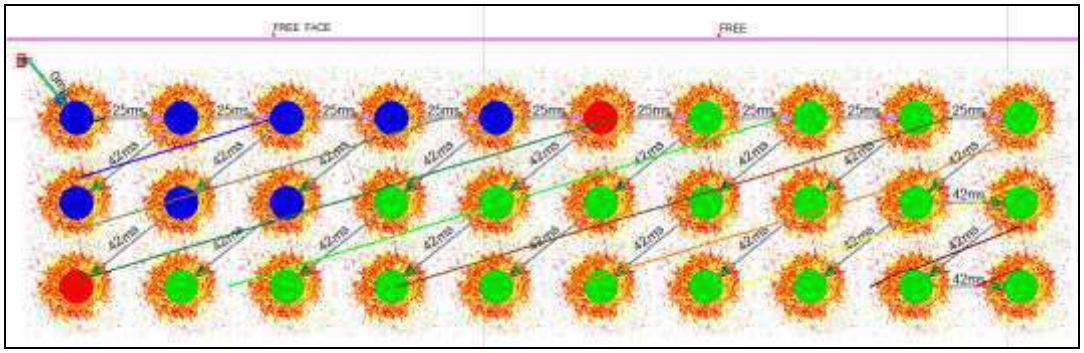


Figure 17. Firing sequence of blastholes obtained from Figure 16

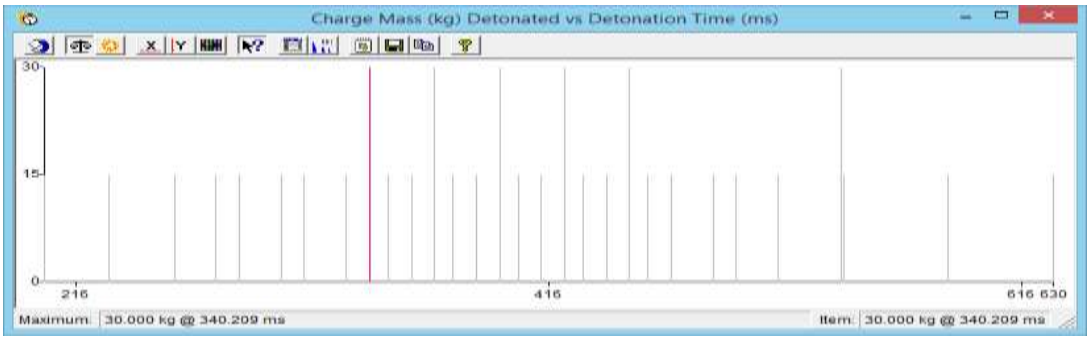


Figure 18. Maximum charge per delay obtained from firing pattern in Figure 17

200 - 300 m Zone from Residential Houses

Use of electronic detonators were recommended to maintain ground vibration within prescribed limits. The recommended blast design and firing patterns are given in Table 6.

Table 6. Recommended design and firing patterns (200 - 300 m zone)

Blast design Parameters	OB Strata
Blasthole diameter	160 -170 mm
Blasthole depth	Up to 10 m
Total number of holes	30-50
Burden	4.0 - 4.5 m
Spacing	4.5 - 5.0 m
Top stemming	3.5 - 4.0 m
Sub-grade drilling	< 0.5 m
No. of deck charges	Single
Explosive charge/hole	100 - 150 kg
Max. Charge/delay	100 - 200 kg
Total charge	3000 - 4500 kg
Surface Firing patterns	Diagonal
Explosive type	SME/SMS
Initiation type	Electronic detonators (Nonel for limited holes & decked charge)

Beyond 300 m from the residential houses, the normal blasting operations were recommended with the prescribed charge per delay as determined from equation (1). Muffling or covering of blastholes properly has been the common practice to prevent fly-rock from damaging human habitants and structures. Generally, locally-made mat of steel ropes (5 to 6 mm) with mesh size of (40 mm x 40 mm) are used for muffling purposes.

CONCLUSIONS

The main challenge of the study remained on confidence building through conduction of small (~3 to 4 t), medium (~7 to 13 t) and epic (250 t) size blasts beyond 100 m and within 500 m of residential houses for establishing a blasting strategy in environmentally sensitive area of the mine for shovel as well as mining pay loader benches of 6 to 15 m using appropriate delay sequence so as to control blast-related litigation ensuring safety of nearby dwellings/structures. The main conclusions of the study include:

1. In the epic blast, vibrations recorded were between 1 and 3 mm/s i.e. within the safe limits prescribed by the regulatory agency i.e. below 5 mm/s and 10 mm/s for the structures not belonging and belonging to the owner respectively (DGMS (Tech.) S&T Circular No. 7, 1997). The recorded frequency ranged between 2 and 12 Hz.
2. The in-the-hole VOD of SME Explosives used at the mine site was in the range of 4690 to 5289 m/s (Kumar et al., 2019). Past experiments of CSIR-CIMFR established that VOD of SME explosives exceeding 4800 m/s is necessary for efficient utilization of explosive energy in rock fragmentation.
3. The dominant excitation frequency of the ground vibration ranged between 2.0 and 60.5 Hz. However, the Fast Fourier Transform (FFT) analysis of all 38 blast events centred towards the value of 8 Hz as the dominant excitation frequency altogether. Therefore, the safe level of ground vibration in terms of peak particle velocity (PPV) for the nearby residential houses was chosen as 5 mm/s for structures not belonging to owner and 10 mm/s for structures belonging to owner as per Directorate General of Mines Safety norm (DGMS (Tech.) S&T Circular No. 7, 1997).
4. Due to safety concerns, the mining area was demarcated into three zones viz. (i) 100 - 200 m zone from residential houses, (ii) 200 - 300 m zone from residential houses and (iii) beyond 300 m from residential houses. In each zone, separate design parameters were evolved.
5. The epic blast was unique in nature and the biggest ever carried out in the mines. It created confidence to the mine management in the sense of vibration control as this blast was conducted near the local villages beyond 500 meters and within 750 m from the blast site

The entire study including that of preparatory activities, charging, stemming, blasthole connections and firing was done under active supervision of CSIR-CIMFR with AMTPL (Arrows Mining Technologies Pvt. Ltd.) as knowledge partner. A perfect blending of knowledge and experience helped in achieving the best results using the available infrastructure.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors are thankful to Dr. Chhangte Sawmliana, Senior Principal Scientist; Sri Vivek Himanghsu, Scientist; Sri R. K. Singh, Sr. Tech. Officer, Rock Excavation Engineering Division of CSIR-CIMFR and Sri Sujit Kumar, Manager (Operations: Blasting) of M/s Tata Steel Ltd., West Bokaro Division for their sincere cooperation and munificent help during field trials and preparation of the manuscript.

REFERENCES

CSIR-CIMFR Interim Project Report (2017). Advice for design of controlled blasting patterns for reduction of vibration within 100 m of structures not belonging to the owner in Quarry AB of Tata Steel Limited, Report No. CNP/4535/2017-18, West Bokaro Division, May, p. 42.

DGMS (Tech.) S&T Circular No. 7 (1997). Damage to the structures due to blast induced ground vibration in the mining areas, Directorate General of Mines Safety, Dhanbad, India, pp. 9–12.

Kumar, S., Mishra, A. K., Mukherjee, T. K. & Singh, S. K. (2019). Epic Blast of 275 US Ton (250 tonnes) Sets Benchmark in Opencast Mining Arena in Environmental Sensitive Area With Desired Fragmentation and Muck Profile, Accepted for the 45th Annual Conference on Explosives & Blasting Technique, ISEE, January 27–30, Nashville, Tennessee, USA.

Oriard Lewis, L. (2002). Explosive engineering, construction vibrations and geotechnology, International Society of Explosives Engineers (ISEE), Cleveland, OH, USA, p. 680.

Roy, P. P. (2005). Rock blasting effects and operations (Chapter 1, Section 1.3), A. A. Balkema, Rotterdam, The Netherlands, p. 345.

Sawmliana, C. (2018). CSIR-CIMFR: Personal communication.

ÇEŞİTLİ - MISCELLANEOUS

KNOWLEDGE BASED SYSTEM ON LABORATORY TESTS ON THE STATIC AND TENSILE PERFORMANCE OF STEEL WELDED MESH SUPPORT

F. Sengani [1], T. Zvarivadza [2]

[1]*Lecturer - Department of Geology, University of Limpopo, Turfloop, South Africa*
[2]*Managing Director – Vimbo Consulting (Pty) Ltd, South Africa*

ABSTRACT

Previous studies have reported that the major function of mesh (welded or diamond) is to maintain the load bearing capacity of the rock mass along the excavation boundaries. Rock bolts are mostly used to control the overall stability of the excavation through arching, keying or reinforcement actions, while a mesh is installed to retain small to large pieces of loose rocks. Further studies have pointed out that the mesh support is more effective in building up hangingwall pressure to inhibit further slabbing at the vicinity of the bolt pattern. A detailed study on static performance tests on the welded mesh with the configuration of 5.6 mm diameter wires spaced at 100 mm centres and the mesh sheet of 1.5 m wide and 3.4 m long was done. The test was followed by the breaking strength/ tensile tests on the mesh strands to identify the maximum load that each mesh strand can withstand. For static tests, mesh samples were bolted onto the test frame in series with load cell and it was installed between the upper and lower platens of the 8 896 kN Mohr & Federhaff compression testing machine. The increase in load was applied gradually in perpendicular to the plane of the mesh through 500 mm long line loading interface across the wires. This loading was performed until the specimen failure took place. On the other hand, tensile tests of each strand of the mesh were performed through pulling the steel welded mesh strand until it breaks. Based on the three static tests results, it was noted that welded mesh can withstand several forces at a maximum force of 27 kN, 35.2 kN and 37 kN with the maximum displacement of 420 mm throughout the tests. On the other hand, tensile tests/ breaking strength results have shown that mesh strands can withstand maximum load ranging between 10.35 kN to 13.85 kN. It was then concluded that welded mesh has the ability to withstand the maximum load of 37 kN, with the displacement of 410 mm, while mesh strand was found to break at maximum of 13.85 kN.

Keywords: Welded Mesh, Static tests, Tensile tests, Mohr & Federhaff compression testing, Mesh displacement

INTRODUCTION

Historically, steel wire mesh (welded mesh) has been reported to be one of the significant components of the ground support required to retain broken rockmass and maintain the load bearing capacity of the rock mass within underground excavations (Villaescusa, 1999). Further study by Kaiser, (1996) has outlined that although load capacity and deformational properties of the mesh has been considered to be the common fundamental design of safe support systems, there is less or little published data concerning the mechanical behaviour of the mesh under load test. Owing to that, the study on mechanical behaviour of the mesh (welded mesh) is essential/ significant in rockburst prone area such as South African Deep to Ultra-deep level gold mining.

Further study by Kaiser, (1996) has reported that the mesh support with an appropriate design should be able to withstand the impact of loads and also absorb ejected kinetic energy from the rockmass. However, the performance of the welded mesh in most deep level gold mines of South Africa

was noted to be influenced by the bolt spacing and bolt tensioning, although rockmass behaviour and seismicity control its performance, reinforcement systems installed along the mesh had high contribution to its failure (Sengani and Kataka, 2017; Zvarivadza, Sengani and Adoko, 2017; Zvarivadza and Sengani, 2018; Sengani and Zvarivadza, 2018 and Sengani, 2018). Series of pull tests and laboratory tests on different types of mesh were performed by several authors including Pakalnis and Ames (1983); Ortlepp (1983), their studies provided useful information concerning the overall load capacity of the mesh. Owing to that, their study had limited data due to lack of experimental control on the location of the rock bolts as well as the pulling plate (Kaiser, 1996). These previous studied have shown that full pull tests were conducted at the laboratory, and the initial loading stiffness, peak load and mesh displacement were acquired as well as the failure mode of the mesh were recorded. Lastly the study also evaluated the influence of bolt tension and bolt spacing/ pattern.

Villaescusa (2014) study on geotechnical design for sublevel stoping has outlined some of the cardinal points associated with the performance and the function of the welded mesh in underground excavations. Villaescusa (2014) has reported that mesh support is effective in building up a back pressure to inhibit slabbing at the vicinity of the bolt spacing, further study has reported the “mesh mechanism can be either uniformly distributed loading forces as in rock bulking or through point loading by loose individual rock blocks” (Villaescusa, 2014; 385). Furthermore, Thompson et al., (2012) has mentioned the major functions of welded mesh as to respond to an inward movement of the rockmass surrounding an excavation and also to transfer the load to the installed reinforcement systems within the tunnel.

Mesh Testing

Villaescusa (2014) has reported that when assessing any ground support performance, a detailed understanding of the relationship between displacement, force, and energy must be evaluated in relation to the expected ground reactions within different ground control districts. Further study by Villaescusa (2014) has indicated that in order to evaluate the energy absorption of each support systems, detailed understand of the relationship between force and displacement has to be evaluated, however previous studies have reported that displacement is influenced, sometimes significantly, by the number of failures within a sample.

The failure mechanism of welded wire mesh is a measure of the mesh quality (Villaescusa, 2014). There are different welded wire mesh failure modes that have been identified during previous laboratory testing conducted by Player et al., (2008) Morton, (2009). These can be described as shear failure at the weld points, failure at the heat-affected zone (HAZ), and tensile failure of the wire (see Figure 1). Failure at the weld is an indication of the weld technology and quality control (dirty electrodes or dirty wire) during mesh manufacturing. Failure at the HAZ has been reported to be caused by weakening of the wire during the welding process due to excessive weld head pressure and temperature, while tensile failure of the wire is controlled by the wire manufacturing process (Villaescusa, 1999).

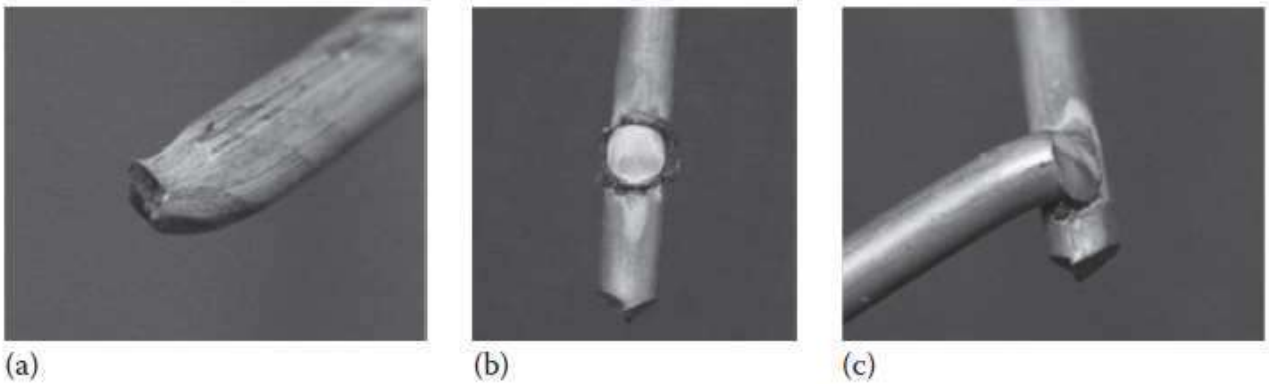


Figure 1: Welded wire mesh failure mechanisms. (a) tensile wire failure, (b) weld failure, and (c) failure of the wire through the HAZ. (From Morton, E.C., Static testing of large scale ground support panels, MSc thesis, Western Australian School of Mines, Curtin University of Technology, Kalgoorlie, Western Australia, Australia, 2009: 250pp.)

The ultimate objective of this study was to evaluate the laboratory performance of welded mesh by conducting drop tests and tensile test on each strand. Specific objectives were to identify the failure modes associated with the welded mesh that is being used in South African mining.

RESEARCH APPROACH

The mesh testing frame was bolted to a drop beam while the welded mesh sample (5.6 mm diameter, 3.4 m x1.5 m, with 100 mm x100 mm grid size) was held in place using threaded bar and plates in the same configuration as the static test arrangement. The test frame consisted of a series of load cells which were installed between the upper and lower platens of the 8896 kN Mohr & Federhaff compression testing machine as shown in Figure 2. A gradually increasing load was applied perpendicular to the plane of the specimen, through a 500 mm long line loading interface across the wires, until failure occurred. Computer software, advanced instrumentation, and a high-speed camera are used to record to the test data.

Two hydraulic rams with a capacity of 300 kN and total displacement of 150 mm were used. The operation of the hydraulic rams was accomplished using a hand operated pump and an electric pump. The hand pump was used during the initial phase of loading, until the mesh strand reached its yield point and started stretching. The electric pump was then used until the specimen fails.

Figure 2. Dynamic test facility for surface support elements.

RESULTS OF THE STUDY

The results of the study are divided into three sections, which are static tests results, failure modes of welded mesh and tensile tests of the welded mesh strands. Each section is fully discussed below.

Static Tests Results

Three static tests were performed to identify the overall performance of welded mesh. Each welded mesh was noted to perform differently but the performances were closely related to each other. Based on the results obtained from the first test, it was noted that the failure of the first strand was recorded at a load of 18 kN with the displacement of approximately 160 mm, followed by multiple failure of strands that were recorded between 21 kN to 33 kN with the displacement ranging from 180 mm to 340 mm. Lastly the first sample was found to show its maximum failure at a load of 35.3 kN with the displacement of approximately 356 mm. The results of the first test are shown in Figure 3.

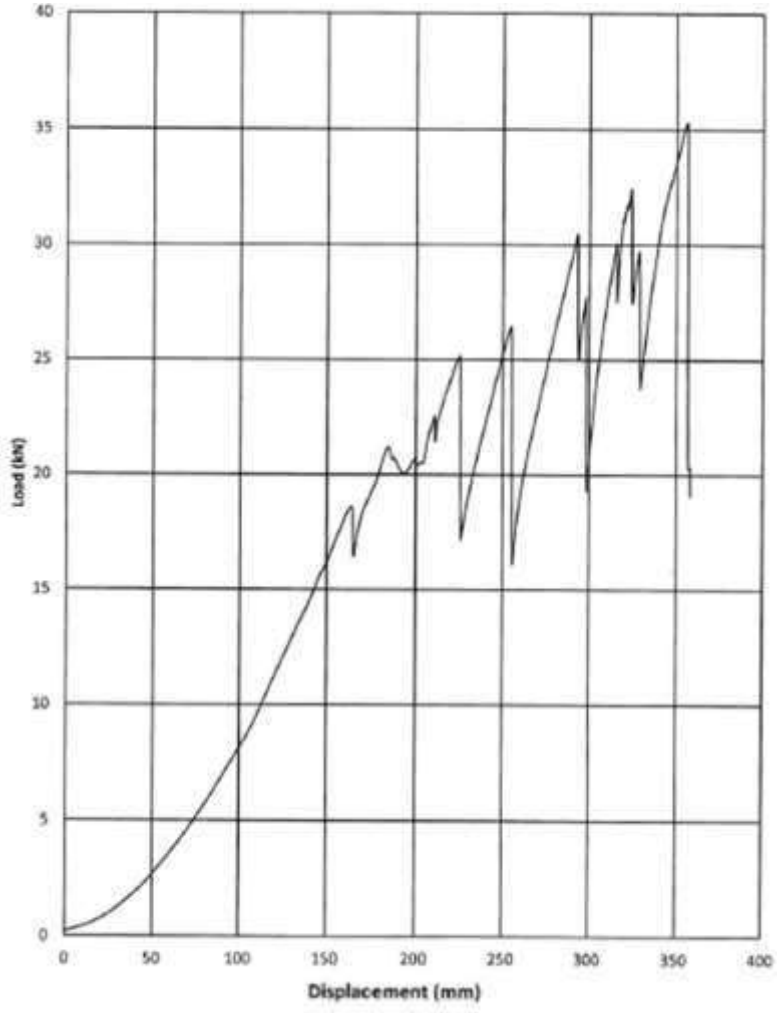


Figure 3. Static reactions for welded wire mesh during the first test

Furthermore, results obtained from the second static test have shown that the first strand was recorded to fail at a load of 14 kN with the displacement of approximately 130 mm. This was followed by multiple failures that were recorded to occur at the load ranging from 19 kN to 37 kN with the displacement ranging from 19 mm to 370 mm. It was also noted that after the mesh reach its maximum load of failure, several aftershocks/small failures were recorded. These minor failures were recorded at

a load ranging from 16 kN to 33 kN with the displacement ranging from 380 mm to 410 mm. It was then concluded that these minor failures were recorded before the major failure occurred due to the strand that had not totally failed. The results of this test are shown in Figure 4.

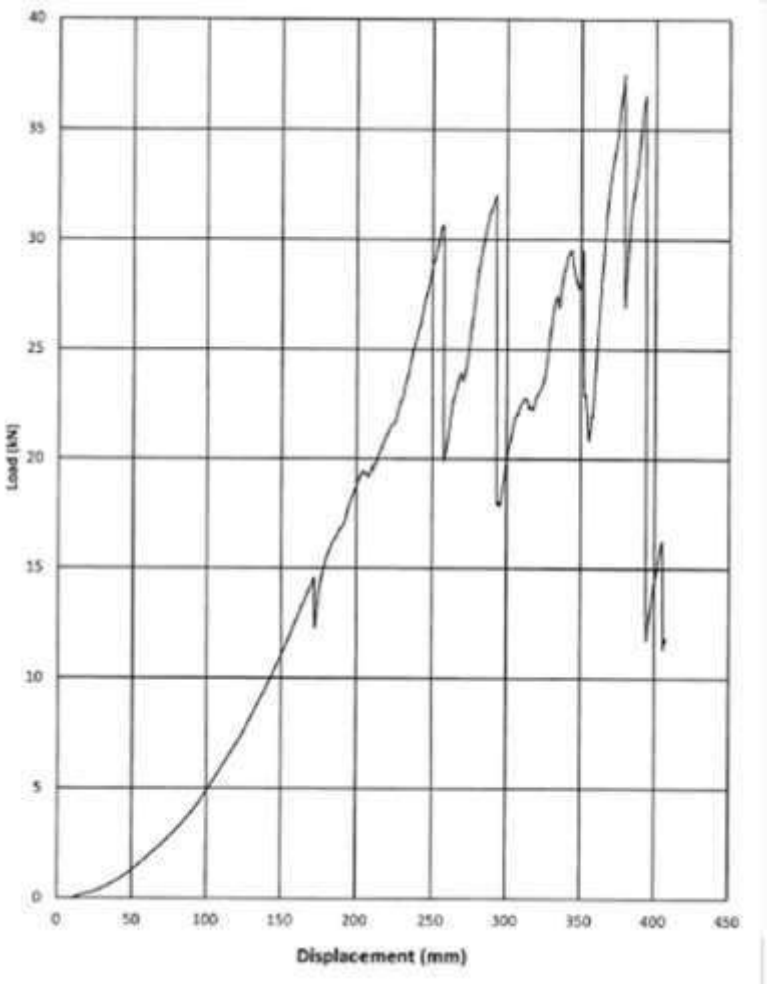


Figure 4. Static reactions for welded wire mesh during the second test

The third test has shown smooth curve with little or less welded mesh strand failure recorded, based on the results of the test, it was noted that the first strand fail at a load of 9 kN with the displacement of approximately 220 mm. The first failure was then followed by a second failure which was recorded at 19 kN load with the displacement of 300 mm. Immediately after this failure, the slope of the graph was noted to be steep and eventually, at the load of 27 kN, a maximum load was obtain with the displacement of 350 mm. However, after this maximum failure, several small failures of the mesh strand was recorded between 18 kN to 19 kN with the displacement of 400 mm. The results of the test are shown in Figure 5.

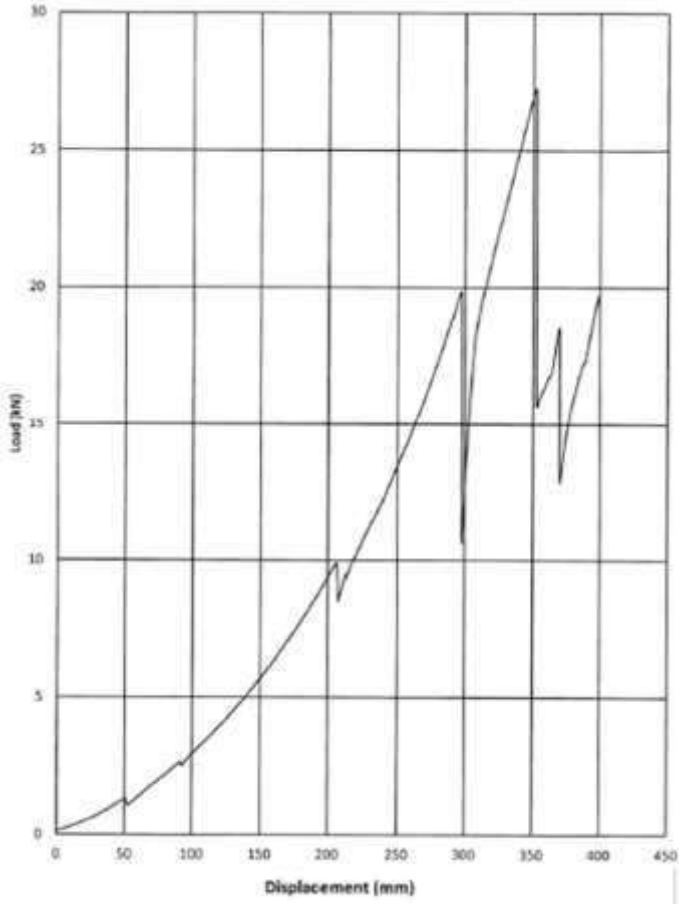


Figure 5. Static reactions for welded wire mesh during the third test.

Failure Modes of the Welded Mesh

There were three failure modes that were assessed in each test to identify the common failure mode associated with prescribed welded mesh. The three failure modes assessed were shear failure at the weld points, failure at the heat-affected zone (HAZ), and tensile failure of the wire. Based on the results of the study it was noted that three failure modes were observed throughout all the tests with the dominant failure of shear failure. It was also noted that the weld failure was not spread throughout the test. It was therefore assumed that the quality of mesh was appropriate. The observed failures are shown in Figures 6 and 7.

Figure 6. Welded wire mesh failure mechanisms for the first test.

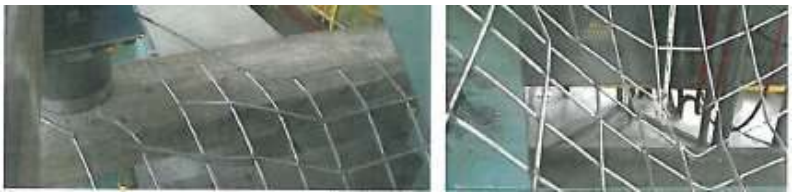


Figure 7. Welded wire mesh failure mechanisms for the second and third tests

Tensile Testing of the Mesh Strands

Several mesh strands were obtained from the manufacturing company, the size of the strand was 1 m long with the diameter of 5.60 mm. The results of the study have shown that welded mesh strand can be able to withstand a minimum load of 10.35 kN to a maximum load of 13.85 kN. It was also noted that the strength of each strand depends on the quantity of zinc mass and silver quoting material used during manufacturing process, however a further study on the quantity of zinc and silver are being investigated. The results of this study are shown in Table 1.

Table 1. Tensile testing of the mesh strand

Name ID	Product Description	Breaking Strength (kN)
NO.1	1 m long x 5.60 mm diameter	13.20
NO.2	1 m long x 5.60 mm diameter	12.35
NO.3	1 m long x 5.60 mm diameter	13.15
NO.4	1 m long x 5.60 mm diameter	10.35
NO.5	1 m long x 5.60 mm diameter	11.95
NO.6	1 m long x 5.60 mm diameter	11.95
NO.8	1 m long x 5.60 mm diameter	13.05
NO.9	1 m long x 5.60 mm diameter	12.80
NO.10	1 m long x 5.60 mm diameter	12.05
NO.11	1 m long x 5.60 mm diameter	11.45
NO.12	1 m long x 5.60 mm diameter	11.55
NO.14	1 m long x 5.60 mm diameter	10.45
NO.15	1 m long x 5.60 mm diameter	10.50
NO.16	1 m long x 5.60 mm diameter	12.25
NO.17	1 m long x 5.60 mm diameter	12.75
NO.18	1 m long x 5.60 mm diameter	13.85

CONCLUSIONS

A detailed study on static performance tests on the welded mesh with the configuration of 5.6 mm diameter wires spaced at 100 mm centres and the mesh sheet of 1.5 m wide and 3.4 m long was conducted in one of the research laboratory in South Africa. These tests were followed by the breaking strength/ tensile tests on the mesh strands to identify the maximum load that each mesh strand can withstand under static and dynamic movement of the ground. In order to achieve the objectives of the study, mesh samples were bolted onto the test frame in series with load cell and it was installed between the upper and lower platens of the 8 896 kN Mohr & Federhaff compression testing machine. The increase in load was applied gradually, perpendicular to the plane of the mesh through 500 mm long line loading interface across the wires. This loading was performed until the specimen failure took place.

On the other hand, tensile tests of each strand of the mesh were performed through pulling the steel welded mesh strand until it breaks. Based on the three static tests results, it was noted that welded mesh can be able to withstand a maximum force of 37 kN with a maximum displacement of 420 mm throughout the tests. The tensile tests/ breaking strength results have shown that mesh strands can withstand maximum load ranging between 10.35 kN to 13.85 kN. Lastly the failure modes of the welded mesh were investigated; it was found that three modes ((a) tensile wire failure, (b) weld failure, and (c) failure of the wire through the HAZ) existed throughout the tests. It was then concluded that welded mesh has the ability to withstand the maximum load of 37 kN, with the displacement of 410 mm, while mesh strand was found to break at maximum of 13.85 kN and it was also noted that the weld failure was not spread throughout the test while the other two were spread.

REFERENCES

Kaiser, P. K. (1996). Canadian rock-burst support handbook, Sudbury, Ontario: geomechanics research centre, Laurentian university.

Morton, E. C. (2009). Static testing of large scale ground support panels. MSc thesis, Western Australian School of Mines, Curtin University of Technology, Perth, Western Australia, Australia, 250pp.

Ortlepp W.D. (1983). Considerations in the design of support for deep hard-rock tunnels. In Proc. 5th Congress Int. Soc. for Rock Mechanics, Melbourne, A.A. Balkema, Rotterdam, D179-D187.

Pakalnis, V and Ames D. (1983). Load tests on mine screening. In Proc. CIM Symposium on Underground Support Systems, 35:79-83.

Player, J. R., Morton, E. C., Thompson, A. G and Villaescusa, E. (2008). Static and dynamic testing of steel wire mesh for mining applications of subsurface support. In T. R. Stacey and D. F. Malan (eds.), Proceedings of the Sixth International Symposium on Ground Support in Mining and Civil Engineering Construction, Cape Town, South Africa, 30 March–3 April, pp. 693–706. Johannesburg, South Africa: SAIMM.

Sengani, F and Kataka, M.O. (2017). A comparison of the effectiveness of the roof-bolter and standard drill rig for the installation of long anchors in hard-rock mines. Proceedings of 3rd young professional's conference, Innovation Hub, Pretoria, 9-10 March 2017. Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg.

Sengani, F and Zvarivadza, T. (2018). Yielding support systems in deep to ultra-deep level gold mining. Proceedings of the first international conference on advances in rock mechanics, an ISRM specialized conference at Hammamet, Tunisia: ISBN: 978-9973-0929-0-8, 29-31 March 2018.

Sengani, F. (2018). Trials of the Garford hybrid dynamic bolt reinforcement system at a deep level gold mine in South Africa. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy 118(3):1-8.

Thompson, A. G., Villaescusa, E and Windsor, C. R. (2012). Ground support terminology and classification: An update. Geotechnical and Geological Engineering, 30(3): 553–580.

Villaescusa, E. (1999). Laboratory testing of welded mesh for rock support. In E. Villaescusa, C. R. Windsor, and A. G. Thompson (eds.), Rock Support and Reinforcement Practice in Mining, Proceedings of the International Symposium on Ground Support, Kalgoorlie, Western Australia, Australia, 15–17 March, pp. 155–159. Rotterdam, the Netherlands: A.A. Balkema.

Villaescusa, E. (2014). Geotechnical design for sublevel open stoping. Taylor & Francis Group. Pp 332-340

Zvarivadza, T., Sengani, F and Adoko, A.C. (2017). In-stope pillar scaling and fracturing in Southern African deep level gold mines. 26th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Lulea, Sweden 29-31 August 2017.

Zvarivadza, T and Sengani, F. (2018). Calibration of yielding pillar performance in deep level gold mines. Proceedings of the first international conference on advances in rock mechanics, an ISRM specialized conference at Hammamet, Tunisia: ISBN: 978-9973-0929-0-8, 29-31 March 2018.

MEASURING AND IMPROVING OPERATOR PERFORMANCE ON LARGE MINING EQUIPMENT

BÜYÜK MADEN MAKİNELERİNDE OPERATÖR PERFORMANSININ ÖLÇÜLMESİ VE GELİŞTİRİLMESİ

M.M. Kahraman

Department of Mining Engineering, Gumushane University, Gumushane, TURKEY
(kahramanm@gmail.com)

ABSTRACT

Mining as an industry is in the middle of commodity price upheaval that is wiping out many mining firms. Only the companies that have adapted right technology and data driven decision making culture will survive after each commodity price cycle. Latest technological solutions made it possible to track materials and equipment in every step of mining; from the face to plant to facilitate decision making process. Mines are investing in equipment monitoring technology with the expectation of gaining large increases in equipment productivity and reliability. Simply buying the technology does not result in achieving the promised benefits. Only a holistic approach can achieve these benefits, considering the people (analytical skills and culture), the process (deliberate means of using the data), and the platform (analytical technology). One of the principle methods for achieving this advantage is through increasing productivity and equipment health of major production equipment. This paper presents a case study using equipment monitoring technology as part of an operator performance system for a major machine asset: a dragline.

Keywords: Operator, performance measurement, continuous improvement, dragline

ÖZET

Maden endüstrisi emtia fiyatlarındaki oynaklık sebebiyle birçok firmanın battığı veya yok olduğu bir dönemden geçmektedir. Bu tür fiyat döngü süreçlerinin sonunda doğru teknolojiyi proseslerine adapte eden ve verilere dayalı karar alan firmalar ayakta kalacaktır. Son teknolojiler, karar verme sürecini kolaylaştırabilmek amacıyla üretilen cevherin ve ekipmanların arından-tesise üretim sürecindeki her aşamasını takip edebilmeyi mümkün kılmaktadır. Maden işletmeleri ekipman takip sistemlerine verimlilik ve güvenirlilik artışı beklentileriyle büyük yatırımlar yapmaktadırlar. Yalnız başına teknolojinin satın alınması beklentileri karşılayacak faydaları birliğinde getirmemektedir. Çalışanları (analitik yetenekleri ve iş kültürü), prosesi (verilerin kullanımı) ve platformu (analitik teknoloji) göz önüne alırsak; ancak bütüncül bir yaklaşımla teknolojik yatırımlardan beklenen faydalara ulaşılabilinir. Fiyatların stabil olmadığı dönemlerde güçlü kalabilmenin bir yöntemi de ana üretim ekipmanlarının üretkenliğinin ve sağlığının arttırılmasıdır. Bu çalışma draglaynlara ait ekipman takip sistemi vasıtasıyla operator performansının ölçülmesini ve iyileştirilmesini konu olan bir vaka çalışmasını konu almaktadır.

Anahtar Sözcükler: Operatör, performans ölçümü, sürekli gelişim, draglayn

INTRODUCTION

Mines are investing in equipment monitoring technology with the expectation of gaining large increases in equipment productivity and reliability. In the last decades the technological trend has been to increase tracking, guiding, monitoring, and positioning of equipment. However, purchasing off such technologies did not result in achieving the promised benefits. Companies have seen big differences between their expected return on investment (ROI) from their high-tech investment and actual ROI.

Only a holistic approach can achieve these benefits, considering analytical skills, culture, process, and technology.

Production in Surface Mine Operations

Opencast mining also known as surface mining is a mining method preferred if the production of the valuable mineral is economical to operate in environmentally suitable locations. By employing surface mining method it is possible to extract in some cases 90% or more of the metal or coal. This is because most restrictions caused by underground are eliminated. However, the waste or overburden removal becomes a critical factor in surface mine operations due to increased volumes. Increasing commodity demand and competitive market enhanced the economies of scale for mining equipment, which made it possible for mine operations to move large tonnages in shorter time. In mining, various waste stripping methods are used, depending on material thickness and hardness.

Cable shovels, hydraulic shovels, and wheel loaders are the most common loading machines used in metal and coal production. Production can involve drilling and blasting to loosen the mineral. Off highway haul trucks and conveyors are most commonly used for haulage. In some operations, a combination of both haulage methods is used. Draglines, mostly used in surface coal mines, start with opening a box cut, removing the coal from the exposed face, and placing the overburden from the next longitudinal cut into the mined out area. This is repeated cut by cut. It is usually used in flat to moderately dipping coal seams. Another non-conventional mining method is cast blasting. It is based on casting of a high-wall to assist dragline or dozer push operations. Bucket Wheel Excavator (BWE) is a large continuous excavation system that use bucket-shaped cutters that simultaneous excavate and convey overburden.

Equipment Guidance and Monitoring

Equipment tracking technologies have transformed large-scale surface mining in recent years. Positioning systems such as GPS and computer-based interfaces are widely in large surface operations to track the movement of materials and manage the production, equipment, and equipment locations (Asano, 2009). These systems also allow the Fleet Management System (FMS) operators to generate reports about production, availability, and utilization of the equipment during or at the end of the shift. There are many products from various companies competing in this market. All these systems have slightly varying features, but all provide the same type of data and capabilities for mine operations. Their common goal is to enable mine operators to perform real-time monitoring of production activities, optimize truck assignments, have stake-less surveying of material quality, and monitor equipment health. Major benefits of these systems are obtained by allocating the trucks to the best available destination by minimizing the idle time of trucks and shovels, thus maximizing productivity. Most of these systems use linear programming principles to automatically assign the trucks. FMS have increased truck productivity by an estimated 14 percent by controlling their routes in real time and allocating them to the right destinations (Yildirim, 2005).

High precision (HP) GPS machine monitoring systems enhanced operators for better grade control, productivity, safety and machine diagnostics. These systems can track and guide large mining equipment production and health related state through Programmable Logic Controllers (PLC) and all production and equipment health data is saved to back end structured databases (Komljenovic et.al. 2010). There is variety of commercially available HP machine monitoring and guidance system on the market with different features offered. HP monitoring and FMS systems have traditionally only been used in large mine operations due to their cost and complexity. However, with the latest developments in the computer industry, it became possible for almost all mining companies to buy required hardware units off-the-shelf. These systems consist of an onboard components, telemetry infrastructure, and office components. Onboard components are a computer, GPS receiver, telemetry radio, operator

touch-panel interface, sensors, and PLCs. Office components consist of a server, reporting database, FMS software, and computer. The reporting database includes all current positions and statuses of equipment, the linear programming solution, road network, dump locations, distances between locations, operator history, event durations, load tons , and energy consumption(Asano, 2008).

Psychological Motivation of Workforce and Performance Management

Performance management is essential in all parts of mining operations including the production equipment. To manage performance, it is required to measure the process. If an activity is not measured, it is not possible to control it. If it is not controlled, it might be very hard to manage. In a good performance measurement system, only important indicators should be measured (Trade, 1995). Particularly in large mine operations, it is more challenging to measure the performance of the workforce or equipment. Different performance management and measurement methods are combined and used in mine operations. Measurement of Key Performance Indicators (KPIs) through balanced score charts is one of the most common tools of performance management.

Any performance measurement system needs indicators that identify the past, current, and potential future outcomes that point out performance. There can be many different indicators of productivity; however only one group of indicators, KPIs, are measured and tracked in higher levels in organizations (Barbuio, 2001). KPIs should display past performance, identify possible improvement locations, and determine the quality of the work done.

Balanced scorecards can help an organization to get people working on the right things and focusing on results. It is a system that consists of humans, processes, and strategy. To build this system, companies need a well-organized framework. Balanced scorecards can improve the organization's success and can allow people to concentrate on things that will influence the productivity and the success by leading them to work on the correct things. (Rohm, 2008). In some organizations even though in the scorecard the operators are compared with their peers or colleagues they cannot see where they rank. Peer pressure triggers their competitiveness and motivates them for success.

Literature survey shows that there is limited amount of work on operator performance management in mining. Singh and Narendula in 2006 listed number of factor that affects performance of loading equipment where they also included training, skills and motive of the operator. Komljenovic et.al. in 2010 used statistical approach to classify dragline operators performance. Abdi Oskouei and Awuah-Offei in 2015 used correlation analysis to identify parameters that correlate with energy efficiency of operator performance for dragline. In another research, regression modeling is used to evaluate machine health performance of operators on mining trucks (Wang et.al. 2012).

METHODOLOGY

Operators' performances on production and machine health of equipment have large variation. This paper proposes a systematical model to measure operator performance from the machine monitoring system data and a continuous improvement process to coach and motivate operators to perform better. Figure 1. illustrates the process flow.

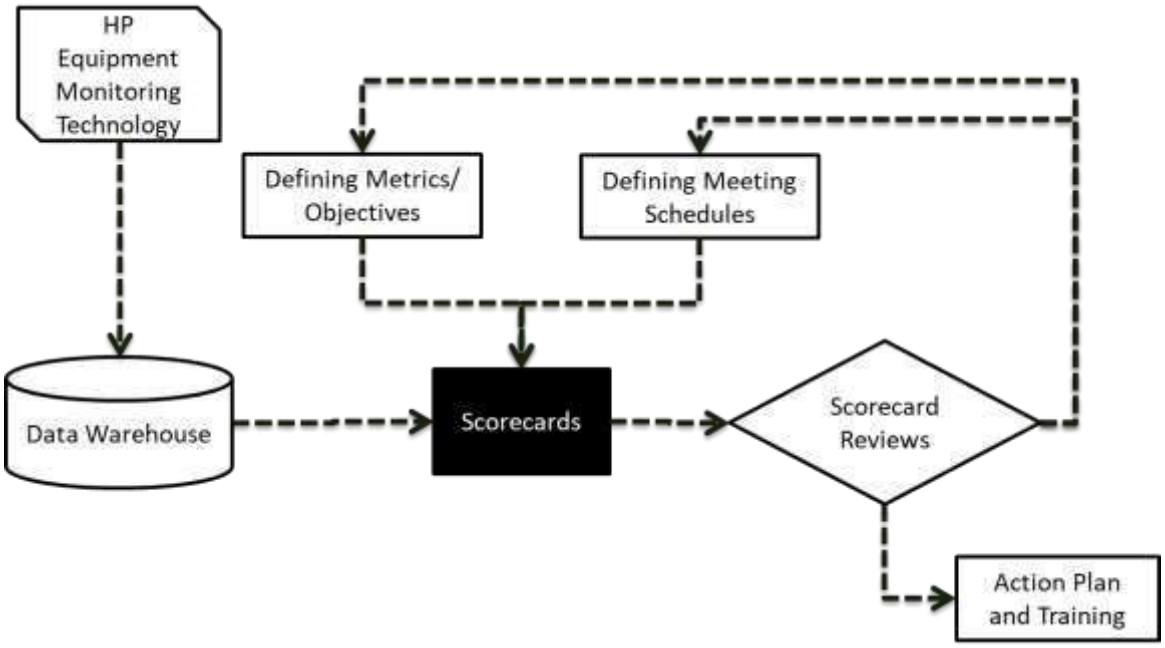


Figure 1. Process for data driven operator performance management

Step 1. The Data Solidification

Mines consist from complex machines that have many variables that impacts productivity and equipment health. High-precision (HP) monitoring systems are usually purchased by mining companies to measure and report basic equipment performances. However, in most cases users can only access the data through OEM shift reports, which do not promote analysis and performance evaluation. Near real-time data warehouse (DW) uniquely integrates various data sets from HP monitoring systems such as production, equipment health, and cycle information in a single environment to enable analysis. All available data and common elements (date, machine, operator, etc.) are captured by a HP monitoring system, sourced by DW regularly and the data is integrated in the lowest level of granularity possible. (every second or cycle) This multi-dimensional integration enables users to build their own automated reports, in depth analysis of a metric, correlation between different metrics, and many more. The data warehouse is scheduled to update every few minutes. (actual frequency depends on the data source)

Step 2. The Analytical Toolkit

An analytical toolkit begins with understanding the controls available for mines to design, manage, and measure fragmentation through process mapping. Data warehouses provide a near limitless number of analyses options. But without direction, analysis paralysis may occur. This is when engineers and other site personnel are overcome by an overwhelming amount of data and more importantly do not know how to realize its full potential. The analytical toolkit provides a solution: a toolkit is a set of tools that allow systematic analyses that progressively tracks quality throughout the system, from design to end-point.

Step 3. Change Management

Analysis alone does not solve issues. A series of actions are required to improve performance. These include regularly scheduled team-meetings to review a detailed scorecard which promotes action from the analysis. A particular KPI can be added to a scorecard that highlights an issue that needs to be addressed in a particular performance metric. A DW allows the ability to use complex scorecards, which

require data to be automatically updated. This allows the team to focus on defining the actions which are needed to fix the problem, and measures to ensure that action is being taken.

CASE STUDY

Large coal mine in the Powder River Basin purchased two HP dragline monitoring systems. However, the return on investment (ROI) was not as high as expected. The expected productivity gains and reduction in machine health issues were not satisfactory. Methodology introduced in previous section was implemented as a solution to operator performance improvement program at this coal mine that improved productivity, equipment health and increased ROI.

Data Solidification

The key element to a sustainable productivity improvement is having a solid data foundation. OEM reports typically are designed to summarize shift production; where data is needed to be analyzed for different time periods and various elements. When the monitoring systems were installed by a 3rd party vendor they were added as additional sources to the already existing DW. All available metrics were included and made available for quick data slicing and dicing. Data quality issues were immediately visible while building the DW. This is because DW's make accessing and trending data easy and intuitive. Working with technical personnel from the site, Key Performance Indicators for draglines were identified and added to the data warehouse.

The Analytical Toolkits

A toolkit is a set of systematic analyses that progressively track performance of a system to identify and solve long term problems. Toolkits are connected to the DW and can be updated simply by clicking refresh. Multiple toolkits to measure production, productivity and equipment health were designed and configured at the mine from the DW. A first toolkit was designed to include shot quality. A diggability index was used to evaluate quality of the shot.

A second toolkit was developed to measure operator performances on draglines. Scorecards were developed for dragline operators, crews, and the entire mine to measure performance for selected periods for KPIs using the DW. The individual performances of operators were compared with crew and mine averages, and best performances in crew and in mine. The metrics were chosen with input from both management consultants and the department manager. Figure 2.2 illustrates operator performance compared with crew and entire operation for a selected period of three months.

A third toolkit was designed for equipment health. This toolkit was designed to demonstrate performance of stress on the boom for operators, crews, and all mine for each dragline.

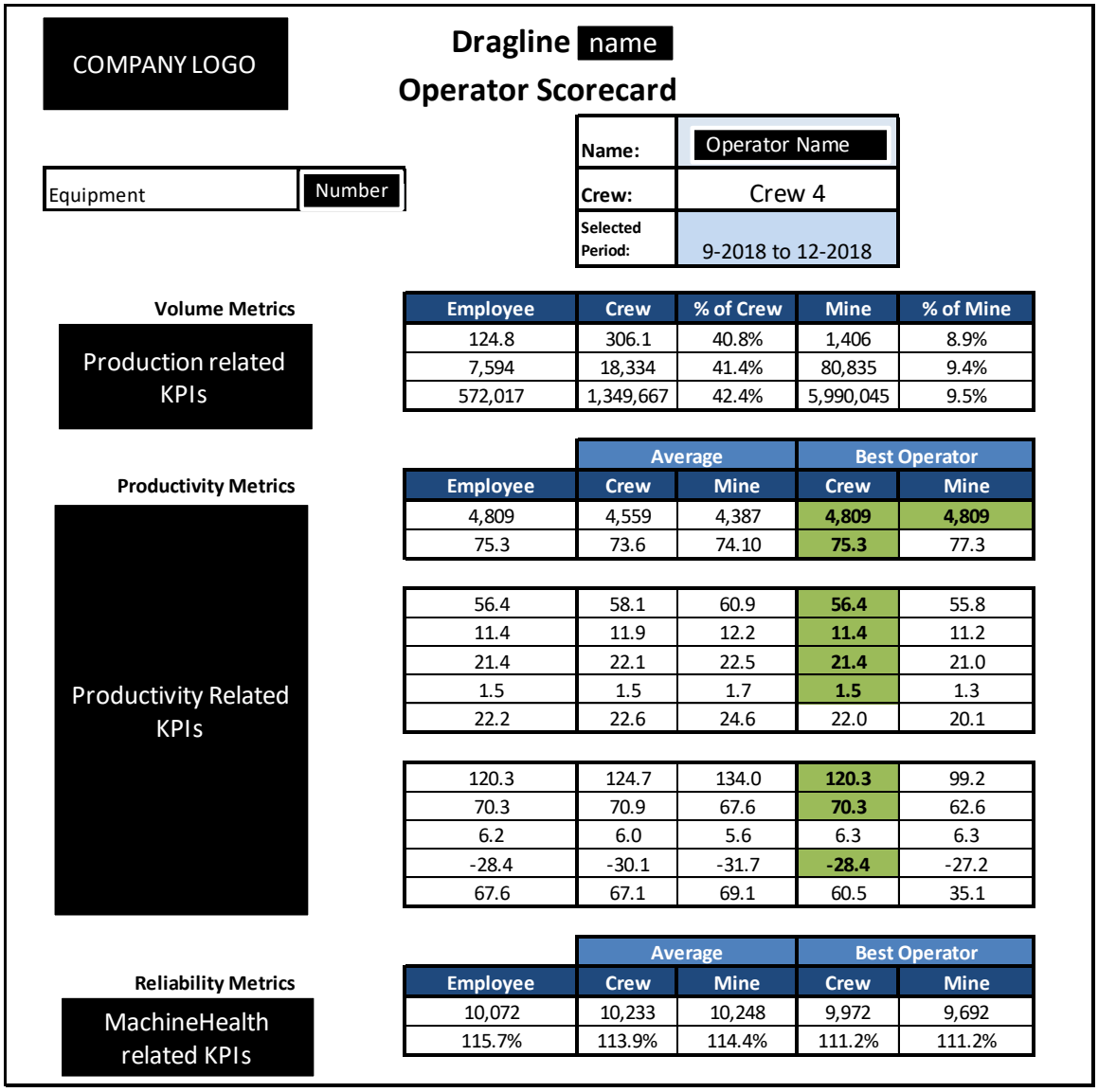


Figure 2. Dragline Operator Scorecard

Change Management

The managers and supervisors were trained on how to use the toolkits and their feedback was used for minor modifications in the toolkit. It was decided that supervisors were to have monthly meetings with each operator for individual performance reviews. In such meetings the operators were shown how their performance compared to other operators and the mine averages in the different metric catagories. This helped each operator identify their weaknesses and help to develop a plan to improve performance through the use of training simulators and best practice shares from top operators.

RESULTS

The toolkits helped to analyze drilling and blasting performance. Particularly, diggability index and operator productivity and machine health. This process gave a wealth of information about the shot performance, which increased coordination between the dragline and drill and blast departments.

Figure 3 demonstrates the correlation between dig ability of material along with productivity for a dragline for 11 month period.

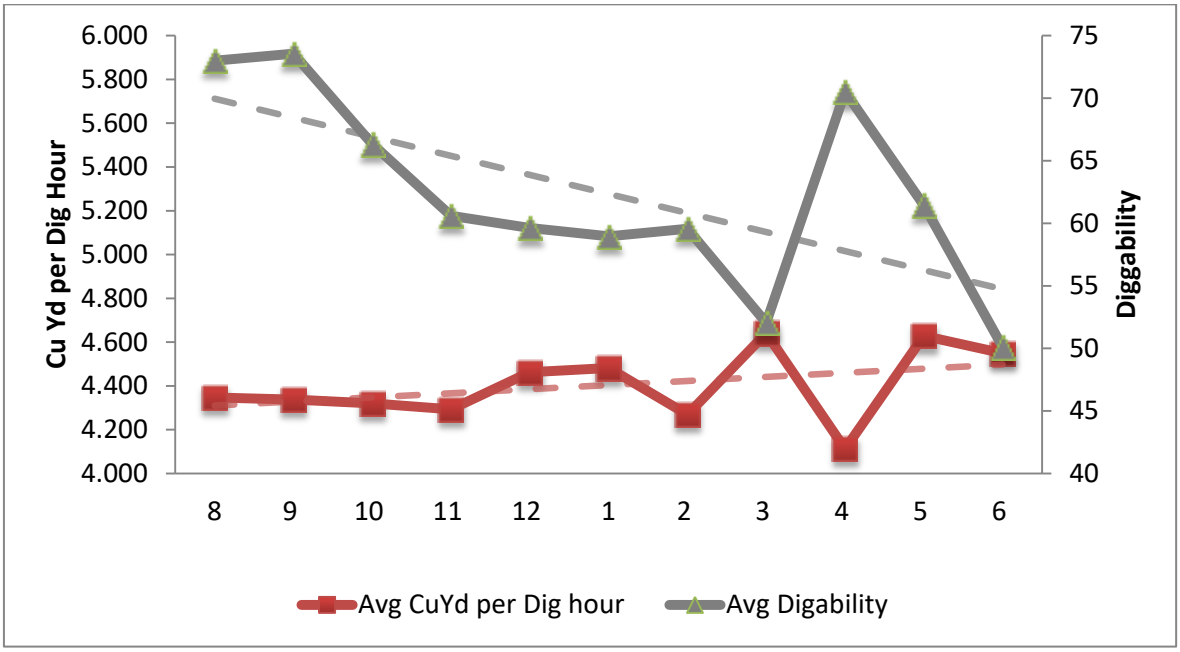


Figure 3. Impact of dig ability on productivity of Dragline 4

In this project equipment health performances were also improved. Average measured boom stress for Dragline 1 is given in Figure 4.

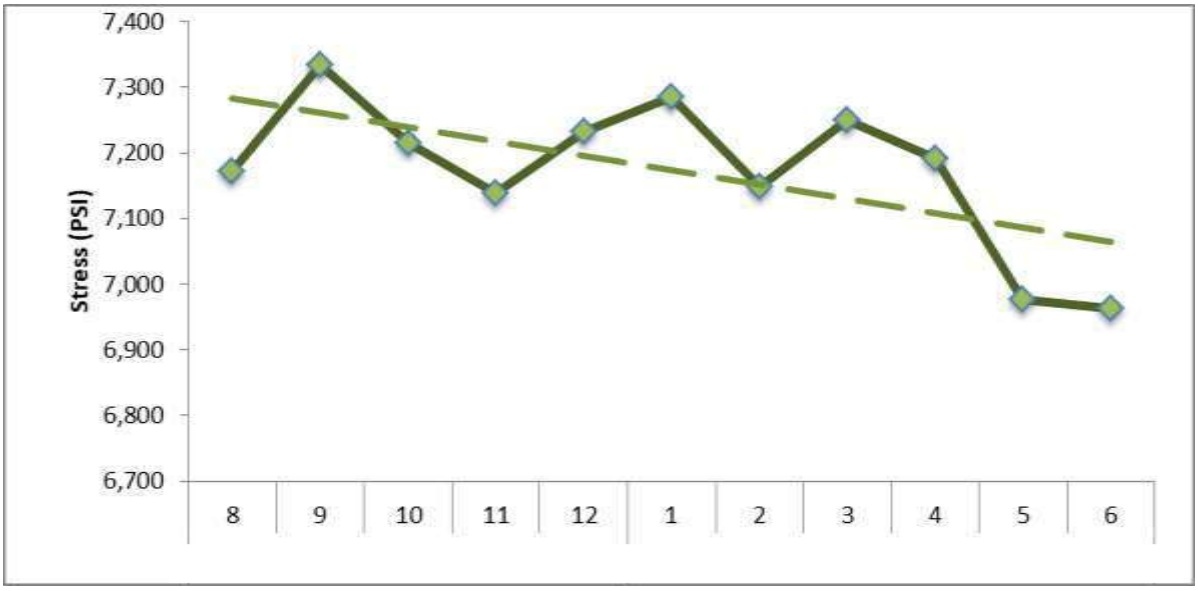


Figure 4. Average boom stress change during operation for Dragline 1

CONCLUSION

Development, training, and deployment of Dragline Performance Improvement program took aproximatley four months. The program helped initiate a complete cultural transformation. With this program coordination and comunication between departments and individuals were increased and monthly performance reviews for operators were started. Operators were motivated by seeing their performances and had the opportunity to improve their skills.

Using data from the dragline monitoring systems, data integration, continous coordination, and performance metric monitoring by use of toolkits and process change; dragline productivities increased on average between 4-8%. This is significant gain for one of the largest mining equipment, dragline.

REFERENCES

Abdi Oskouei and M., Awuah-Offei, K. (2016). A method for data-driven evaluation of operator impact on energy efficiency of digging machines, *Energy Efficiency*, 9:01, 129-140, DOI: 10.1007/978-3-319-54199-0_10.

Asano, T. "Block model reconstruction using truck fleet management system data." Thesis. University of Arizona, 2008. Print.

Asano, T. and Dessureault, S. D. (2009). Block model reconstruction using truck fleet management system data." *Mining Technology*, 118. Print.

Barbuio, F. (2001). *Commonwealth Broadcasting Association*, "Performance Measurement: A Practical Guide to KPIs and Benchmarking in Public Broadcasters". Web. 15 April 2011.

Komljenovic, D., Bogunovic, D., Kecojevic., V. (2010). Dragline operator performance indicator, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 24:1, 34-43, DOI: 10.1080/17480930902778191.

McElman, C. and Sergey, S. (2009). From buttons to bits - achieving level 3 integration. APCOM. Web. 19 Jan. 2011.

Rohm, Howard. (2008). *Using the Balanced Scorecard to Align Your Organization*, Balanced Scorecard Institute. Web. 16 April 2011.

S. P. Singh & R. Narendrula (2006). Factors affecting the productivity of loaders in surface mines, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 20:01, 20-32, DOI:10.1080/13895260500261574.

Trade and Performance-Based Management Special Interest Group, Department of Energy. (*1995*). "*How to Measure Performance a Handbook of Techniques and Tools." Web. 16 April 2011.*

Wang, Z., Dessureault,S., Liu J. (2013). Quality-driven workforce performance evaluation based on robust regression and ANOMR/ANOMRV chart, *IIE Transactions*, 45:6, 644-657, DOI: 10.1080/0740817X.2012.733486.

Yildirim, Metin. "Data mining in pit production management system." Thesis. University of Arizona, 2005. Print.

AYAZİNİ (AFYONKARAHİSAR) TÜFLERİNDE SICAKLIĞIN ZAMANA BAĞLI SU EMME ÖZELLİĞİNE ETKİSİNİN İNCELENMESİ

INVESTIGATION OF THE EFFECT OF TEMPERATURE ON WATER ABSORPTION PROPERTIES OF AYAZINI (AFYONKARAHISAR) TUFFS

M. Y. Çelik [1,*], Z. Arsoy [2], M. Sert [2], B. Kahraman [2]

[1]*Afyon Kocatepe Üniversitesi, Afyon Meslek Yüksek Okulu, Doğal Yapı Taşları Programı, Türkiye (*Sorumlu yazar: mycelik@aku.edu.tr)*

[2]*Afyon Kocatepe Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Türkiye*

ÖZET

Yapı taşlarının kullanım alanlarının belirlenmesinde çeşitli fiziksel ve mekanik özelliklerini bilmek gerekmektedir. Su emme miktarı mekanik ve fiziksel özellikleri etkilediği için bu özellikler arasında en önemlilerinden birisidir. Doğal yapı taşlarının su veya nemli ortamlardaki performansı su emme miktarı ile ilişkilidir. Yapı taşlarının belirli koşullar altında emdiği su miktarını belirlemek için su emme deneyleri yapılmaktadır. Bu çalışmanın amacı Afyonkarahisar yöresinde yapı taşı olarak kullanılan Ayazini tüflerinin su emme özelliklerini belirlemek ve su emme oranına su sıcaklığının etkisini incelemektir. Su emilimini etkileyen en önemli faktör gözenek miktarı ve gözenek boyut dağılımıdır. Bu nedenle Ayazini tüflerinin gözenek boyut dağılımı da belirlenmiştir. Ayazini tüflerinin toplam gözenekliliği %52,05 olup gözenek boyut dağılımı 0,01-400 µm arasında geniş bir aralıkta yer almaktadır. Büyük bir çoğunluğu 1-9 µm civarında gözenek boyut dağılımına sahip olan Ayazini tüfleri 2880 dakika sonunda saf suda %46,56 ve 30 °C su sıcaklığında %48,11 su emmiştir. 40 °C ve daha yüksek sıcaklık değerlerinde ise su emme miktarının azaldığı belirlenmiştir. Ayazini tüflerinin gözenekliliğine bağlı olarak yüksek su emme değerine sahip olması nedeniyle su ve nemli bölgelerde dikkatli kullanılması gerekmektedir.

Anahtar Sözcükler: Ayazini Tüfü, Yapı Taşı, Su Emme, Ayrışma,

ABSTRACT

It is necessary to know the various physical and mechanical properties of building blocks in determining their usage areas. Water absorption is one of the most important of these properties because it affects mechanical and physical properties. The performance of natural building stones in water or humid environments is related to the amount of water absorption. Water absorption tests are carried out to determine the amount of water absorbed by building blocks under certain conditions. The aim of this study is to determine the water absorption properties of Ayazini tuffs used as building blocks in Afyonkarahisar region and to investigate the effect of water temperature on water absorption rate. The most important factor affecting water absorption is pore size and pore size distribution. Therefore, pore size distribution of Ayazini tuffs was also determined. The total porosity of ayazini tuffs is 52.05% and the pore size distribution is in a wide range between 0.01-400 %m. The majority of Ayazini tuffs, having a pore size distribution of 1-9 48m, absorbed 46.56% in pure water and 48.11% water at 30 ° C water after 2880 minutes. At 40 ° C and higher temperatures, it was determined that the amount of water absorption decreased. Due to the porosity of ayazini tuffs, due to their high water absorption value, caution should be used in water and damp areas.

Key Words: Ayazini Tuff, Building Stone, Water Absorption, Weathering,

GİRİŞ

Doğal yapı taşları, dayanıklılık ve estetik görünümlerinden dolayı yapıların birçok farklı alanında kullanılmaktadır. İnşaat sektöründe temel ve duvarlarda yapı taşı olarak kullanılmasının yanı sıra iç ve dış mekanlarda çoğunlukla döşeme ve kaplama malzemesi olarak tercih edilmektedir. Doğal yapı taşlarının kullanım yerinde karar verme aşamasında kimyasal, fiziksel ve mekanik özelliklerinin önemli rol oynadığı bilinmektedir.

Yapı taşların temel fiziksel özelliklerinden birisi olan gözeneklilik, su emme ve tutma kapasitesinin bir ölçüsü olduğu için çok önemlidir. Birçok doğal yapı taşı bünyesinde çeşitli şekil ve büyüklükte gözenekler ve mikro çatlaklar şeklinde boşluklar bulunmaktadır. Bu boş alanlar su emme, donma-çözülme, tuz kristallenmesi, asit yağmuru gibi malzemenin fiziksel ve mekanik özelliklerini değiştiren farklı olaylardaki davranışını etkilediği için yapı taşlarının öncelikli sorunları arasındadır (Cultrone G. vd., 2004).

Su, binalardaki yapı taşlarının içerisine zemin suyu, yağmur ve havadaki nemin yoğunlaşmasıyla ulaşabilir. Özellikle suyla temasın yoğun olarak gerçekleştiği alanlarda bulunan doğal taşlar yağmur, yüzey ve/veya yeraltı suyu ile temas ettiğinde, gözenekler ve mikro çatlaklara bağlı olarak kılcal su emme yoluyla nüfuz etmektedir. Su emilimi nedeniyle yapı taşlarında meydana gelen değişiklikler genellikle renk değişimleri olarak kendini göstermektedir (Brimblecombe P. ve Grossi C., 2005).

Tarihi veya kültürel değere sahip olan binaların taş duvarlarında yüzey rengi değişiklikleri, yapı taşının orijinal rengi bakımından çok önemlidir. Bina dış cephelerinde renk değişiminin en yaygın örneği olan kararma, söz konusu binanın görsel algısı açısından estetik bozulma olarak kabul edilmektedir (Young M.E., 2007). Suyun doğrudan veya dolaylı olarak etkili olduğu bütün ayrışma ve bozulmalar için ilgili yapı taşlarına sıklıkla restorasyon ve konservasyon çalışmaları gerekli olmaktadır.

Tüfler, volkanik kökenli piroklastik malzemelerden sedimanter ortamlarda meydan gelmiştir. Çökelme ortamında iyi pekişmemiş tüfler, bol gözenekli bir yapı sunmaktadır. Bu yapı nedeniyle diğer yapı taşlarına göre daha kolay ayrışmaktadır. Tüflerin bileşiminde değişik oranlarda cam parçaları (pumis, cam), kristaller ve kayaç parçaları (litik) bulunmaktadır (Schmid R., 1981).

Literatürde tüflerin su emme özelliği de dahil olmak üzere fiziksel ve mekanik özelliklerini inceleyen çok sayıda çalışma bulunmaktadır. Wedekind W. vd., (2013), tüflerin ayrışmasında su emmenin etkisini, Çelik vd. (2013), Ayazini tüflerinin su emmenin fiziksel ve mekanik özelliklerine etkisini, Çelik M. Y. ve Ergül A., (2015), yapı taşı olarak kullanılan tüflerde su emmenin dayanımına etkisini, Lubelli B. vd., (2017), su içeriğinin tüflerin ayrışmasına etkisini, Heap M. J. vd., (2018), Neapolitan tüflerinin su içeriğinin dayanım üzerine etkilerini, Unal M. ve Altunok E., (2019), içerisinde tüflerin de bulunduğu 20 farklı kayacın su emme miktarının gözeneklilik ile ilişkisini incelemişlerdir.

Doğal taşlarda zamana ve su sıcaklığına bağlı su emmesi ile ilgili bazı çalışmalar da bulunmaktadır. Karagiannis N. vd., (2016), sıcaklığın, taşlar, tuğlalar ve harçlar gibi farklı yapı malzemelerinin kılcal su emme katsayısının kestirimi üzerindeki etkisi üç farklı oda sıcaklığı (20, 25, 30 °C) için incelemişlerdir. Sıcaklık ve kılcal su emme katsayısı arasında doğrusal bir ilişki olduğu bildirmişlerdir. Mukhopadhyaya P. vd., (2002), üç farklı yapı malzemesinin yüzeyinde dört değişik sıcaklık seviyesinde (3, 12, 21 ve 35 °C) su emme karakteristiğini, Lu Y. vd., (2017), suyun ve sıcaklığın kayaların mekanik davranışları üzerindeki etkisini 25 °C

(oda sıcaklığı), 50 °C, 75 °C sıcaklıklarda su ile kuru ve doymuş olmak üzere beş durum altındaki numunelerde araştırmışlardır. Aly N. vd., (2015), laboratuvarda farklı sıcaklıklarda %10 NaCl çözeltisinde (20, 30, 40 °C) tuz kristallenme testleri ile kireçtaşının ayrışmasını incelemişlerdir.

Tüflerin dayanımı, gözeneklilik oranına, minerallerin cins ve miktarına, kimyasal bileşimine ve camsı madde içeriğine göre değişmektedir. Yüksek gözenek oranı nedeniyle doğal nem içeriğinden dolayı tüfler, ocaktan çıkarıldığında kolay şekillendirilmektedir. Tüfler, Selçuklu ve Osmanlı mimarisinde bol miktarda kullanılmış ve o dönemlerden birçok tarihi yapı günümüze kadar gelmiştir. Tüflerin günümüze kadar sağlam gelmesinin en önemli nedeni işlendikten sonra hemen kullanılmamasına bağlıdır. Doğal seleksiyon yoluyla sağlam kalanların kullanılması amacıyla şekillendirilen tüfler, açık havada kurumaya bırakılmıştır. Bu işlem, atmosferden kaynaklanan ayrışmalardan etkilenen tüflerin yerinde dağılması ve dolayısıyla kullanımı engellemiş ve böylelikle sağlam kalan taşların kullanılması sağlanmıştır.

Afyonkarahisar bölgesinin büyük kısmı volkanik tüflerle kaplıdır. Günümüzde Frig Vadisi olarak bilinen bu bölge tapınak ve anıt inşa etmek için çok uygun bir yapıda olması nedeniyle Frigya döneminden beri yerleşim yeri olarak kullanılmıştır. Bu bölgede, doğal kaya oluşumları ve peri bacalarının yanı sıra bol miktarda kayalara oyulmuş açık hava tapınakları, mezarlar, anıtlar, kiliselerin varlığı bilinmektedir. Kapadokya benzeri yapısıyla Frig vadisi ve özellikle Ayazini bölgesinde son yıllarda jeoturizm açısından önemli ilerlemeler kaydedilmiştir.

Ayazini köyünde, volkanik tüflere oyulmuş birçok mağara yerleşimi yanı sıra bir Hristiyan kilisesi, antik dönemden kalma mezarlar ve Bizans dönemi mezarları bulunmaktadır (Şekil 1). Ayazini tüfleri, tarih öncesi zamanlardan bu yana bölgedeki yerel bina yapımında birçok alanda geleneksel yapı malzemesi olarak kullanılmıştır. Günümüzde bölgede işletilen taş ocaklarının çoğu Ayazini bölgesinde bulunmaktadır.

Şekil 1. Ayazini tüflerinde yapılan a) Ayazini kaya yerleşimleri, b) Ayazini Oyma kilise, c) güncel bir duvar, d) Afyon kalesi restorasyonu.

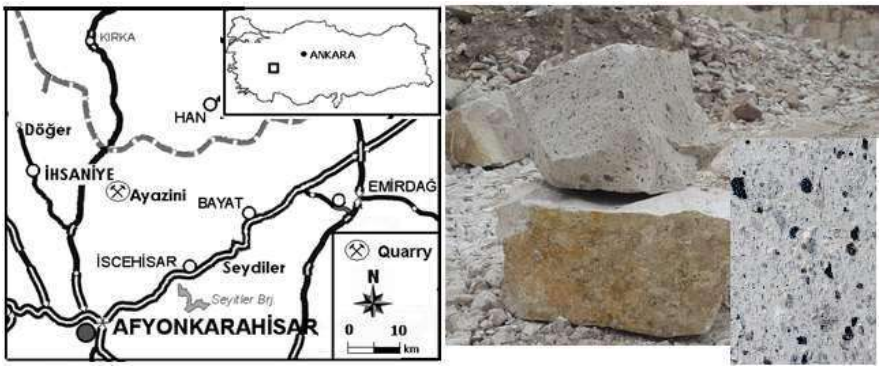
Gözenekli doğal taşlarda su emme ve taşıma kabiliyetinin karakterizasyonu için laboratuvar ortamında su emme miktarının ölçümü amacıyla atmosfer basıncında su emme deneyi yapılmaktadır. Söz konusu su emme deneyi, TS EN 13755 [15] standardına göre yapılmaktadır. Bu çalışmanın amacı normal oda

sıcaklığının yanı sıra dört farklı su sıcaklığı için (30, 40, 50 ve 60 °C) Afyonkarahisar yöresinde yapı taşı olarak kullanılan Ayazini tüflerinin su emme kapasitelerini incelemektir.

MATERYAL VE YÖNTEM

Materyal

Tüf örnekleri, Ayazini bölgesinden temin edilmiştir. Ayazini bölgesi ve ocakların lokasyon haritası Şekil 2'de verilmiştir. Ocaklardan elde edilen kaya kütleleri 50x50x50 mm ebatlı küplere kesme işlemleri Afyon Kocatepe Üniversitesi mermer atölyesinde yapılmıştır. Örneklerin farklı sıcaklıklarda su emme miktarlarının ölçülebilmesi için su banyosu cihazı kullanılmıştır. Su banyosu, suyu ısıtarak termostatı yardımıyla suyu verilen komutlarla istenilen sıcaklıkta tutmaya yarayan cihazdır.



Şekil 2. Deneylerde kullanılan Ayazini tüfünün üretildiği ocakların lokasyon haritası, ocakların ve tüfün yüzey görünümü

Yöntem

Ayazini tüflerinin su emme deneyleri öncesinde bazı fiziksel ve mekanik özelliklerini belirlemek için standartlara uygun olarak testler yapılmıştır. Deneylerde kullanılan bu standartlar Çizelge 1'de verilmiştir. Su emme özelliklerine etki eden en önemli parametrelerden birisi de gözenek çapı ve dağılımıdır. Bu amaçla Ayazini tüfü örneklerinin gözenek dağılımları, Afyon Kocatepe Üniversitesi Teknoloji Uygulama ve Araştırma Merkezinde (TUAM) cıvalı porozimetre Micromeritics Auto Pore IV 9500 cihazında belirlenmiştir.

Çizelge 1. Deneylerde kullanılan Ayazini tüflerinin fiziko-mekanik testlerinde kullanılan standartlar

Testler	**İlgili standart**
Yoğunluk (kg/m^3)	TS EN 1936 [16]
Ağırlıkça su emme (%)	TS EN 13755 [15]
Gözeneklilik (%)	TS EN 1936[16]
Ultrasonik dalga hızı (km/s)	TS EN 14579 [17]
Basınç dayanımı (MPa)	TS EN 1926 [18]

Su Emme Deneyi

Doğal taşlarda malzemenin gözenekliliği ile ilgili bir parametre olan su emme miktarı TS EN 13755 [15] standardına göre yapılmıştır. Ancak zamana bağlı su emme miktarını belirlemek amacıyla kılcal su emme deneyinde kullanılan süreler baz alınarak her 1, 3, 5, 10, 15, 30, 60, 480, 1440 ve 2880 dakikada

tartım yapılarak emilen su miktarları belirlenmiştir. Deneyler su banyosu cihazında saf su, 30, 40, 50 ve 60 ^{o}C su sıcaklıklarında yapılmıştır (Şekil 3).

Su emme deneyinde her bir su sıcaklık değeri için 50x50x50 mm boyutlar 6 adet örnek olmak üzere toplam 30 adet Ayazini tüfü örneği kullanılmıştır. Örnekler, 70±5 °C sıcaklıkta sabit kütleye erişinceye kadar kurutulmuştur. 24±2 saat aralıklarla birbirini izleyen iki tartım arasındaki fark numune kütlesinin %0,1' inden daha büyük değilse numunenin sabit kütleye eriştiği kabul edilmiştir.

Şekil 3. Su emme deneyi yapılan örnekler ve su banyosu deney seti

Örnekler, kurutulduktan sonra 0,01 gr hassasiyetle tartılmıştır (G_k). Her bir numune bitişiğindeki numunelerden en az 15 mm uzaklıkta olacak şekilde su kabında bulunan destekler üzerine yerleştirilmiştir. Daha sonra klasik su emme deneyi işlemi uygulanmıştır.

Önce, numunelerin yüksekliğinin yarısına kadar 20±10 °C sıcaklıkta su ilave edilmiş ve başlama zamanı kaydedilmiştir. (t_0) t_0+(60±5) dk sonra numunelerin yüksekliğinin ¾' ü su içerisinde kalacak şekilde su ilave edilmiştir.

t_0+(120±5) dk sonra, numuneler 25±5 mm derinlikte tamamen su içerisinde kalacak şekilde su ilave edilmiştir.

t_0+(48±2) saat sonrasında numuneler sudan çıkarılmış, hemen nemli bir bezle kurulanmış ve 1 dk içerisinde 0,01 gr yaklaşımla tartılmıştır (G_d). Örnekler tekrar suya daldırılmış ve deneye yukarıda verilen dakikalara göre devam edilmiştir.

Deney sonunda aşağıdaki formüller kullanılarak ağırlıkça (S_k) su emme oranları hesaplanmıştır (Denklem 1)

$$S_k = \frac{G_d - G_k}{G_k} \times \qquad (1)$$

BULGULAR VE TARTIŞMA

Fiziko-Mekanik Özellikleri

Ayazini tüfünün su emme deneyleri öncesinde bazı fiziksel ve mekanik özellikleri belirlenerek Çizelge 2'de verilmiştir.

Çizelge 2. Deneylerde kullanılan Ayazini tüflerinin fiziko-mekanik özellikleri

Deney Adı	**Ortalama Sonuç**
Yoğunluk (gerçek) (kg/m^3)	2,562
Ağırlıkça su emme (%)	33,51
Açık gözenek (%)	41,16
Toplam gözenek (%)	52,05
Ultrases dalga hızı (km/s)	1,83
Tek eksenli basınç dayanımı (MPa)	13,25

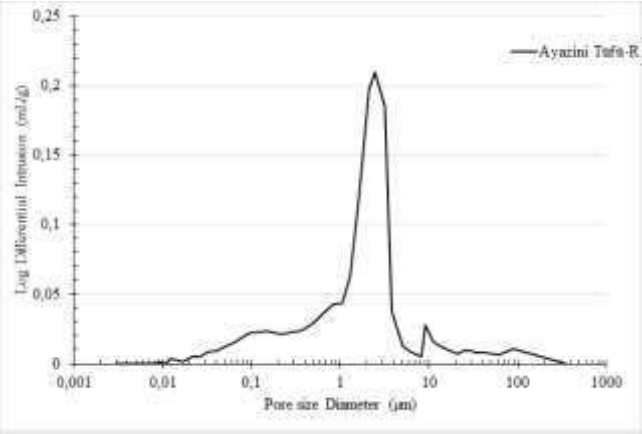
Deneylerde kullanılan Ayazini tüfü örnekleri çok yüksek gözeneklilik değerine sahiptir. Gözeneklilik değeri yüksek olan yapı taşlarında buna bağlı olarak da yüksek su emme değeri beklenmektedir. Bu duruma ters orantılı olarak da basınç dayanımı ve ultrases geçiş hızı verileri de düşük olacaktır.

Gözenek Boyut Dağılımı

Doğal yapı taşlarının su emme karakteristiğini en iyi açıklayan fiziksel özellik gözenek miktarı ve boyut dağılımıdır. Bu nedenle deneylerde kullanılan tüflerin gözenek boyut dağılımı cıvalı porozimetre yöntemiyle belirlenmiş olup elde edilen grafik Şekil 4'de verilmiştir.

Gözenekler, Klopfer H., (1985), tarafından boyutlarına göre: mikro (<0.1 µm), mezo (kılcal gözenek) (0.1 µm-1 mm) ve makro gözenek (>1 mm) şeklinde sınıflandırılmıştır. Kılcal su emme, 0.1 µm ve 1 mm arasındaki gözeneklerle ilişkilidir. Yapı taşlarının gözenek çapları küçüldükçe kılcal ve normal su emme özelliği de artmaktadır. Çapı 1 mm'den daha büyük olan gözenekler ise kılcal su emmeden ziyade, malzeme içindeki suyun hareket etmesini sağlarlar (Siegesmund S. ve Dürrast H., 2011).

Ayazini tüflerinin toplam gözenekliliği %52,05'dir. Ayazini tüfleri, unimodal (tek doruklu) bir gözenek boyut dağılımı sergilemektedir. Bu dağılım 0,01-400 µm arasında çok geniş bir aralıktadır. Ancak bu gözeneklerin büyük bir çoğunluğu 1-9 µm civarında yoğunlaşmıştır. Su, genellikle kılcal gözenekler yoluyla malzeme içerisine girmektedir. Bu nedenle 0.1 µm–1 mm arasındaki gözenek dağılımı su emme açısından büyük önem taşımaktadır. Ayazini tüflerinin sahip olduğu gözeneklerin çok büyük bir kısmı da bu boyuttadır. Bu nedenle yüksek miktarda su emme oranı beklenmektedir.



Şekil 4. Ayazini tüfünün gözenek boyut dağılımı

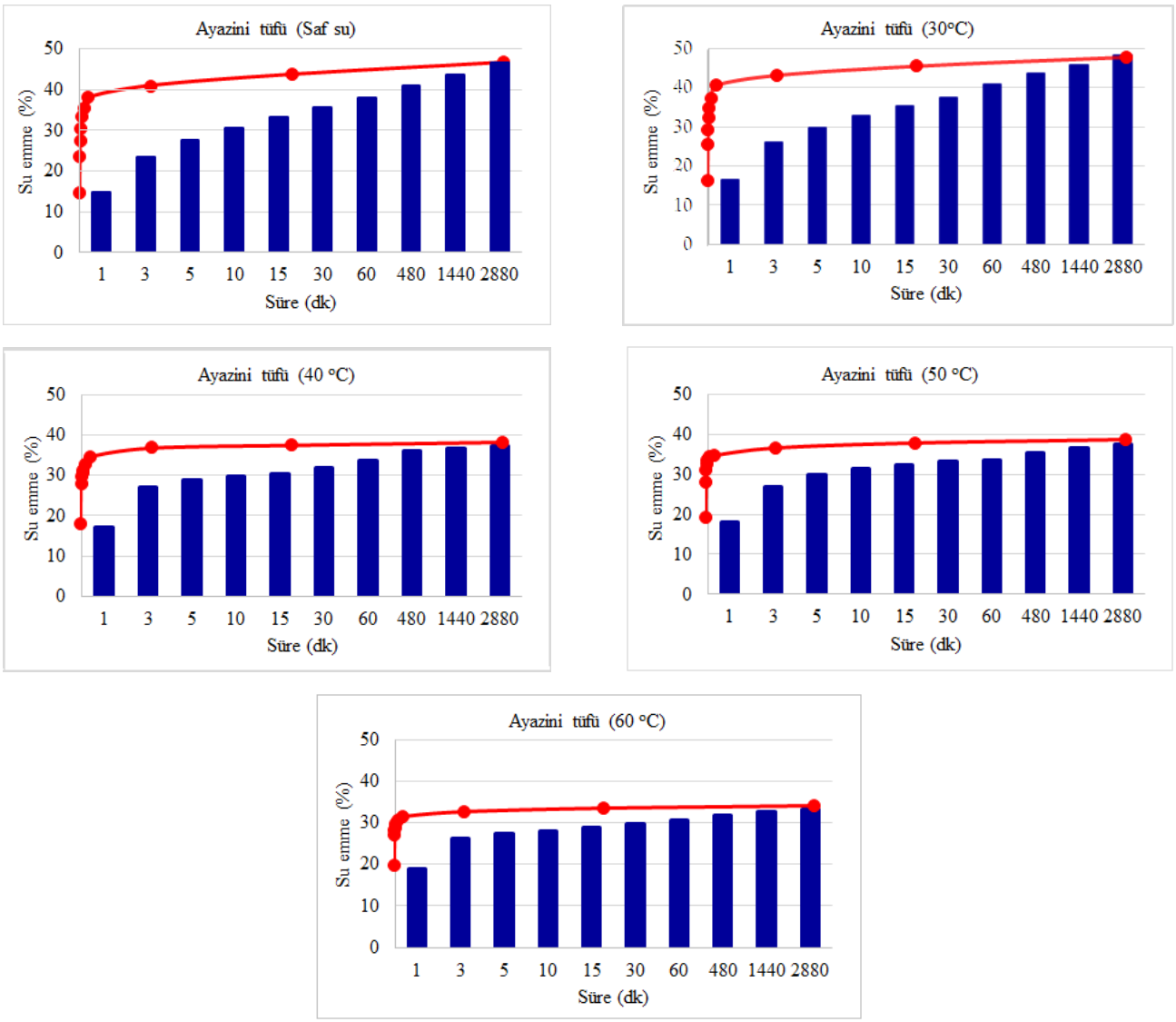
Su Emme Deneyi Sonuçları

Ayazini tüflerinin, su banyosu cihazında saf su, 30, 40, 50 ve 60 ^{o}C su sıcaklıklarında 1, 3, 5, 10, 15, 30, 60, 480, 1440 ve 2880 dakikalarda emilen su miktarları belirlenmiştir. Deneylerden elde veriler Çizelge 3'de, elde edilen verilere ait grafikler ise Şekil 5-9 arasında verilmiştir.

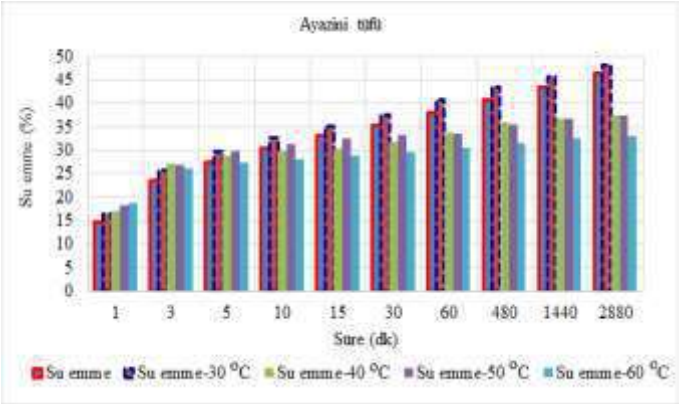
Çizelge 3. Deneylerde kullanılan Ayazini tüflerinin sıcaklığa bağlı su emme özellikleri

Sür	(dk)	1	3	5	10	15	30	60	480	1440	2880
Su emme (%)	Saf su	14,67	23,45	27,48	30,52	33,27	35,48	38,01	40,88	43,61	46,56
	30 ^{o}C	16,48	25,90	29,63	32,66	35,25	37,52	40,89	43,47	45,82	48,11
	40 ^{o}C	17,08	27,04	28,82	29,88	30,34	31,91	33,74	35,94	36,65	37,39
	50 ^{o}C	18,17	26,93	29,94	31,42	32,45	33,18	33,59	35,47	36,70	37,56
	60 ^{o}C	18,83	26,20	27,30	28,01	28,79	29,60	30,51	31,68	32,53	33,12

Ayazini tüflerinde saf suda, zamana bağlı olarak su emme %si sürekli olarak yükselmiştir. 2880 dakika sonunda su emme miktarı %46,56 olarak belirlenmiştir. 30 °C su sıcaklığında ise emilen su miktarı %48,11 olarak ölçülmüştür. Karagyannis vd. [11], üç farklı oda sıcaklığı (20, 25, 30 °C) için kılcal su emme katsayısının sıcaklıkla birlikte arttığını ifade etmektedir. Bu çalışmada da saf suya göre 30 °C sıcaklıkta su emme miktarı %3,32 artış göstermiştir. Ancak sıcaklık yükseldikçe su emme miktarında azalma meydana geldiği belirlenmiştir. 40, 50, 60 °C su sıcaklığında emilen su miktarı sırasıyla %37,39, %37,56 ve %33,12 olarak gerçekleşmiştir. Su emme miktarları sırasıyla %19,69, %19,32 ve %28,87 olarak azalmıştır. Bu durumda sıcaklık artışına bağlı olarak emilen su miktarı da düzenli olarak düşmüştür. Bu durum deneysel çalışmalarda elde edilen tüm su emme miktarlarının karşılaştırmalı olarak verildiği Şekil 10'da da görülmektedir.



Şekil 5. Ayazini tüfünün farklı sıcaklıklardaki saf suda su emme grafiği



Şekil 6. Ayazini tüfünün değişik sıcaklıklardaki karşılaştırmalı su emme grafiği

SONUÇLAR

Afyonkarahisar yöresinde antik dönemlerden beri kaya yerleşimleri ve anıtsal amaçlı kullanılmış olan Ayazini tüflerinin su emme özelliklerini belirlemek amacıyla laboratuvar deneyleri yapılmıştır. Deneylerde, saf suyun yanı sıra farklı sıcaklık derecelerine sahip (30, 40, 50 ve 60 °C) su kullanılmıştır. Su emmeyi doğrudan etkileyen gözenek boyut dağılımı da bu kapsamda belirlenmiştir. Ayazini tüfleri, gözenekli bir yapıya sahip olmasından dolayı yüksek su emme değerleri göstermiştir.

1, 3, 5, 10, 15, 30, 60, 480, 1440 ve 2880 dakikada emilen su miktarlarında düzenli bir artış görülmüştür. Ayazini tüflerinde saf suda, 2880 dakika sonunda %46,56 oranında su emmiştir. 30 °C su sıcaklığında ise emilen su miktarı %48,11 olarak gerçekleşmiştir. 40, 50, 60 °C su sıcaklık değerlerinde emilen su miktarlarında sırasıyla %19,69, %19,32 ve %28,87 olarak azalma meydana gelmiştir. Suyun yoğunluğunun, sıcaklığa göre değişkenlik gösterdiği bilinmektedir. Sıcaklık arttıkça genleşmeye bağı olarak suyun hacmi artmaktadır. Hacim artışına bağlı olarak da suyun yoğunluğu azalmaktadır. Buna göre sıcaklıkla hacmi artan suyun aktivitesi de azaldığı ve gözenekler girişinin sınırlandığı söylenebilir.

KAYNAKLAR

Cultrone G., Sebastian E., Elert K., Torre M.J., Cazalla O., Navarro C.R. (2004), “Influence of mineralogy and firing temperature on the porosity of bricks”, *J. Eur Ceram. Soc*. 24, 547- -564.

Brimblecombe P., Grossi C., (2005) “Aesthetic thresholds and blackening of stone buildings”. *Sci Total Environ*, 349:175–89.

Young M.E., (2007), “Dampness penetration problems in granite buildings in Aberdeen, UK: causes and remedies”. *Constr Build Mater*, 21:1846–59.

Schmid R., (1981), “Descriptive nomenclature and classification of pyroclastic deposits and fragments: recommendations of the IUGS Subcommision on the Systematics of Igneous rocks”, *Geology,* 9, 41-3: 1432-1149.

Wedekind W., López-Doncel R., Dohrmann R., (2013), Weathering of volcanic tuff rocks caused by moisture expansion”, Environ Earth Sci, 69:1203–1224.

Çelik M.Y., Akbulut H., Ergül A., (2013), “Water absorption process effect on strength of Ayazini tuff, such as the uniaxial compressive strength (UCS), flexural strength and freeze and thaw effect”, Environmental Earth Sciences 71(9):4247-4259.

Çelik MY., Ergül, A., (2015), The influence of the water saturation on the strength of volcanic tuffs used as building stones. Environ Earth Sci, 74:3223–3239.

Lubelli B., Nijland T.G., Tolboom H.J., (2017) “Effect of moisture on tuffstone weathering”. In T.G. Nijland (Ed.), Use and conservation of Rhenish tuff in the Netherlands, Germany, Flanders and Denmark: Proceedings of the symposium in Amersfoort (pp. 65-83). TNO, Delft.

Heap M.J., Farquharson J.I., Kushnir A.R.L., Lavallée Y., Baud P., Gilg H.A., (2018), “The influence of water on the strength of Neapolitan Yellow Tuff, the most widely used building stone in Naples (Italy)”, Bulletin of Volcanology, 80:51.

Unal M., Altunok E., (2019), “Determination of water absorption properties of natural buılding stones and their relation to porosity”, Engineering Sciences, 14: 1.

Karagiannis N., Karoglou M., Bakolas A., Moropoulou A., (2016), Effect of temperature on water capillary rise coefficient of building materials, Building and Environment 106, 402e408.

Mukhopadhyaya P., Goudreau P., Kumaran K. and Normandin N. (2002), “Effect of Surface Temperature on Water Absorption Coefficient of Building Materials”, Journal of Thermal Env. & Bldg. Sci., Vol. 26, No. 2.

Y. Lu, L. Wang, X.Sun, J, Wang. Experimental study of the influence of water and temperature on the mechanical behavior of mudstone and sandstone, Bull Eng Geol Environ, 76: 645, 201

N. Aly, M. Gomez–Heras, A. Hamed, M. Álvarez de Buergo, F. Soliman, The influence of temperature in a capillary imbibition salt weathering simulation test on Mokattam limestone, Materiales de Construccio´n, 65, 1111–1112. 2015.

TS EN 13755, (2014), Doğal taşlar-Deney yöntemleri-atmosfer basıncında su emme tayini, TSE,

TS EN 1936, (2010), Doğal taşlar-Deney yöntemleri-Gerçek yoğunluk, görünür yoğunluk, toplam ve açık gözeneklilik tayini, TSE.

TS EN 14579, (2006), Doğal taşlar-Deney yöntemleri-ses hızı ilerlemesinin tayini, TSE.

TS EN 1926, (2013), Doğal taşlar-Deney yöntemleri-tek eksenli basınç dayanımı tayini, TSE.

Klopfer H., Feuchte. In: Lutz P et al (eds), (1985), Lehrbuch der Bauphysik. Teubner, Stuttgart, pp 329–472.

Siegesmund S., Dürrast H., (2011), Physical and Mechanical Properties of Rocks. In: Stone in Architecture, 4th edition, Siegesmund S., Snethlage R. eds., Berlin: Springer, pp. 97–225,

TÜRKİYE'DE MADEN/CEVHER HAZIRLAMA MÜHENDİSLİĞİ EĞİTİMİNİN DURUMU: İSTATİSTİKSEL VERİLER ve DEĞERLENDİRMELER

SITUATION of MINING/MINERAL PROCESSING ENGINEERING EDUCATION in TURKEY: STATISTICAL DATA and ASSESSMENTS

A.E. Yüce [1,] *, E. Kaymakçı [2]

[1]*ITU, Faculty of Mines, Mineral Processing Engineering Department, Maslak – Istanbul*
*(*Corresponding author: yucea@itu.edu.tr)*
[2]*B.Ecevit University, Engineering Faculty, Mining Engineering Department, Zonguldak*

ÖZET

Türkiye'de modern Maden Mühendisliği Eğitiminin tarihi, Cumhuriyet'in kuruluşundan başlayarak, yaklaşık 100 yıllık bir geçmişe sahiptir. 1980'lerin başına kadar sadece 5-6 fakültesi varken, bu sayı hızla artarak 25'e ulaşmıştır. Bu sayıya ilave olarak, 7-8 fakültede de ikinci öğretim başlatılmış olup, kontenjanlar ve yıllık mezuniyet sayıları bakımından son derece elverişsiz bir noktaya gelinmiştir. Mevcut durum, sektörel bazda ve eğitim aşamalarında en az 25 yıldan beri sürdürülen ciddi plansız stratejiler olarak tanımlanabilir. Bazı bölümlerin ciddi düşük kayıt sayılarından dolayı, bazı ikinci öğretim bölümleri kapatılmıştır, ancak mevcut bölümlerin bir çoğunda hala aynı sorun devam etmektedir. Konu önümüzdeki yıllarda daha da ciddi noktalara ulaşabilecektir. Bu nedenle, maden mühendisliği bölümleri ve meslek odası olarak, birlikte acil çözümlerin üretilmesine gereksinim vardır. Bu çalışma kapsamında, mevcut bölümlerimizin son 3 yıllık verileri derlenerek bazı somut değerlendirmeler yapılacaktır.

Anahtar kelimeler: Madencilik eğitimi, Maden Mühendisliği Bölümleri, Kontenjanlar

ABSTRACT

The history of modern mining engineering education in Turkey starting with Republican constitution has a history of about 100 years. Since the founding of the modern Republic of Turkey until the beginning of the 1980s, while just 5-6 faculty were existed, number increased rapidly and rise up to 25 after that date. In addition to this number, 7-8 faculties have also started second education term and reached up to unfavorable point in terms of registration quotas and number of graduates on yearly bases. Current situation can most clearly be defined as serious un-planning strategies on sectoral basis and in education steps since at least 25 years. Because of the serious low registration numbers, some secondary education departments have already closed down, but the same problem persists in most of the existing departments. The subject will be able to reach even more severe points in the coming years; therefore, urgently needs to produce emergency solutions together with departments and chambers of mining engineers. Within the scope of this paper, some perceptible evaluations will be able to make by compiling the data of the last 3 years of the existing Mining Engineering Departments.

Key words: Mining education, Mining Engineering Departments, Registration quatas,

GİRİŞ

Türkiye madencilik tarihi çok eskilere dayanmakla birlikte, Cumhuriyet'in kuruluşunu takip eden bir süreçte, kamusal madenciliğin geliştirilmesine yönelik kurum ve kuruluşlarla eş zamanlı olarak çağdaş eğitim kurumları da oluşturulmaya başlanmıştır. Kökleri çok eskilere dayalı önemli üniversitelerimizin yanı sıra günün gereksinimlerine uygun yeni üniversiteler ve bölümler açılmıştır. Bu süreçte, 1980'li

yılların başına kadar Maden Mühendisliği bölüm sayısı 5-6 iken, son 25 yılda bu sayı 26'ya ulaşmış, ayrıca 7-8 bölümde de, birinci öğretim kontenjanlarına eş değer kontenjanlarla ikinci öğretime başlanılmıştır. Söz konusu bu artışın, uzun erimli planlamalar ve sektörel taleplerden kaynakladığını da söylemek olası değildir.

Günümüzde üniversite eğitim ve öğreniminin değerlendirilmesi yalnız başına yapıldığında, sorunların teşhisi ve çözümler tümüyle yanıltıcı olacaktır. Çünkü, üniversite yüksek öğrenimin yapıldığı, eğitimi kültür, öğrenimi uzmanlık bilgisi kazandırmak olan bir süreç olup, ilk ve orta öğretimden bağımsız düşünülemez. Diğer yandan ilkokuldan başlayarak eğitim alan ve bir yüksek öğrenim kurumunda uzmanlık/yetkinlik kazanarak diploma sahibi olan bir gencin, ilgili meslek alanında iş bulabilmesi de eğitim sürecinin vazgeçilemez bir devamı olarak öngörülmelidir. Ne yazık ki, insan kaynakları planlaması yapılmadan, yetişen nitelikli işgücü işsizlikle karşı karşıyadır. OECD ülkeleri arasında en fazla üniversite mezunu işsiz Türkiye'de bulunmaktadır. TÜİK kayıtlarına göre yerbilimleri mühendislik bölümü mezunlarının % 35'i işsiz görünmektedir. Genç mezunlar arasında bu oran çok daha yüksektir (Maden Müh.Odası Raporu, 2011).

Dünyada mühendislik eğitiminin tercih edilebilirliği oranı da ciddi anlamda düşmektedir. Mühendislik eğitimlerinin donanımlı alt yapı ve laboratuvar olanaklarına, nitelikli kadrolara sahip olması zorunluluğu, zor ve pahalı olması ve en önemlisi sektörel işgücü arz talebindeki dengesizliğin çok artması talebin düşmesine neden olmaktadır. Nitekim 2010 ÖSS seçmelerinde sınava girenlerin sadece % 9'unun mühendislik alanlarınını tercih ettiği günümüzde de bu oranın benzer olduğu görülmektedir. Bu oran içindeki Maden Mühendisliği tercihleri ise ne yazık ki son derece düşük puanlarla tercih listelerinin en altında yer almaktadır. Günümüzden geleceğe mühendislik alanları ve özel olarak; maden endüstrisindeki kamu madencilik paylarının azalması ve sektörel istikrarsızlık, yatırımların azalması, çalışma koşullarının zorluğu, art arda yaşanan iş kazalarının (cinayetleri) ürkütücü etkileri ve çevre korumacılığının madencilik üzerindeki olumsuz etkileri Maden Mühendisliği'nin tercih durumu üzerinde etkili olmaktadır (Özbayoğlu, 2011).

Meslek Odamızın 2011'de yayınladığı bir değerlendirme raporuna göre mesleki istihdama ilişkin veriler paylaşılmıştır. Buna göre, pek çok üniversite mezunu iş bulamama kaygısıyla asıl mesleklerinin dışında bir alanda çalışmak zorunda kalmaktadır. 2000 yılı genel nüfus sayımı sonuçlarına göre, Türkiye'de asıl mesleğini yapma oranları bir hayli düşük çıkmıştır. Elektrik ve elektronik mühendisleri arasında asıl mesleğini yapma oranı % 48, İnşaat Mühendisleri arasında % 65, Elektrik ve Elektronik Mühendisleri arasında % 61, Makina Mühendisleri arasında % 59 ve **Maden Mühendisleri arasında % 43** olarak görülmektedir. 2000'den sonraki mezun Maden Mühendisi sayısı ve sektörün durumu değerlendirildiğinde, sorunların çok daha vahim ve karmaşık bir duruma dönüştüğü, çözüm bulmanın daha da güçleştiği değerlendirilmektedir (Maden Mühendisleri Odası, 2011).

Bu bildiri kapsamında, mevcut bölümlerimizin son 3 yıldaki durumlarına ilişkin veriler bir anket çalışması kapsamında bizzat Bölüm Başkanlıklarımızdan, bilgi edinilemeyen bölümlerimize ait veriler ise WEB üzerinden derlenerek, istatiksel analizler yapılmış, Dünya'da ki örnekleri ile karşılaştırmalı olarak, güncele ve geleceğe yönelik değerlendirmeler yapılmıştır.

MADEN/CEVHER HAZIRLAMA MÜHENDİSLİĞİ EĞİTİMİNE İLİŞKİN TESPİTLER

Ülkemizdeki Maden Mühendisliği eğitimindeki mevcut durumu değerlendirmek üzere, bir tanesi 2001'de yapılan Maden Mühendisliği Eğitimi Sempozyumu, 10 dolayında Maden Mühendisliği Eğitimi çalıştayı toplantıları ve bir çok araştırmacı tarafından yayımlanmış makale/bildirilerin yanı sıra, Meslek Odamızın konuyla ilgili oldukça kapsamlı değerlendirme raporları bulunmaktadır. Bu bildiri kapsamında güncel verileri değerlendirmek için, daha önce bu konuyla ilgili yayımlanmış dökümanlarda yapılmış ve aşağıda özetleri verilen tespitleri hatırlamakta fayda görülmektedir.

Tespit 1: Maden Mühendisleri Odası, İstanbul Şubesi tarafından 13-14 Nisan 2001 tarihlerinde İstanbul'da düzenlenen "Maden Mühendisliği Eğitimi Sempozyumu-2001" içerik ve nitelikleriyle önemli saptamaların yapıldığı ve önemli sonuçların ortaya konulduğu bir toplantı olmuştur. Sempozyumda; maden mühendsiliği bölümlerimiz, durumları, lisans, yüksek lisans eğitimleri, yurtdışı örneklerle karşılaştırılması, çalışma alanları, maden mühendisliğinde stajlar ve hizmetiçi eğitim, sektörün üniversite ve maden mühendislerinden beklentileri, maden mühendisliğinde toplam kalite, mühendislik programlarının akreditasyonu, fenni nezaretçilik, mühendislikte etkin öğretme teknikleri, etik, mühendislikte uzmanlık ve belgelendirme ile maden mühendisleri odasının geçmişten geleceğe misyonu konumu, örgütsel ilişkileri ve oda üye ilişkileri, sunulan 21 adet tebliğ kapsamında tartışılmıştır (Maden Mühendisliğ Eğitimi Sempozyumu, 2001).

Tespit 2: Maden Mühendisliği Eğitimi Sempozyumunda sunulan bir çalışmada (Özbayoğlu 2001) bölümlerimizin durumuna ilişkin önemli saptamalar yapılmıştır. Bu çalışmaya göre; gelişmiş bölümlerde öğretim üyesi başına düşen öğrenci kontenjanı 2,2-3,3 arasında değişirken, henüz alt yapısını tamamlayamamış bölümlerde bu oran 12,5'lere çıkmaktadır. Toplam öğrenci bazında ise bu oran 10 ile 60 arasında değişmektedir. Diğer taraftan gelişmiş bölümlerin tersine, gelişmekte olan bölümlerde 2. eğitim uygulaması mevcuttur. Ülkenin ihtiyacına göre belirlenmesi gereken öğrenci sayısı, politik yatırımlar çerçevesinde saptanmakta ve bugün üniversiteler, yurt madenciliğinin gereksiniminin çok üstünde mühendis yetiştirmek zorunda bırakılmaktadır. Buna karşın son 20 yıldır madencilik yatırımlarında önemli bir gelişme olmamış, yeni iş sahaları açılmamıştır. Halen piyasada diplomalı işsiz, çok sayıda maden mühendisi bulunmaktadır. Dünyada maden mühendisliği bölümleri kapatılırken yurdumuzda yüksek sayıda bölümün bulunması, öğrenci kontenjanlarının yüksek tutulması ve daha da kötüsü 2. eğitimin yapılmasındaki amaç anlaşılamamaktadır. Gelişmiş üniversitelerin aksine 2. eğitim çoğunlukla öğretim üyesi sayısı ve altyapısı yetersiz üniversiteler tarafından açılmıştır. Bu bölümlerdeki öğrenci kontenjanlarının da hala yüksek olduğu bilinmektedir. Maden mühendislerinin kalitesinin yükseltilmesi ve işsiz mezun sayısının azaltılması için bölümlerin 2. eğitim programlarının kaldırılması ve özellikle gelişmekte olan üniversitelerde öğrenci kontenjanlarının düşürülmesi gereklidir, değerlendirmesi yapılmıştır (Özbayoğlu, 2001).

Tespit 3: Dünya'da Maden Mühendisliği Eğitiminin gelişim süreçlerine ve bölümlere öğrenci çekebilmek adına gerçekleştirilen güncellemelere ilişkin bir çalışmada ise dinamik bir yapı göstermesi gereken eğitim sisteminin değerlendirmesi yapılmıştır. 1960'lardan önce jeoloji, mineraloji, mühendislik bilimleri, havalandırma, sonda, patlatma, işçi sağlığı-güvenliği ve elektromekanik konularının hakim olduğu, 1970'li yıllarda bilgisayar temelli uygulamalar, izleyici sistemler ve teknikler, instrumentasyon, bakım, çevre bilimleri ve atık yönetimi konularının, 1990'lı yıllarda, çevresel değelendirme, yönetim ve iş perspektifi, otomasyon, robotik ve risk analizleri konuları, 21.yüzyılda ise etik, sosyal sorumluluk, sürdürülebilirlik, küresel ısınma, su ve enerji kaynaklarının korunması, girişimcilik ve yaratıcılık, proje tasarımı, problem temelli öğrenme, internet, sözlü ve yazılı iletişim becerisi, telekonferans ve ömür boyu öğrenme konularının öne çıktığı saptaması yapılmıştır (Özbayoğlu, 2011).

Tespit 4: Meslek odamız tarafından 2011'de hazırlanmış bir rapor kapsamında eğitim durumu kapsamlı olarak incelenmiştir. Bu raporda ortaya konulan sayısal veriler şöyle özetlenmiştir. Günümüzde ülkemizde bulunan üniversitelerimizden halen 18'inde maden mühendisliği bölümü bulunmakta, bu bölümlerden 8'i ikinci öğretim vermekte ve toplam 26 program ile öğrenim yapılmaktadır. Bu bölümlerin dışında İTÜ'ne bağlı olarak eğitim vermekte olan Cevher Hazırlama Mühendisliği de maden mühendisliği diploması vermemekle birlikte Türkçe ve İngilizce iki ayrı program ile bu kapsamda değerlendirmeye alınmaktadır. Bu bölümlere; son yıllarda Elazığ - Fırat Üniversitesi, Erzurum - Atatürk Üniversitesi ve Van - Yüzüncü Yıl Üniversitelerinde açılan maden mühendisliği bölümleri ile 3 ayrı program daha eklenmesi beklenmektedir. Her biri 47-77 öğrenci alan (İTÜ iki ayrı programda almakta) bu bölümlerde öğrenci fazlalığı nedeniyle var olan olanakların giderek daraldığı, eğitim kalitesinin düştüğü, altyapı olanaklarının yeterince oluşturulamadığı görülmektedir.

2008 yılında bu bölümlere toplam 1.480 öğrenci kayıt yaptırma hakkı kazanmışken, sadece iki yılda bu rakam % 19 artış göstererek 2010 yılında 1762'ye ulaşmıştır. Bu iki yıllık sürede Malatya - İnönü Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü'nün ikinci öğrenim programı hayata geçirilerek, bu programa toplam 72 öğrenci alınmıştır. Yine aynı dönemde Sivas - Cumhuriyet Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü birinci öğretim programında 25, ikinci öğretim programında 36 fazladan öğrenci kontenjanı ile 61 öğrenci almıştır. Ayrıca Trabzon - Karadeniz Teknik Üniversitesi de ikinci öğretim programına geçerek 2008 yılına kıyasla 57 öğrenci daha fazla almaya başlamıştır (Maden M.O., 2011).

Tespit 5: 2014 yılında İstanbul'da gerçekleştirilen Eğitim Çalıştayında da konu kapsamlı bir biçimde ele alınmıştır. Bu çalıştay'da yapılan değerlenlendirmeler ve çözüm önerileri sonuç bildirgesinde maddeler halinde sıralanmıştır. Ülkemizde maden mühendisliği eğitimi veren bölümlerin 2014 yılı öğrenci kontenjanı 697`dir. Bu kontenjanlara giren öğrencilerin ÖSYS puanları 200 ile 425 arasında değişmektedir. Eğitim alan öğrenci sayısı, Öğrenci Seçme Yerleştirme sınavlarında alınan düşük puan dağılımı, doldurulamayan kontenjan sayıları, maden mühendisliği eğitimindeki sorunları açıklıkla yansıtmaktadır.

Bu toplantıda, Maden mühendisliği eğitiminde, temel mühendislik dersleri ve temel maden mühendisliği derslerinin belirlenmesi gerektiği, seçmeli dersler olarak verilen birçok dersin zorunlu kapsamında yer alması gerektiği, bölümlerde hala öğretim elemanı, laboratuvar ve kütüphaneler konusunda yetersizlikler olduğu, staj sorununun tüm öneri ve uyarılara rağmen devam ettiği, eğitim sistemimizde ve bir parçası olan üniversite eğitiminde yabancı dilin öğretilememesi sorununun devam ettiği, tasarım derslerinde, öğrencilerin yeterince mesleki bilgileri kullanan ve karar verebilen şekilde yetiştirilemediği, öğrencilerin barınma hakkının sosyal devlet anlayışı içerisinde çözülmediği, akademik kadroların özlük hakları ve maddi olanaklarının iyileştirilmediği, Bölümler arası ve üniversite-Oda ilişkilerinin sürekliliği ve etkinliğini sürdürmek açısından eğitim çalıştaylarının periyodik olarak düzenlenmesi gerektiği, konularına dikkat çekilmiştir (8.Maden Mühendisliği Eğitimi Çalıştayı, 2014).

Günümüze kadar, yukarıda verilen saptamalar ve yanı sıra burada yer verilemeyen çok sayıdaki inceleme, değerlendirme ve önerilerin sıralandığı çalışmalara bakıldığında, son yirmi yıllık süreç içerisinde konuşulan sorunların çok büyük bölümünün ne yazık ki halen devam etmekte olduğu görülmektedir. Bölümlerimiz ve Meslek Odası olarak bugüne kadar yapılan tespitler ve çözüm önerileri son derece rasyonel olmakla birlikte, konunun bir biri ile ilintili ve çok parametreli sorunlar yumağını oluşturduğunu, ülke genelinde sürdürülen ve hemen her yıl iyileştirme gerekçeleri ile yaz boz tahtası haline çevrilmiş olan, üniversite öncesi eğitim ve üniversite eğitimindeki sistemsizliğin bir sonucu olduğunu belirtmekte yarar vardır. Ayrıca, Madencilik sektörünün içinde bulunduğu durumun, eğitim istatistiklerine ciddi yansımaları olduğu da önemli bir başka gerçek olarak karşımıza çıkmaktadır.

Üniversite mühendislik eğitiminin (üniversite-fakülte-bölüm) niteliklerine ilişkin yapılmış bir çalışmada; yetkin bir fiziksel altyapı (binalar, açık alanlar, sosyal tesisler, spor alanları vb.), yetkin bir akademik altyapıyı (laboratuvarlar, kütüphane, bilgi işlem merkezi vb.), uzun erimli, özerk kurumsal gelişme planları gereksinimi (stratejik planlama), Ar-Ge faaliyetlerinin yeterli düzeye ulaşması için stratejik saptamalar, uygun (güncel) ders programlarının hazırlanmasında dinamik süreçlerin uygulanması, kayıt-öğrenci işleri satın alma, kaynak sağlama ve bütçe yönetimi, bakım ve onarım ve bilgi sistemleri gibi vazgeçilemez unsurların uygulamaya alınması gerektiği, Yükseköğretimin bir kalite çıkmazına doğru yöneldiği bugünlerde bu ve benzeri konuların tartışılması ve sistemde gerekli düzenlemelere gidilmesi kaçınılmaz bir gereksinim olduğunun altı çizilmiştir (Didari; 2001). Tam 20 yıl öce yapılmış bu saptamaların adeta bire bir günümüzde de geçerliliğini koruduğu görülmektedir.

MADEN/CEVHER HAZIRLAMA MÜHENDİSLİĞİ BÖLÜMLERİNDE MEVCUT DURUM

Maden/Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümlerimizin mevcut durumlarını sayısal verilerle ortaya koymak, geçmişten günümüze gelinen süreçlerdeki değişimleri yorumlayabilmek ve geleceğe ilişkin kestirimler yapabilmek için, bölümlerimize son üç yıllık eğitim verilerinin sorulduğu 11 soruluk bir anket hazırlanarak gönderilmiştir. 2018 tarihi itibariyle aktif olarak eğitim yapılan 18 Maden Mühendisliği Bölümü ve 1 Cevher Hazırlama Mühendisliği bulunmakta olup, anketimize 13 Maden Mühendisliği ve 1 Cevher Hazırlama Mühendisliği bölümünden yanıtlar alınmıştır. Yanıt alınamayan bazı bölüm verileri ise WEB sayfalarından ulaşılabildiği ölçüde derlenmiştir.

Hazırlanan anket içeriğinde bölümlerimize ait; eleman sayıları, bölüm giriş taban ve tavan puanları, kontenjanlar ve doluluk oranları, lisans, yüksek lisans ve doktora öğrenci ve mezun sayıları, indeksli dergi, kongre ve sempozyum benzeri toplantılarda yayımlanmış makale/bildiri sayıları, devam eden ve tamamlanmış proje sayıları gibi eğitim unsurlarının parçalarından oluşan sorularla son üç yıllık veriler derlenmiş ve bu veriler çizelge ve grafiklerle bu bildiri kapsamında sunulmuştur. Bölümlerin bizzat bölüm başkanlıklarından alınan (bilgi alınabilen) kadro, yayın ve proje verileri karşılaştırmalı olarak Çizelge 1'de, Öğretim üyesi başına yapılan yayın ve proje faaliyetlerine ilişkin değerlendirmeler ise Çizelge 2 ve Şekil 1'de özetlenmiştir. Bildiri kapsamında hazırlanmış olan çizelge ve grafiklerde bölüm sıralaması kuruluş tarihleri esas alınarak yapılmıştır.

Çizelge 1. Bölümlerin kadro, yayın ve proje sayıları (Anket, 2018)

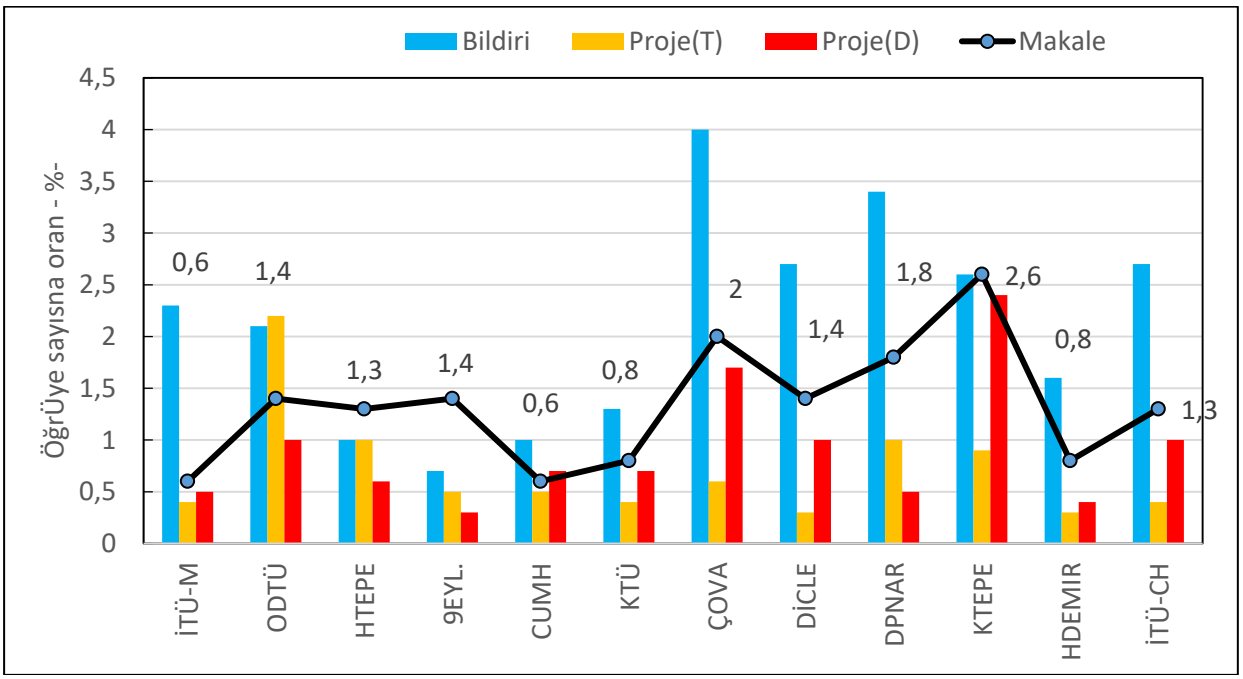
Bölüm	Öğr.Üye/Ar.Gör-Öğr.Gr			Yayın (SCI/Kong-Sempz vb)			Proje(Bitmiş/Devam)		
	2015-16	2016-17	2017-18	2015-16	2016-17	2017-18	2015-16	2016-17	2017-18
İTÜ-MD	16/12	15/12	12/10	19/36	14/34	7/27	2/9	2/7	5/6
ODTÜ	10/19	10/17	9/10	16/26	14/31	13/19	29/1	16/1	20/9
HTEPE	19/15	17/16	21/12	23/26	26/34	27/20	3/20	5/41	21/13
9EYLÜL	31/10	30/10	29/10	20/36	23/29	42/20	11/0	22/1	14/10
OGAZİ	25/8	24/7	23/7	25	18	14	by	by	by
CUMH	12/5	12/5	12/5	6/6	2/5	7/12	2/11	4/7	6/8
KTÜ	16/11	16/10	15/9	20/53	18/30	12/20	5/6	6/8	6/11
ISTUNV	by	by	14/8	by	1/0	16/25	by	4	3
ÇOVA	9/7	9/6	7/6	12/25	30/49	14/28	8/9	6/12	4/12
İNÖNÜ	**K A P A N D I**								
DİCLE	11/5	9/5	9/4	14/27	15/25	13/24	4/9	3/9	3/10
SELÇUK	**2 0 1 7 de K A P A N D I**								
DPINAR	17/6	17/6	16/6	18/78	23/61	29/55	13/8	19/6	15/8
KTEPE	9/3	9/3	8/4	6/6	10/22	23/23	10/5	13/4	7/19
HDEMİR	7	8	8	7/6	6/15	6/13	2/4	1/5	2/3
İTÜ-CH	15/3	15/4	15/6	56/10	80/10	20/40	21/66	32/38	6/15
SDMRL	**K A P A N D I**								

by: bilgi yok

Çizelge 2. Öğretim üyesi/yayın (SCI/bildiri) ve proje (biten/devam) oranları (Anket, 2018)

Bölüm	Öğretim Üyesi			Yayın Oranı - % (SCI/Bildiri)			Proje Oranı - % (Bitmiş/Devam)		
	2015-16	2016-17	2017-18	2015-16	2016-17	2017-18	2015-16	2016-17	2017-18
İTÜ-MD	16	15	12	1,2/2,3	0,9/2,3	0,6/2,3	**0,1/0,6**	**0,1/0,5**	**0,4/0,5**
ODTÜ	10	10	9	1,6/2,6	1,4/3,1	1,4/2,1	2,9/0,1	**1,6/0,1**	2,2/1,0
HTEPE	19	17	21	1,2/1,4	1,5/2,0	1,3/1,0	**0,1/1,0**	0,3/2,4	**1,0/0,6**
9EYLÜL	31	30	29	**0,6/1,2**	**0,8/1,0**	1,4/0,7	**0,4/0,0**	**0,7/0,0**	**0,5/0,3**
OGAZİ	25	24	23	**1,0**	**0,8**	**1,0**	**by**	**by**	**by**
CUMH	12	12	12	**0,5/0,5**	**0,2/0,4**	**0,6/1,0**	**0,2/0,9**	**0,3/0,6**	**0,5/0,7**
KTÜ	16	16	15	1,3/3,3	1,1/1,9	0,8/1,3	**0,3/0,4**	**0,4/0,5**	**0,4/0,7**
ÇOVA	9	9	7	1,3/2,8	3,3/5,4	2,0/4,0	1,0/1,0	0,7/1,3	0,6/1,7
DİCLE	11	9	9	1,3/2,5	1,7/2,8	1,4/2,7	**0,6/0,8**	**0,3/1,0**	**0,3/1,0**
DPINAR	17	17	16	1,1/4,6	1,4/3,6	1,8/3,4	**0,8/0,5**	**1,1/0,4**	**1,0/0,5**
KTEPE	9	9	8	**0,7/0,7**	1,1/2,4	2,6/2,6	**1,1/0,6**	**1,4/0,4**	0,9/2,4
HDEMİR	7	8	8	**1,0/0,9**	0,8/1,9	0,8/1,6	**0,3/0,6**	**0,1/0,6**	**0,3/0,4**
İTÜ-CH	15	15	15	3,7/0,7	5,3/0,7	1,3/2,7	1,4/4,4	2,1/2,5	**0,4/1,0**

(*): Tam bilgi alınan bölümler bazında; (by): bilgi yok



Şekil 1. Bölümlerin öğretim üyesi / yayın (SCI/bildiri) ve proje (biten/devam) oranları

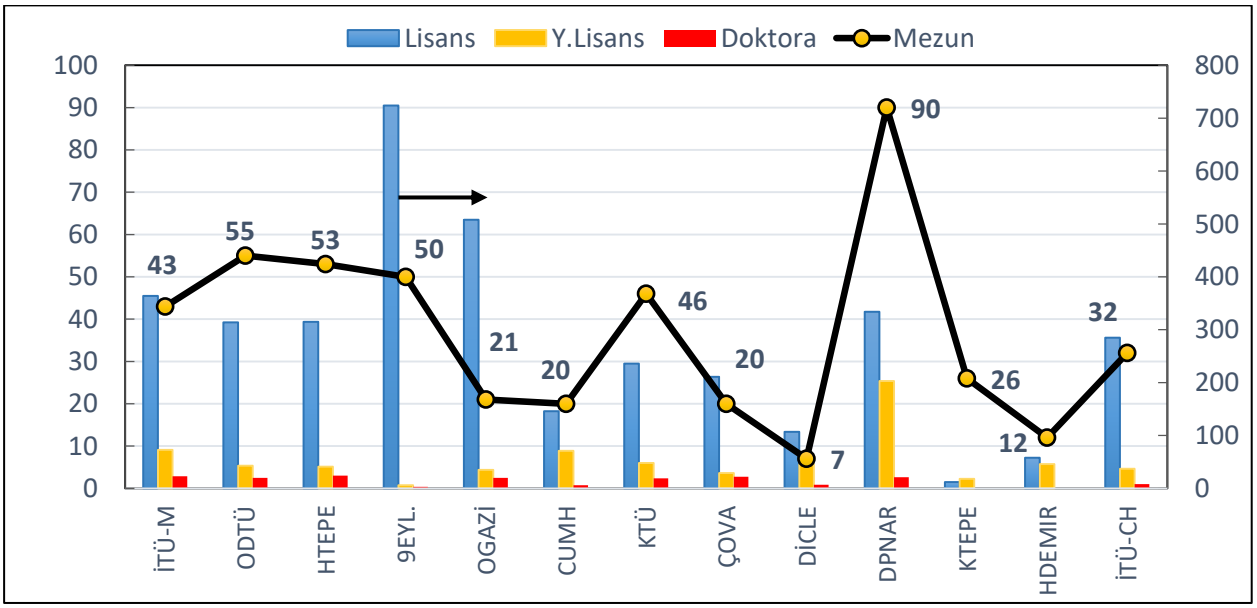
Çizelge 2'de yapılan değerlendirme de; bir öğretim üyesi için yıllık bazda, 1 makale, 1 bildiri (2) ve 1 tamamlanmış, 1 devam eden proje (2) sayıları dikkate alınarak yayın ve proje oranları hesaplanmıştır. Bu değerlendirmeye göre; yayın durumunda genel olarak bölümlerimizin (*) performans değerlerinin (≥2) iyi olduğu, ancak büyük bölümünde proje oranları açısından performans kriterinin (≥2) altında kaldığı görülmektedir.

Bölümlerimizde mevcut lisans, yüksek lisans ve doktora öğrenci sayıları ile yıllık bazdaki mezun sayılarına ilişkin veriler Çizelge 3 ve Şekil 2'de özetlenmiştir.

Çizelge 3. Bölümlerin öğrenci (Lisans, Y.Lisans, Doktora) ve mezun sayıları (Anket, 2018)

Yıllar	Öğr/Mzn	İTÜ-MD	ODTÜ	HTEPE	9EYL	OGAZİ[1]	CUMH	KTÜ	ÇOVA	DİCLE	DPINAR[1]	KTEPE	HDEMİR	İTÜ-CH	Toplam
	Lsn	375	320	309	526	535	216	240	260	149	576	14	61	251	3832
2015	YLsn	65	56	89[2]	8	36	101	55	33	49	199	31	50	37	779
2016	Dkt	20	18		3	21	9	17	23	8	16	1	---	11	177
	Mezun	**41**	**30**	**60**	**36**	**41**	**38**	**66**	**60**	**23**	**131**	**34**	**14**	**25**	**599**
	Lsn	360	314	308	549	522	178	286	233	126	449	13	68	271	3677
2016	YLsn	70	42	92[2]	5	35	105	49	39	43	198	13	54	37	742
2017	Dkt	23	19		2	20	8	21	25	7	16	2	---	10	193
	Mezun	**40**	**50**	**43**	**49**	**24**	**32**	**44**	**38**	**19**	**119**	**29**	**7**	**25**	**519**
	Lsn	364	314	315	724	508	146	236	211	107	334	12	58	285	3614
2017	YLsn	73	48	41	6	35	71	48	29	46	203	18	46	37	701
2018	Dkt	23	20	24	3	20	6	19	22	7	21	---	---	8	173
	Mezun	**43**	**55**	**53**	**50**	**21**	**20**	**46**	**20**	**7**	**90**	**26**	**12**	**32**	**475**

(*): Tam bilgi alınan bölümler bazında
(1): Birinci ve ikinci öğretim birlikte; (2) Toplamı bir oran dahilinde hesaba katılmıştır.



Şekil 2: Bölümlerimizin kayıtlı öğrenci ve mezun sayıları

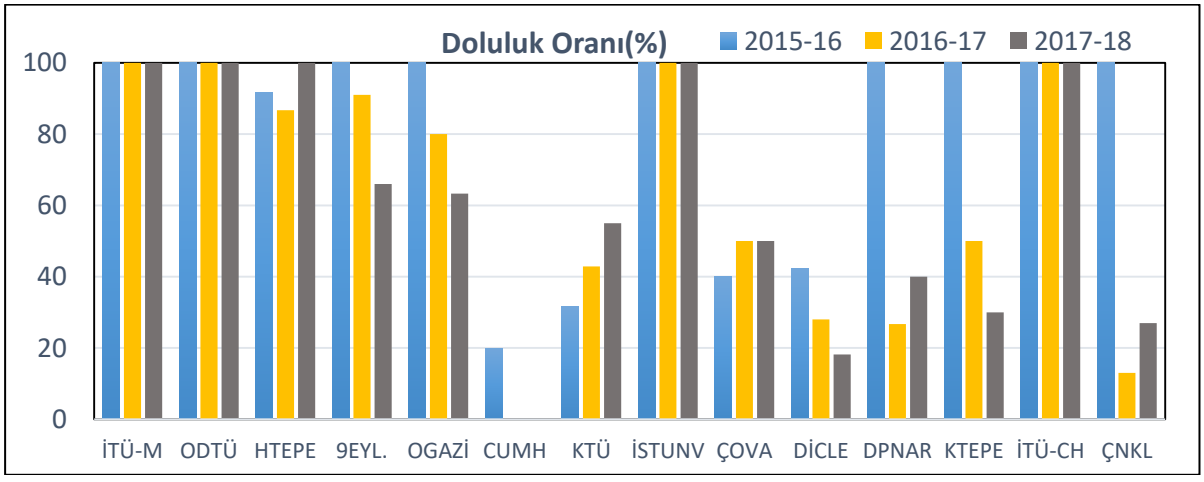
Çizelge 2 ve Şekil 1'in ortak değerlendirmesi yapıldığında; mevcut lisans öğrencisi sayılarının 3 bölümümüzde 500 dolayında olduğu; iki bölümümüzde 50 ve altında olduğu, diğer bölümlerimizde ise 240 ile 375 arasında değişim gösterdiği, yüksek lisans öğrencisi açısından ise iki bölümümüzde sayının 100'ün üzerinde olduğu görülmektedir.

Bölümlerimizin belirttiği mezun sayısının (*) son üç yılda 599'dan 475'e düştüğü görülmektedir. Bu durumun geçmiş yıllara kıyasla bir "normalize" olma olarak değerlendirilmesi münkündür. Ancak, sayının azalmasında son yıllarda kapanan bölümlerin olduğunu unutmamak gerekir. Bu istatistiksel değerlendirme de dikkat çeken bir nokta, doktora ve yüksek lisans sayılarında karşımıza çıkmaktadır. 2017-18 verilerine göre, bölümlerimizde (*), 701 yüksek lisans ve 173 doktora öğrencisi olduğu görülmektedir. Bu noktada akademisyen adayı sayısı (potansiyel) dikkat çekici bir durumu arzetmektedir. Basit bir yaklaşımla, yakın bir gelecekte doktora ve yüksek lisans öğrencilerinin sırasıyla 1/3 ve 1/5'inin akademik kadro talebi olması halinde, şimdiden yaklaşık 200 dolayında potansiyel akademik kadro talebi olabilecek bir sayı karşımıza çıkmaktadır. Bölümlerin sayıca azaldığı, mevcut bölümlerde Kasım 2018'den itibaren "norm kadro" uygulaması ile kadroların dondurulduğu/daraltıldığı bir süreçte, bir sonraki yıldaki ilaveler dikkate alınmadan bile ciddi bir istihdam sorunuyla karşı karşıya olunduğu düşünülmektedir.

Bölümlerimizin son 3 yılda kontenjan sayıları ve doluluk oranlarına ilişkin değerlendirmeler Çizelge 4 ve Şekil 3'de; kayıtlı öğrencilerin giriş tavan ve taban puanlarına ilişkin değerlendirmeler ise Şekil 4 ve 5' de verilmiştir.

Çizelge 4. Bölümlerin son 3 yıldaki kontenjan sayıları (Anket, 2018)

Yıllar	Kontenjan	İTÜ-MD	ODTÜ	HTEPE	9EYL	OGAZİ[1]	CUMH	KTÜ	İSTUNV	ÇOVA	DİCLE	DPINAR[1]	KTEPE	İTÜ-CH	Toplam
	Kontj.	40	50	60	82	52	10	41	62	20	26	20	11	52	526
2015	Kayıt	41	51	55	80	52	2	13	62	8	11	21	11	52	459
2016	**Doluluk**	**100**	**100**	**91,7**	**97,6**	**100**	**20,0**	**31,7**	**100**	**40,0**	**42,3**	**100**	**100**	**100**	**87,3**
	Oranı-%														
	Kontj.	60	60	60	82	40	10	21	62	10	25	15	10	62	517
2016	Kayıt	62	61	52	74	32	0	9	62	5	7	4	5	62	435
2017	**Doluluk**	**100**	**100**	**86,7**	**90,2**	**80,0**	**---**	**42,9**	**100**	**50**	**28,0**	**26,7**	**50**	**100**	**84,1**
	Oranı-%														
	Kontj.	60	55	60	80	30	---	20	60	10	11	10	10	61	473
2017	Kayıt	65	57	64	54	19	---	11	60	5	2	4	3	61	405
2018	**Doluluk**	**100**	**100**	**100**	**67,5**	**63,3**	**---**	**55,0**	**100**	**50**	**18,2**	**40,0**	**30,0**	**100**	**85,6**
	Oranı-%														



Şekil 3. Bölümlerin kontenjan doluluk oranları

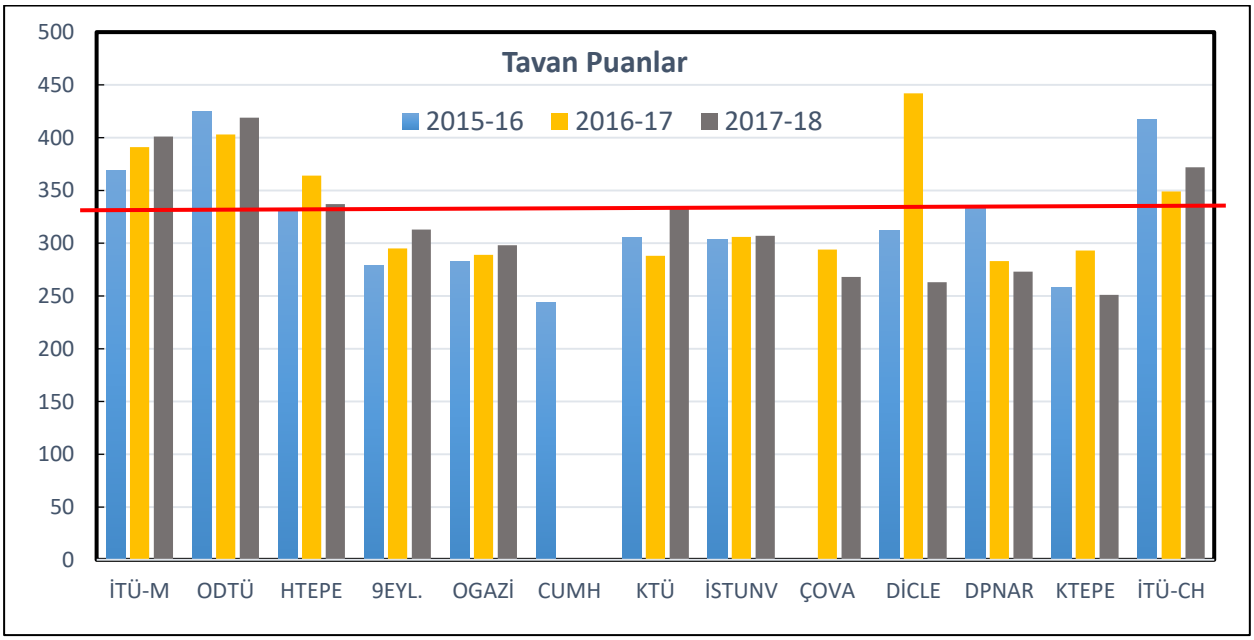
Kontenjanlar ve doluluk oranları incelendiğinde (Çizelge 4, Şekil 3); 13 bölüm bazında, son üç yılda genel doluluk ortalaması % 85,6 olarak alındığında, bu oranı geçebilen sadece 5 bölüm olduğu görülmektedir. Aynı süreçte 3 yıl arka arkaya % 100 doluluk oranına ise sadece 4 bölüm ulaşabilmiştir.

Bölümlerin bir önceki yıldaki doluluk oranına göre, takip eden yılda kontenjan azaltmasına gitmiş olan 7 bölümümüz olmasına ragmen, bu bölümlerin 6'sında yenilenen (azaltılan) kontenjanlara karşın 6'sında doluluk oranları % 50 ve altında kalmıştır. Bu noktadan hareketle, önümüzdeki yıllarda bu bölümlerden en az 4'ünde de öğrenci alımının dondurulacağı değerlendirmesi yapılmaktadır.

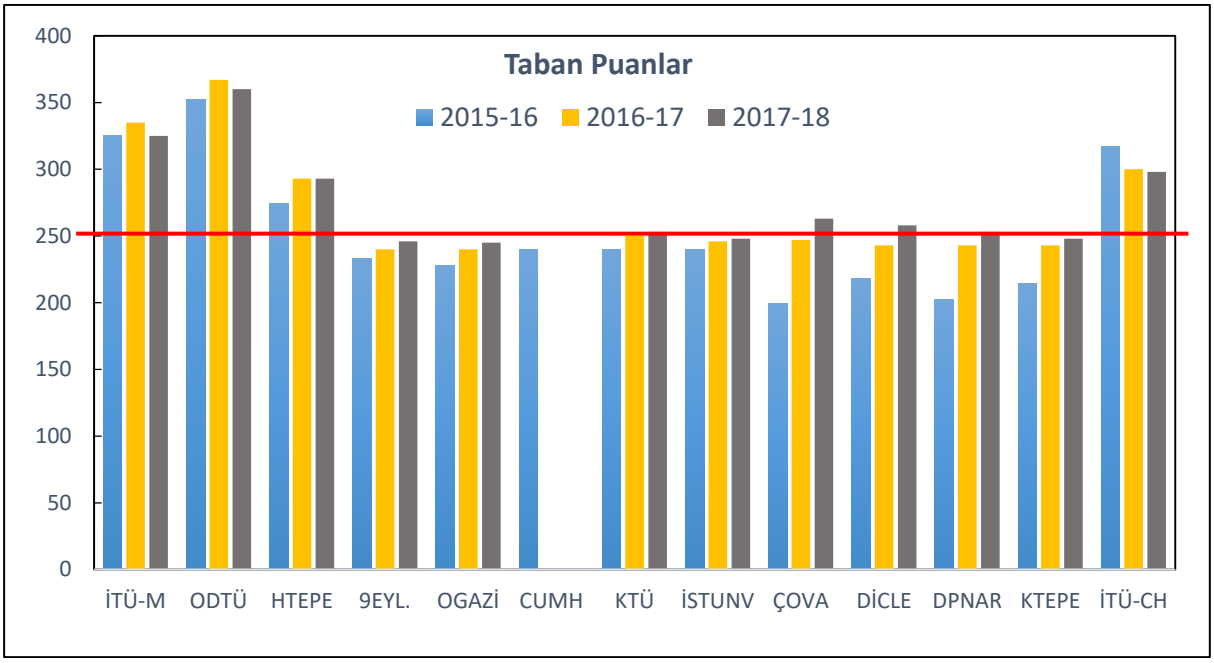
Bölümlerimizin son 3 yılda öğrenci kayıtlarındaki tavan ve taban puanlarına ilişkin veriler Çizelge 5, Şekil 4 ve 5'de verilmiştir.

Çizelge 5. Bölümlerin tavan ve taban puanları (Anket, 2018)

Yıllar /	2015-16		2016-17		2017-18	
Bölümler	Tavan Puan	Taban Puan	Tavan Puan	Taban Puan	Tavan Puan	Taban Puan
İTÜ-M	369	325	391	335	401	325
ODTÜ	425	352	403	367	419	360
HTEPE	333	274	364	293	337	293
9EYLÜL	279	233	295	240	313	246
OGAZİ	283	228	289	240	298	245
CUMH	244	244	---	---	---	---
KTÜ	305	240	288	250	333	253
İSTUNV	304	240	306	246	307	248
ÇOVA	by	199	294	247	268	263
DİCLE	312	218	442	243	263	258
DPNAR	336	202	283	243	273	248
KTEPE	258	214	293	243	251	248
İTÜ-CH	417	317	349	300	372	298



Şekil 4. Bölümlere kayıtta tavan puanlar



Şekil 5. Bölümlere kayıtta taban puanlar

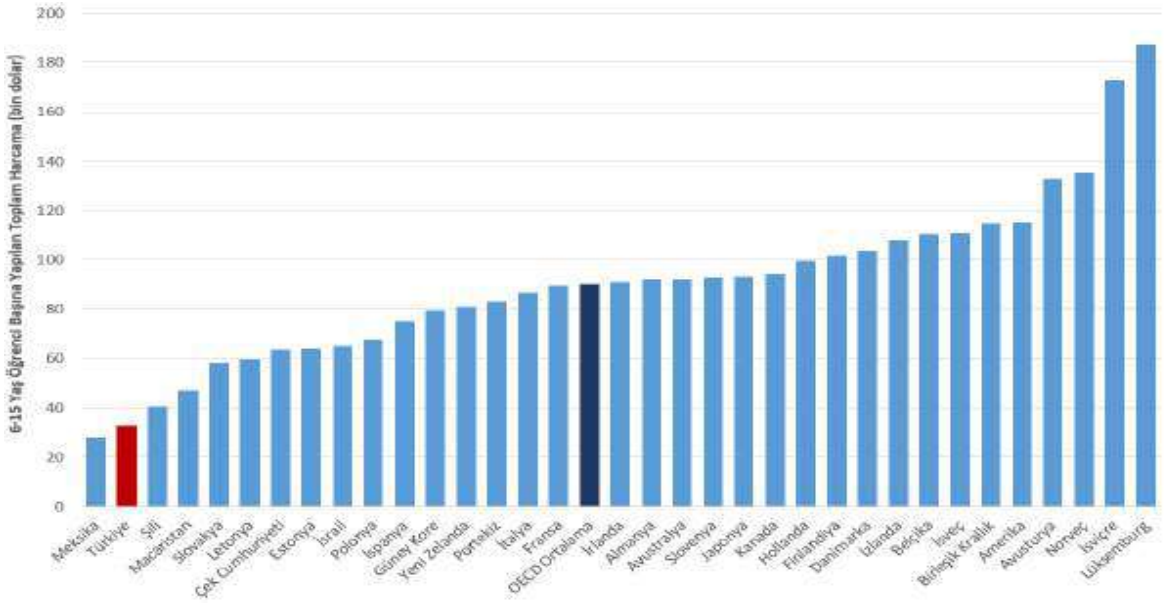
Bölümlerimize son 3 yılda öğrenci seçme ve yerleştirme ile kayıt olan öğrenci puan profili değerlendirildiğinde (Şekil 4 ve 5), bölümlerimize kayıt olan öğrenci puanlarında dikkate değer bir düşüş eğilimi görülmektedir. Bu durumun, son yıllarda genelde mühendislik programlarına talebin düşmesi yanı sıra, YÖK'ün kontenjanların doluluk oranlarına göre bir "***başarı hikayesi (!)***" yazmak adına Yüksek Öğretim Kurumları sınavında mühendislik programlarına kayıtta başarı sıralamasının 240.000'lerden 300.000'lere gevşetilmesinin de çok etkili olduğu düşünülmektedir (YÖK raporu, 2018). Öte yandan mesleğimizin çalışma alanları ve koşulları ile son yıllarda artan oranlarda yaşanan kazaların meslek tercihinde son derece olumsuz etkileri olduğunu söylemek yanlış olmayacaktır.

SONUÇLAR VE DEĞERLENDİRMELER

Maden/Cevher Hazırlama Mühendisliği bölümlerinde son yıllarda yaşanan olumsuzlukları, tek başına üniversite seçme sınavlarıyla başlayan bir süreç içinde değerlendirmenin doğru olmadığı düşünülmektedir. Konuya ilişkin, üniversite ve bölümlerimizin kendi çabaları ve girişimleri ile çözüm üretebilme koşullarının sınırlı olduğu, bu yaşanan olumsuzlukların ise ülke genelinde uygulanan ve birbirini takip eden eğitim süreçlerindeki (ilk öğretimden yüksek öğretime) hemen her yıl değiştirilen sistemler ve politik tutarsızlıklardan kaynakladığı, orta öğretimden itibaren de mesleğe hazırlanmak durumunda olan öğrencilerin bu durumdan ciddi ölçüde etkilendiği bir çok raporda belirtilmektedir.

Konuyla ilgili Eğitim-Sen tarafından 2018 yılı Eğitimin Durumu raporunda aşağıda verilen somut değerlendirme dikkat çekicidir. Rapor'da "*Türkiye'nin eğitim sistemi, yıllardır benimsenen piyasa merkezli, rekabetçi ve sınav merkezli eğitim politikaları sonucunda tam bir sorun yumağı haline gelmiş, okul öncesi eğitimden üniversiteye kadar eğitimin bütün kademeleri, en temel işlevlerini yerine getiremez hale getirilmiştir*" saptaması yapılmıştır. Aynı raporda yapılan bir diğer değerlendirme bire bir cümlelerle; "*OECD ülkeleri ortalamasına göre ilkokuldan üniversiteye kadar geçen eğitim süresinde öğrenci başına yapılan yıllık harcama **10.759** dolardır. Türkiye, ilkokuldan üniversiteye kadar öğrenci başına yaptığı yıllık ortalama **4.259** dolarlık eğitim harcamasıyla Meksika (3.703 dolar) ile birlikte öğrenci başına yapılan yıllık eğitim harcamasının en düşük olduğu iki ülkeden biridir (Şekil 6). OECD ortalamasında bir ortaokul öğrencisi için gerçekleştirilen yıllık eğitim harcaması Türkiye'deki harcamanın **3,5 kat**ıdır. OECD ortalaması ve Türkiye için öğrenci başına yapılan yıllık ortalama harcama arasında yaklaşık **2 kat** fark*

bulunmaktadır" biçiminde olup eğitim kademelerindeki ciddi eksikliklerin altı çizilmektedir (Eğitim-Sen,2018).



Şekil 5. OECD üyesi ülkelerde öğrenci başına yapılan toplam harcama tutarları (PISA, 2015)

Ülkemizin orta öğretimdeki durumunu bir başka açıdan değerlendirmek de olasıdır. Uluslararası Öğrenci Değerlendirme Programı – PISA (The Programme for International Student Assessment) eğitimin işlevini ölçmek ve değerlendirmek amacıyla yapılan bir araştırmadır. 2000 yılından itibaren üç yılda bir yapılan PISA araştırması OECD üyesi ülkeler ve diğer katılımcı ülkelerdeki (dünya ekonomisinin yaklaşık %90'ı) zorunlu eğitimi bitiren öğrencilerin modern toplumda yerlerini alabilmeleri için gereken temel bilgi ve becerilere ne ölçüde sahip olduklarını ölçmeyi hedeflemektedir. PISA araştırmasının hedef kitlesi 7. sınıf ve üzeri sınıf düzeylerinde örgün eğitime kayıtlı olan 15 yaş grubu öğrencilerdir. PISA araştırması; temel olarak fen, matematik ve okuma becerileri alanlarında öğrencilerin becerilerini değerlendirmektedir. Bu değerlendirmeyi yaparken temel alanları "okuryazarlık" kavramı üzerinden tanımlamaktadır. PISA'nın altıncı döngüsü olan PISA 2015 uygulaması, 35'i OECD üyesi olmak üzere 72 ülke ve ekonomideki yaklaşık 29 milyon öğrenciyi temsilen 540.000'e yakın öğrencinin katılımıyla 2015 yılı içerisinde gerçekleştirilmiştir (PISA Ulusal Rapor, 2015). Söz konusu raporda ülkemizin durumu Çizelge 6'da özetlenmiştir.

Çizelge 6. Orta öğretim Fen, Matematik ve okuma becerileri verileri (PISA 2015)

	Okuma becerileri ortalama puanlar	Fen okuryazarlığı ortalama puanları	Matematik okuryazarlığı ortalama puanları
OECD ortalaması	493	493	490
Tüm ülkeler ortalaması	460	465	461
Türkiye ortalaması	428	425	420
Sıralama	50	54	50
Katılan ülke sayısı	72	72	72

Çizelge 6; bölümlerimizde yaşadığımız sorunların aslında, orta öğretim performans kriterlerinden bağımsız düşünülemeyeceğini, sorunun kökeninde üniversite öncesinden başlanarak çok ciddi bir eğitim sistemi zincirinin oluşturulmasında yattığını görmek gerekir. Nitekim YÖK'ün 2018 raporunda yer alan ifade ile "*Mühendislik Fakültesi, Makine Mühendisliği bölümüne en alt sıralarda yerleşen öğrencilerden 40 soru üzerinden Matematik Ham Puanı (neti) 5.75, Fen Bilimleri Ham Puanı (neti): 5 olan öğrencilerin*

bulunduğu görülmektedir" saptamasının Çizelge 6'da ki verilerle ne denli ilişkili olduğunu göstermesi açısından önem taşımaktadır. Aynı YÖK raporunda; "*Kontenjan belirleme, daha çok öğretim elemanı başına düşen öğrenci sayısı, bölümün alt yapı kapasitesi, programın stratejik önceliği, doluluk oranı, iş gücü talebi ve gelecekteki istihdam projeksiyonu ve benzeri kriterler dikkate alınarak belirlenmektedir.*" biçimde ifade edilmektedir. Oysa ki bölümlerimizin yaşadığı sorunların başında bölüm inisiyatiflerinin dışında YÖK tarafından kontenjan artışlarının yapıldığı da bizzat bölümlerimizin öz değerlendirmelerinde görülmektedir.

Bu bildiri kapsamında, konuya ilişkin daha önceki çalışmalar ve bölümler bazında gerçekleştirilen son 3 yıllık verilerden oluşan anket sonuçları birlikte değerlendirildiğinde aşağıdaki somut saptamalar yapılmış olup, bu sorunların çözümü için tüm tarafların ortak katkıları ile yeni bir sürecin inşaası olanaklı olabilecektir.

Sektörün gelişim sürecine bakıldığında kamu ağırlıklı madencilik yapıldığı ve örgütlenmenin nispeten daha iyi olduğu 90'lı yıllara kadar sektörde çalışan sayısının 200.000 seviyelerinde olduğu görülmektedir. Ancak 90'lı yıllardan sonra istihdam hızla düşmeye başlamıştır. Bu düşüşte madencik sektöründeki özelleştirmenin yanı sıra uygulanmakta olan esnek çalışma ve kayıt dışı çalışmanın da etkileri büyüktür. Bu durum yeni mezunlarımızın istihdamı açısından da ciddi bir sorun yaratmaktadır.

Uzun yıllardır sektörel gelişmişlik için kullanılan üretim, ihracat ve ithalat değerlerine bakıldığında, Madenciliğin ulusal ekonomiye katkı oranlarının % 1-1,5 seviyelerinden yukarıya çıkarılamadığı, yıllık ithalat rakamlarının ihracat girdilerine göre çok hızla artarak aradaki makasın çok açıldığı izlenmekedir.

- Ülke genelinde yüksek öğrenimde düzenleyici rolü olan YÖK'ün, eğitim sistemleri üzerinde neredeyse her iki yılda bir sıklıkla yaptığı değişikliklerle eğitim süreci ciddi bir sorunlar yumağı haline dönüşmüştür.

- Dünya'da ki gelişim süreçlerine de çok benzer biçimde, ülkemizde ki mühendislik eğitimlerine olan ilgi ve katılım oranları da ciddi bir düşüş eğilimdedir.

- 2010'lu yıllar ve peşinden gelen bir kaç yıllık süreçte, ülkemizdeki maden mühendisliği bölümlerinin sayısı ikinci öğretimlerle birlikte 28'lere ulaşırken, bu süreçte yılda kayıt sayıları 1700'lere, mezun sayıları 1000'ler mertebesine çıkmıştır.

- Özellikle 2005 yılından sonra açılan bölümlerimizin gerekli alt yapı, lab donanımları ve yeterli kadroları istenilen düzeylerde geliştirilemediği için, yeni mezun meslektaşlarımızın temel mühendislik donanımlarında ciddi zaafiyetlere neden olmuştur.

- 2015-16 yılı itibariyle 12 Maden Mühendisliği ve 1 Cevher Hazırlama Mühendisliği Bölümü toplam kontenjanı 526 iken 2017-18 itibariyle bu sayının (Anket, 2018) 467 olduğu belirlenmiştir.

- Son 3 yıl üst üste (ÖSYM ilan edilen) kontenjanları % 100 dolduran sadece 3 Maden Müh Bölümü ve 1 Cevher Hazırlama Müh Bölümü olduğu görülmektedir.

- Son 3 yıl içerisinde her hangi bir yıl kontenjanları (ÖSYM tarafından ilan edilen)% 100 dolduran sadece 5 Maden Müh Bölümü olmuştur.

- Kontenjan sayıları 40 ve altında olmasına ragmen, doluluk oranlarına bakıldığında (% 50'den düşük) önümüzdeki yıl/yıllar içerisinde enaz 4 Maden Müh. Bölümünde daha öğrenci kayıtlarının alınmayacağı değerlendirmesi yapılmaktadır.

- Bölümlerimizi tercih eden öğrenci puan profilleri değerlendirildiğinde, bölümlerimize kayıt olan öğrenci puanlarında dikkate değer bir düşüş eğilimi görülmektedir. Bu durumun, son yıllarda genelde mühendislik programlarına talebin düşmesi yanı sıra, YÖK tarafından, Yüksek Öğretim Kurumları sınavında mühendislik programlarına kayıtta başarı sıralamasının 240.000'lerden 300.000'lere gevşetilmesinin de çok etkili olduğu düşünülmektedir.

- Öte yandan mesleğimizin çalışma alanları ve koşulları ile son yıllarda artan oranlarda yaşanan kazaların meslek tercihinde son derece olumsuz etkileri olduğu düşünülmektedir.

- Bölümlerimize kayıt olan öğrenci tavan puanlarının bazı bölümlerimizdeki taban puanların da altında olduğu, hemen hemen aynı eğitim müfredatı ile nihai olarak Maden Mühendisi ünvanı alacak öğrencilerimizin bu kriterlere göre ciddi puan farkları (ortalama 150-160 puan) ile eğitime katıldıkları görülmektedir.

- Bölümlerimizin temel akademik faaliyetleri içerisinde yer alan yayın üretimi oranlarına bakıldığında,
- yayın durumunda genel olarak bölümlerimizin performans değerlerinin (≥2) iyi olduğu, ancak bölümlerin bir çoğunda proje oranları açısından performans kriterinin (≥2) altında kaldığı görülmektedir.

- 2017-18 verilerine göre, bölümlerimizde, 701 yüksek lisans ve 173 doktora öğrencisi olduğu görülmektedir. Bu öğrencilerden bir bölümünün akademik kadro talebi olması halinde, şimdiden yaklaşık 200 dolayında potansiyel akademik kadro talebi karşımıza çıkacaktır. Bölümlerin sayıca azaldığı, mevcut bölümlerde Kasım 2018'den itibaren "norm kadro" uygulaması ile kadroların dondurulduğu/daraltıldığı bu süreçte, eğitimlerini tamamlayan mezunlarımızın ciddi bir istihdam sorunuyla karşı karşıya kalacağı düşünülmektedir.

TEŞEKKÜR

Yazarlar olarak, bu bildirinin ana eksenini oluşturan, Bölümlerimize ait güncel verilerin sağlanmasında, ankete yanıt vererek bilgilerini paylaşan Bölümlerimize ve Bölüm Başkanlıklarına samimi teşekkürlerimizi sunarız.

KAYNAKLAR

Anket (2018). 10.Eğitim çalıştayı (Zonguldak) hazırlıkları kapsamında bölümlerden alınan anket verileri.

Didari, V., (2001). Toplam kalite yönetimi felsefesi ve maden mühendisliği eğitiminde toplam kalite kriterleri, Maden Mühendisliği Eğitimi Sempozyumu-2001, Edt: A.E.Yüce, T.Doğan, T.Mater, s:109-116, Maden MO. İstanbul Şube, ISBN: 975.395.517.0, Kozan Ofset, İstanbul.

Eğitim-Sen (2018). 2017-2018 Eğitim öğretim yılı sonunda eğitimin durumu raporu, 10 sayfa, Haziran, Ankara.

Maden Mühendisliği Eğitimi Sempozyumu-2001 (2002), , Edt: A.E.Yüce, T.Doğan, T.Mater, 227 sayfa, Maden MO. İstanbul Şube, ISBN: 975.395.517.0, Kozan Ofset, İstanbul.

8. Maden Mühendisliği Eğitimi Çalıştayı (2014), Maden Müh. Odası yayını, 176 sayfa, ISBN: 978.605.01.0740.1, Aydoğdu Ofset Matbaacılık, 8 Kasım 2014, İstanbul.

Maden MO (2011). Maden mühendisliği alanındaki işsizlik ve taleplerimiz, Maden M.O. Raporu, Oda Web sayfası, www.maden.org.tr., Eylül, 2011.

Özbayoğlu, G. (2001). Türkiye'de maden mühendisliği bölümlerinin durumu, ve akademik yükseltme kriterleri, Maden Mühendisliği Eğitimi Sempozyumu-2001, s:77-90, ISBN: 975.395.517.0, İstanbul.

Özbayoğlu, G. (2011). Maden mühendisliği eğitiminde eğilimler ve sorunlar, Yükseköğretim ve Bilim Dergisi, Cilt:1, sayı:3, s:156-160, Aralık 2011, Ankara.

PISA-2015 (2015). T.C. MEB. Uluslararası öğrenci değerlendirme raporu, PISA 2015 Ulusal raporu, 60 sayfa, 2016, Ankara.

YÖK Raporu, (2018). 2018 YKS tercih sonuçları raporu, YÖK Web sayfası, www.yok.gov.tr/web/guest/2018_yks_tercih_sonuclari.

UÇUCU KÜL VE MERMER TOZUNUN DOLGU HARÇLARININ AKIŞKANLIK ÖZELLIKLERINE VE BASMA DAYANIMA ETKILERI

EFFECT OF FLY ASH AND MARBLE POWDER ON AND FLOW PROPERTIES AND COMPRESSIONAL STRENGTH OF GROUTS

H. Sis [1,*], T. Kıyak [1], C. Fenerli [2], M. Genç [2]

[1] *İnönü Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, 44280 Malatya*
*(*Sorumlu yazar: hikmet.sis@inonu.edu.tr)*
[2] *Malatya Turgut Özal Üniversitesi, Hekimhan Mehmet Emin Sungur MYO, Hekimhan, Malatya*

ÖZET

Kömür uçucu külleri ve mermer tozları çevre kirliliği oluşturan ve değerlendirilmesi gereken iki önemli atıktır. Bu atıkların uzun yıllardan beri beton katkı malzemesi olarak kullanıldıkları bilinmektedir. Bu çalışmada uçucu kül atıkları ve mermer tozunun dolgu (grout) harç katkı malzemeleri olarak kullanılabilirliği incelenmiştir. Uçucu kül Soma (Manisa) termik santralinden ve mermer tozu Akçadağ (Malatya) bölgesinden temin edilmiştir. Bağlayıcı özelliğe sahip uçucu kül çimento yerine ve hem bağlayıcı hem de dolgu malzemesi olan mermer tozları ise agrega yerine belli oranlarda (% 0, 10 ve 20) kullanılmıştır. Ayrıca, farklı su/çimeto oranlarında hazırlanan dolgu harçlarının akışkanlık ve dayanım özellikleri incelenmiş ve katkı malzemelerinin etkileri belirlenmiştir. Bu amaçla hazırlanan karışımların reometre ile reolojik analizleri geniş bir kesme gerilimi-kesme hızı (shear stress-shear rate) aralığında incelenmiştir. Ayrıca, dolgu harcı olarak hazırlanan karışımlar beton kalıplarına dökülmüş ve kalıpların 28 günlük tek eksenli basma dayanımları belirlenmiştir. Deney sonuçlarında, su/çimento oranının arttırılmasının dolgu harçlarının akışkanlıklarını arttırdığı ancak dayanımlarını olumsuz etkilediği görülmüştür. Uçucu külün % 10 oranında kullanıldığında dolgu harçlarının akışkanlıklarını fazla etkilemedikleri, ancak % 20 oranında kullanıldığında akışkanlıkları arttırdıkları görülmüştür. Mermer tozlarının dolgu harçlarının akışkanlıklarını azalttıkları ancak basma dayanımlarını arttırdıkları görülmüştür.

Anahtar Sözcükler: Dolgu harcı, uçucu kül, mermer tozu, reoloji, basma dayanımı

ABSTRACT

Coal fly-ash and marble powders are two environmentally important industrial waste materials that should be utilized. It is known that they are used as additives in concrete production for many years. In this study, the usability of fly-ash and marble powder in grout production was investigated. Fly-ash and marble powder utilized in the tests were obtained from Soma (Manisa) power plant and Akçadağ (Malatya) region, respectively. Pozzalanic fly-ash and reactive marble powder were used in grout mixtures as partial replacement materials for cement and aggregate, respectively. Flow and strength properties of the grouts prepared at different water/cement ratios were tested and the effect of the additives were determined. Rheological properties of the mixtures were tested at a wide range of shear stress-shear rate by utilizing a rheometer. Additionally, the prepared mixtures were cast into moulds and the 28 day strength of the cubes were determined by uniaxial compression tests. Test results showed that the increasing water/cement ratio increased the fluidity the grout mixtures, but inversely affected the strength of hardened grouts. The results showed that addition of fly ash decreased the 28 days strength of hardened grout by improved the fluidity of fresh grout to some extend. On the other hand, marble powder decreased the fluidity of mixtures but increased the strength of hardened grout significantly.

Keywords: Grout, fly ash, marble powder, rheology, compressional strength

GİRİŞ

Dolgu (grout) harçları çimentolu malzemeler olup başlıca portland çimentosu ve agregadan oluşur. İçerisinde bazen bir miktar kireçte bulunan bu karışım yeterli miktarda su ile karıştırıldığında akışkan dolgu harcı elde edilir. Dolgu harcı iri agrega içeren ve daha az oranda su içeren ve akışkanlığı daha az olan betondan farklıdır. Geleneksel dolgu harçları içeriklerine veya basma dayanımlarına göre standartlarla belirlenmişlerdir (ASTM C476 ve ASTM C1019). Beton ve diğer çimento ürünlerinde (harç, çimento dolgu vb) en yüksek maliyeti en yüksek çevre kirliliği oluşturan çimento oluşturmaktadır. Çimento ürünlerinde çimento miktarını azaltmak hem maliyeti hem de çevre kirliliğini azaltmaktadır. İnşaat sektörü, çimento miktarını azaltmak ve çimento ürünlerinin kalitesini arttırmak için katkı malzemeleri kullanmaktadırlar. Beton katkı malzemeleri (SCM) olarak puzzolan özellik gösteren malzemeler (uçucu kül, silis dumanı vb.) veya ince mineral taneleri (mermer tozu vb.) kullanılmaktadır. Bu katkı malzemeleri hidrolik ve puzzolonik reaksiyonlar sonucu taze ve sertleşmiş harçların çalışabilirlik ve dayanım gibi bazı özelliklerini geliştirmeleri beklenir.

Uçucu kül, silika dumanı, curuf ve doğal puzzolanların (volkanik kül, kalsine kaolen gibi) beton katkı malzemesi olarak kullanımı çok yaygın şekilde araştırılmaktadır (Atis vd., 2014; Gesoğlu vd., 2012; Turk., 2012). Uçucu kül termik santrallerde kömürün yakılması sonucu açığa çıkan ve bacalardan alınan yan üründür. Uçucu kül ucuz bir SCM olup, endüstride çimento ve çimento ürünleri (beton, harç, dolgu gibi) katkı malzemesi olarak kullanılmaktadır. Kullanıldıkları ürünlerin maliyetini düşürür ve ürünlerin özelliklerini iyileştirirler. Mermer tozu mermer fabrikalarında mermer blokların kesilmesi ve levhaların parlatılması gibi aşamalarda su ile karışarak açığa çıkan yan üründür. Dünyada mermer kullanımının artması neticesinde mermer atıkları sorunu ortaya çıkmıştır. Atıkların geniş alanlar kaplamak, yüksek alkali özelliklerinden toprağın verimliliğini düşürmek ve yeraltı sularına karışmak gibi olumsuz etkileri bulunmaktadır. Diğer taraftan, genellikle kalsiyum karbonat ürünü olan bu tozların değerli olduğu ve inşaat sektöründe (beton ve harç katkı maddeleri, dolgu malzemesi gibi) kullanılabilirlikleri yaygın olarak araştırılmaktadır.

Dayanım ve akışkanlık (çalışılabilirlik) dolgu harçlarının en önemli özellikleri arasındadır. Dolgu harçlarının akışkanlıkları özellikle taşıma, pompalama ve dolgulama sırasında önemli olmaktadır. Dolgulama sırasında boşlukların tam olarak kaplanması ve dolgunun aralara sızması için akışkanlıklarının iyi olması istenir. Akışkanlık viskozitenin bir fonksiyonu olduğundan su ilavesi ile dolgu harçlarının akışkanlıkları sağlanabilmektedir. Ancak, fazla su içeriğinin çeşitli nedenlerle doldu harçlarının dayanımını düşürdükleri de bilinmektedir. Bu nedenle dolgu harçlarının akışkanlığı ve dayanımı arasındaki denge sağlanmalıdır.

Literatürde dolgu harçlarının akışkanlıkları Marsh hunisi, mini-yayılma (slump) ve reolojik testlerle belirlenmektedir (Mohammed vd., 2014). Günümüzde dolgu harçlarına özgün akışkanlık ölçme standartı bulunmamakta birlikte ASTM C939 testi bazı harçlar için uygulanabilmektedir. Reoloji malzemelerin akma ve deformasyon özelliğini incelemekte ve koyu süspansiyonlara uygulanabilmektedir. Reometreler taze dolgu harçlarının akışkanlık özelliklerini inceleyebilen cihazlardır. Dolgu harçlarının akışkanlıkları zamana bağlı olduğundan reometrelerle zamana bağlı ölçüm yapma imkanı bulunmaktadır. Viskozite, minimum kesme gerilimi (yield stress) ve duraylılık harçların akışkanlıklarıyla ilişkilidir. Bazı koşullarda yapılan akışkanlık testlerinden elde edilen akma sürelerinin harçların plastik viskozitesi ve kesme gerilimi verileriyle örtüştüğü görülmüştür (Roussel ve Le Roy., 2005; Cao vd., 2017).

Bu çalışmada, uçucu kül ve mermer tozu dolgu harcı karışımlarında kısmen çimento ve agrega yerine kullanılmıştır. Bu malzemelerin taze hazırlanmış dolgu harçlarının akışkanlık (veya çalışılabilirlik) özelliklerine ve sertleşmiş dolgu harçlarının dayanımlarına etkisi incelenmiştir. Dolgu harçlarının

akışkanlık özellikleri reolojik ölçümler ile belirlenirken dayanımları tek eksenli basma dayanım testleri ile belirlenmiştir. Çalışmanın amacı ve kapsamı uçucu kül ve mermer tozlarının doldu harçlarında kullanabilirliklerini incelemek, ve katkı malzemelerini etkilerini ve optimum miktarını belirlemektir.

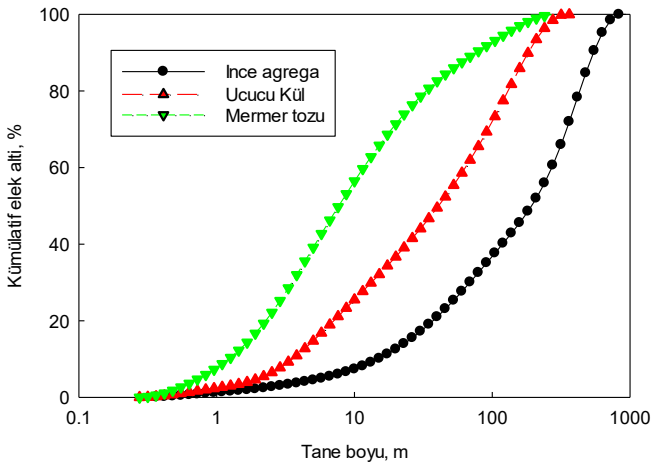
MALZEME VE YÖNTEM

Malzemeler

Bu çalışmada çimento, ince agrega, kömür uçucu külü, mermer tozu ve saf su kullanılmıştır. Kullanılan CEM I 42,5 R portland çimentosu Seza çimento fabrikasından (Baskil, Elazığ) sağlanmıştır. Çimentonun yoğunluğu 3,12 gr/cm^3 ve Blain özgül yüzey alanı 3658 gr/cm^2 dir. 5 mm altına kırılmış agregalar Harput Beton AŞ (Elazığ) agrega üretim tesisinde sağlanmıştır. Laboratuvara getirilen agrega 850 µm standart elekle sınıflandırılmış ve ince fraksiyon deneylerde kullanılmıştır. Çimento yerine kullanılan kömür uçucu külü Soma (Manisa) termik santralinden sağlanmıştır. İnce agrega yerine kullanılan mermer tozu ise Akçadağ (Malatya) mermer fabrikasından sağlanmıştır. Fabrikadan pülp olarak alınan malzeme laboratuvarda 60 °C sıcaklıkta kurutulmuştur. Uçucu kül ve kurutulmuş mermer tozu içerisine karışabilen yabancı iri malzemeleri ayırmak için 300 µm eleklerle elenmişlerdir. Agrega, uçucu kül ve mermer tozunun tane boyu dağılımları malvern Master Sizer 2000 cihazı ile ölçülmüş ve sonuçlar Şekil 1'de verilmiştir. Kullanılam malzemelerin Blaine yüzey alanları ve piknometre ile ölçülen yoğunlukları Çizelge 1 görülmektedir. Şekil 1'den agrega, uçucu kül ve mermer tozunun çok küçük tane boyuna sahip oldukları ve ortalama tane boylarının sırasıyla yaklaşık olarak 191, 45 ve 10 µm oldukları görülmektedir.

Çizelge 1: Dolgu harcı malzemelerinin özellikleri

Malzeme	Blaine yüzey alanı, cm^2/gr	Özgül yoğunluk, gr/cm^3
Portland Çimentosu	3658	3,12
Uçucu kül	4013	2,30
Mermer tozu	7006	2,61
Agrega	1171	2,80



Şekil 1: Deneylerde kullanılan agrega, uçucu kül ve mermer tozunun tane boyu dağılımı

Yöntemler

Uçucu kül ve mermer tozu kullanılarak farklı W/C oranlarında hazırlanan dolgu harçlarının listesi Çizelge 2'de görülmektedir. W/C oranı 1,0 - 1,4 aralığında çalışılmış ve su oranı daha az olan karışımlar

çok koyu olduklarından reolojik testleri yapılamamıştır. Ince malzemelerle hazırlanan harçlar için W/C oranının yüksek olması gerektiği bilinmektedir (Reddy and Gupta, 2005; Westerholm vd., 2008). Karışımlardaki uçucu kül ve mermer tozu miktarları ağırlıkça % 20'ye kadar arttırılmıştır.

Çizelge 2. Dolgu harcı karışımları ve çimento yerine kullanılan uçucu kül ve agrega yerine kullanılan mermer tozu miktarları.

W/C/AG oranı	Çimento ve uçucu kül		Agrega ve mermer tozu	
	Çimento, %	Uçucu kül, %	Agrega, %	Mermer tozu, %
Katkısız				
1,0/1/3	100	-	100	-
1,1/1/3	100	-	100	-
1,2/1/3	100	-	100	-
1,3/1/3	100	-	100	-
1,4/1/3	100	-	100	-
% 10 Uçucu kül				
1,0/1/3	90	10	100	-
1,1/1/3	90	10	100	-
1,2/1/3	90	10	100	-
1,3/1/3	90	10	100	-
1,4/1/3	90	10	100	-
% 10 Mermer tozu				
1,0/1/3	100	-	90	10
1,1/1/3	100	-	90	10
1,2/1/3	100	-	90	10
1,3/1/3	100	-	90	10
1,4/1/3	100	-	90	10
% 20 Uçucu kül				
1,0/1/3	80	20	100	-
1,1/1/3	80	20	100	-
1,2/1/3	80	20	100	-
1,3/1/3	80	20	100	-
1,4/1/3	80	20	100	-
% 20 Mermer tozu				
1,0/1/3	100	-	80	20
1,1/1/3	100	-	80	20
1,2/1/3	100	-	80	20
1,3/1/3	100	-	80	20
1,4/1/3	100	-	80	20

Reoloji Testleri

Karışımların reolojik ölçümleri Brookfield R/S+ Reometresi (Brookfield Engineering Laboratories, Inc., MA, USA) kullanılarak yapılmıştır. Eş eksenli (coaxial) silindir düzeneği ile çalışan reometreye orjinal kanatlı (vane) tip karıştırıcı (spindle) ve silindirik örnek kabı bağlanmıştır. Bilgisayara bağlı reometreye sabit sıcaklık banyosu bağlanmış ve bütün ölçümler 20 °C sıcaklıkta gerçekleştirilmiştir. Reoloji deneylerinde süspansiyonlar taze ve dikkatle hazırlanmış ve her deney için 125 ml süspansiyon kullanılmıştır. Sabit sıcaklık banyosunu çalıştırdıktan, ve karıştırıcı ve dolu örnek kabını yuvalarına yerleştirdikten sonra belirlenen kesme hızı aralığında ölçümlere başlanmıştır. Zamana bağlı değişimleri

gözlemlemek için önce 0 - 600 aralıklarında artan ve sonra 600 - 0 1/sn aralıklarında azalan kesme hızlarında kesintisiz ölçüm yapılmıştır.

Basma Dayanımı Testleri

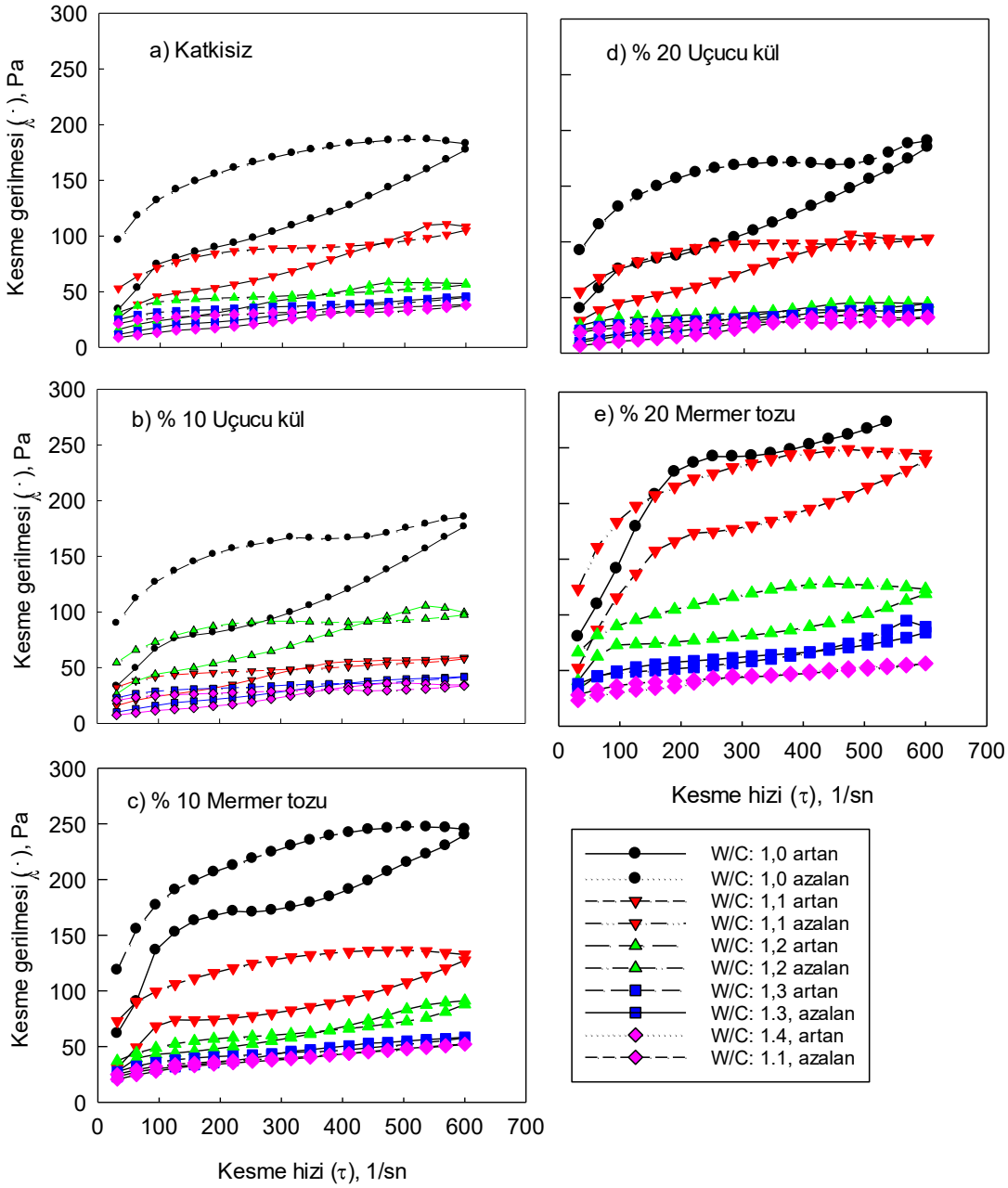
Tek eksenli basma dayanımı testleri ASTM C1019 standartlarına uygun yapılmıştır. Dolgu harcı olarak hazırlanan karışımlar 50x50x50 mm küp kalıplara dökülmüş ve 24 saat sonra kalıplardan çıkarılmıştır. Test gününe kadar kireçli su içerisinde bekletilen kalıpların 28 günlük dayanımları belirlenmiştir. Testler 2000 kN kapasiteli, tek eksenli U-Test cihazı (Ankara) ile gerçekleştirilmiştir. Yükleme hızı bütün örnekler için 1400 N/sn olarak sabit tutulmuştur. Her karışımdan üçer örnek hazırlanmış, ancak sadece ortalama dayanım değerleri sunulmuştur.

SONUÇLAR VE TARTIŞMA

Reoloji Deneyleri

Öncelikle farklı W/C oranlarında hazırlanmış katkısız (uçucu kül ve mermer tozu) karışımların akışkanlık özellikleri incelenmiştir. 1,0 - 1,4 W/C aralığında hazırlanan karışımlardan artan ve azalan kesme hızlarında elde edilen sonuçlar kesme gerilimi-kesme hızı grafiği çizilerek Şekil 2'de verilmiştir. Şekil incelendiğinde karışımların Newtonsal (Newtonian) akışkanlık göstermedikleri ve artan ve azalan kesme hızlarından elde edilen grafiklerin örtüşmediği (çakışmadığı) dolayısıyla tiksotropik özellik sergiledikleri görülmektedir. Karışımların görünür viskozitelerinin ($\Delta\dot{\gamma}/\Delta\tau$)) zamanla değişimleri incelendiğinde viskozitelerinin azalan kesme hızı (600 - 0 1/sn) adımında daha fazla olduğu anlaşılır. Ayrıca, düşük W/C oranlarında hazırlanan karışımların Newtonsal davranıştan (Eşitlik 1) daha fazla uzaklaştıkları ve viskozitelerinin daha fazla olduğu görülmektedir. Viskozite artışının düşük W/C oranlarında ve düşük kesme hızlarında daha fazla olması karışımların o koşullarda daha fazla prizlenme eğiliminde olduklarını göstermektedir. Yüksek W/C oranlarında hazırlanan harçların viskozitelerinin daha düşük olması ve daha akışkan ve çalışılabilir olduklarını gösterse de sertleşmiş karışımların dayanımlarını düşürebildikleri bilinmektedir (Singh vd., 2015). Şekil 2'den karışımların akışkanlık davranışları farklı olmakla beraber model olarak kesme hızı ile incelen (shear thinning, Eşitlik 2) akış modeline uydukları görülür.

Aynı W/C oranlarında çimento yerine kısmen, ağırlıkça % 10 ve % 20, uçucu külün kullanıldığı karışımların reolojik özellikleri incelenmiş ve sonuçlar sırasıyla Şekil 2b ve Şekil 2d'de verilmiştir. Karşılaştırmanın kolay olabilmesi için kesme gerilimi (Y-ekseni) ve kesme hızı (X-ekseni) aralıkları ve şekillerin boyutları sabit tutulmuştur. Şekillerden % 10 uçucu külün kullanıldığı karışımların grafik eğrilerinde önemli ölçüde bir değişiklik görülmemektedir. Ayrıca, karışımların plastik veya görünür viskoziteleri dikkate alındığında sabit kesme hızlarında yaklaşık aynı kesme geriliminin elde edildiği görülmektedir. Dolayısıyla, çimento yerine % 10 uçucu külün kullanımının dolgu harcı karışımlarının akışkanlıklarında önemli değişikliklere neden olmadıkları anlaşılmaktadır. Ancak, uçucu kül miktarının % 20'ye çıkarılması durumunda tüm karışımlar için bir miktar değişim görülmektedir. Sabit kesme hızlarında kesme gerilimi değerlerinin biraz daha azaldığı dolayısıyla karışımların viskozitelerinin azaldığı anlaşılmaktadır. Çimento yerine belli oranlarda uçucu kül kullanımının beton veya harçlarının akışkanlıklarını olumlu yönde etkilendikleri çeşitli araştırmacılar tarafından belirlenmiştir. Küresel şekilli, düzgün yüzeyli ve ince uçucu kül tanelerinin bir birleri üzerinden kayarak taneler arası sürtünmeyi azalttıkları ve dolayısıyla karışımın viskozitesini düşürdükleri belirtilmiştir.



Şekil 2. W/C oranının ve katkı maddelerinin taze doldu harçlarının reolojik özelliklerine etkisi

Aynı W/C oranlarında agrega yerine kısmen, ağırlıkça % 10 ve % 20, mermer tozunun kullanıldığı karışımların akışkanlık özellikleri incelenmiş ve sonuçlar sırasıyla Şekil 2c ve Şekil 2e'de verilmiştir. Şekillerden uçucu külün aksine mermer tozunun dolgu harçlarının reolojik özelliklerini önemli ölçüde değiştirdikleri görülmektedir. Dolgu harcı karışımlarının viskozitelerinin ve minimum kesme gerilimleri, çalışılan bütün W/C oranları için arttığı ve artışın düşük W/C oranlarında daha fazla olduğu görülmektedir. Ayrıca, % 20 mermer tozu kullanımının % 10'dan daha etkili olduğu açıktır. 1,0 W/C oranında karışımın akışkanlığının yeterli olmamasından (veya kullanılan düzenek için cihazın ölçüm sınırlarının aşılmasından) dolayı reolojik ölçüm yaklaşık 536 1/sn artan kesme hızında durdurulmuştur (Şekil 2e). Daha küçük tane boyuna ve daha yüksek özgül yüzey alanına sahip agregaların beton veya harçların akışkanlıklarını azalttıkları çeşitli araştırmacılar tarafından belirlenmiştir (Cepuritis vd, 2017). Agrega yerine kısmen kullanılan mermer tozları agregadan daha ince ve daha yüksek özgül yüzey

alanlarının sahip olduklarından daha fazla hidrasyona uğrayarak dolgu harçlarındaki suyu çabuk tüketir ve akışkanlığı azaltırlar.

$$\tau = \eta\dot{\gamma} \quad (1)$$

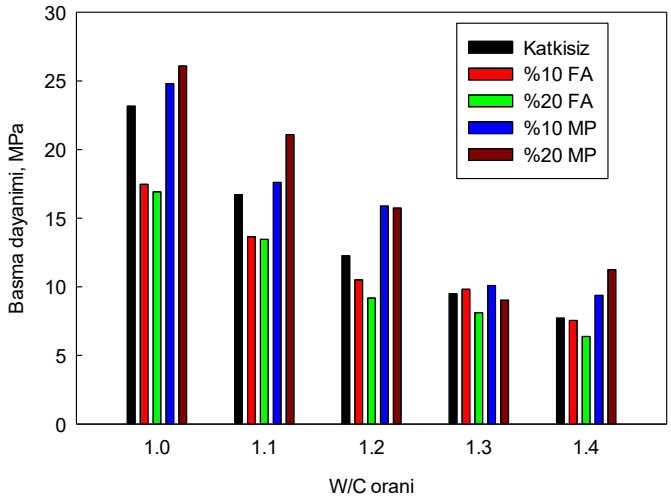
$$\tau = K\dot{\gamma}^{n} \quad (2)$$

Tek Eksenli Basma Dayanımı

1,0 - 1,4 W/C aralığında hazırlanan katkısız karışımların basma dayanımları ölçülmüş ve sonuçlar Şekil 3'te verilmiştir. Karışımlarda su oranı arttıkça basınç dayanımının düzenli olarak düştüğü ve 1,0 W/C oranında elde edilen 21,44 MPa olan basma dayanımının 1,4 W/C oranında 7,36 MPa'a düştüğü görülmektedir. Literatürde, karışımlarda W/C oranı ile basma dayanımlarının düşmesi karışımdaki suyun prizlenme ve sertleşme sırasında karışımı terk etmesi ve sertleşmiş harçların daha gözenekli kalması ve dolayısıyla dayanımlarının düşmesi ile açıklanmaktadır. Karışımlardaki fazla suyun karışımdaki tanelerin farklı hızlarda çökelmelerine ve sertleşmiş harçlarda homojenliğin kaybolmasına neden oldukları belirtilmiştir. ASTM C476 standartı 28 günlük dolgu harçlarının basma dayanımlarının minimum 14 MPa olmasını gerektirdiğinden sadece W/C 1,0 ve 1,1 oranlarının standart içerisinde kaldıkları görülür.

Aynı W/C oranlarında çimento yerine kısmen (ağırlıkça % 10 ve % 20) uçucu külün kullanılması durumunda basma dayanımlarının bir miktar azaldığı görülmektedir. Taze hazırlanmış dolgu harçlarının akışkanlıklarını arttıran uçucu külün 28 günlük dolgu harçlarının dayanımlarını azalttığı ve kullanım oranı arttıkça dayanımın azaldığı görülmektedir. Literatürde uçucu külün betonların 28 günlük veya daha uzun süreli basma dayanımlarını arttırdıkları belirlenmiştir. Beton ve dolgu harçları ile elde edilen sonuçlardaki farklılıkların kullanılan agrega tane boyutlarındaki büyük farklılıklardan kaynaklanabileceği düşünülmektedir. Uçucu kül tanelerinin beton agregalarına göre daha ince olan dolgu harcı agregaları arasındaki boşlukları iyi dolduramadığı ve çimento kadar bağlayıcı olamadıkları anlaşılmaktadır. Sonuçlardan,çimento yerine uçucu kül kullanılması durumunda sadece 1,0 W/C oranında hazırlanan dolgu harçlarının ASTM C476 basma dayanımı standartını karşıladığı görülmektedir.

Aynı W/C oranlarında agrega yerine kısmen (ağırlıkça % 10 ve % 20) mermer tozunun kullanılması durumunda basma dayanımlarının mermer tozu miktarına bağlı olarak arttığı görülür (Şekil 3). Çalışılan koşullardaki en yüksek basma dayanımı (26,1 MPa) % 20 mermer tozu kullanıldığında elde edilmiştir. Ancak, daha önce belirtildiği gibi, bu karışımın akışkanlığının düşük olmasından dolayı reolojik ölçüm tamamlanamamıştır (Şekil 2e). Mermer tozu kullanılması durumunda ASTM C476 basma dayanımı standartının karşılanması açısından W/C oranının 1,2'ye kadar çıkabildiği görülmektedir. Mermer tozunun prizlenme ve sertleşme sırasında dolgu harçlarında hidrolik aktiviteyi arttırdığı ve agregadan daha ince olan mermer tozlarının karışımdaki taneler arasındaki boşlukları doldurduğu ve dolayısıyla daha az gözenekli yapı oluşturabildikleri düşünülmektedir.



Şekil 3. W/C oranının ve katkı maddelerinin doldu harçlarının 28 günlük basma dayanımlarına etkisi

YORUM

Dolgu harçlarında çalışılabilir olması önemli olduğundan akışkan olmaları istenir ancak su miktarı fazla olan dolgu harçlarının dayanımları düşük olabildiğinden akışkanlık ile dayanım arasında bir denge olması gerekir. Taze dolgu harçları üzerinde yapılan reolojik deneyler ve 28 günlük doldu harçlarının basma dayanımları deneylerinden aşağıdaki sonuçlar elde edilmiştir.

1. Dolgu harçlarının W/C oranları arttığında akışkanlıkları artmış ancak basma dayanımları azalmıştır.

2. Çimento yerine ağırlıkça % 10 ve % 20 uçucu kül kullanıldığında dolgu harçlarının akışkanlıkları artmış ancak dayanımları azalmıştır. Akışkanlıklardaki artma ve basma dayanımındaki azalma uçucu kül miktarına bağlı olarak değişmiştir. En yüksek akışkanlık, çalışılan en yüksek W/C oranında ve % 20 uçucu külün kullanıldığı karışımdan elde edilmiştir.

3. Agrega yerine % 10 ve % 20 mermer tozu kullanıldığında dolgu harçlarının akışkanlıkları azalmış ancak basma dayanımları artmıştır. Akışkanlıklardaki azalma ve basma dayanımındaki artış mermer tozu miktarına bağlı olarak değişmiştir. En yüksek basma dayanımı çalışılan en düşük W/C oranında ve % 20 mermer tozunun kullanıldığı karışımdan elde edilmiştir.

TEŞEKKÜR

Bu proje İnönü Üniversitesi, Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimini tarafından FBA-2018/920 proje numarası ile desteklenmiştir.

KAYNAKLAR

ASTM C109: Standard test method for compressive strength of hydraulic cement mortars (using 2-in or 50 mm cube specimen).

ASTM C476: Standard specification for grout for masonary.

ASTM C939: Standard test method for flow of grout for preplaced-aggregae concrete (flow cone method).

ASTM C1019: Standard test method for sampling and testing grout.

Atiş, C. D., Kılıç, A., Sevim, U. K. (2004). Strength and shrinkage properties of mortar containing a nonstandard high-calcium fly ash, Cement and Concrete Research, V 34, 99-102.

Billberg, P. (1999). Fine grout rheology in mix design of SCC, in Pro 7: 1st International RILEM Symposium on Self-Compacing Concrete, (Editors: Ake Skarendahl and orjan Petersson), 47-58.

Cao; M., Li, L. and Xu, L. (2017). Relations between rheological and mechanical properties of fiber reinforced mortar, Computers and Concrete, V 20 (4), 449-459.

Cepuritis, R., Jacobsen, S., Smeplass, S., Mortsell, E., Wigum, B. J. and Ng, S. (2017). Influence of crushed aggregate fines with micro-proportioned particle size distributions on rheology of cement paste, Cement and Concrete Composite, V 80, 64-79.

Gesoğlu, M., Güneysi, E., Kocabağ, M. E., Bayram, V. ve Mermerdaş, K. (2012). Fresh and hardened characteristics of self compacting concretes made with combined use of marble powder, limestone filler, and fly ash, Construction and Building Materials, V. 37, 160-170.

Mohammed, M. H., Pusch, R., Knutsson, S. and Hellstrom, G. (2014). Rheological properties of cement-based grouts determined by different techniques, Engineering, V 6, 217-229.

Reddy, B. W. and Gupta, A. (2005). Characteristics of cement-soil mortars, Materials and Structures, V (38), 639-650.

Roussel, N. and Le Roy, R. (2005). The Marsh cone: a test or a rheological apparatus?, Cement and Concrete Research, V (35), 823-830.

Singh, S. B., Munjal, P. and Thammisshetti, N. (2015). Role of water/cement ratio on strength development of cement mortar, Journal of Building Engineering, V 4, 94-100.

Turk, K. (2012). Viscosity and hardened properties of self-compacting mortars with binary and ternary cementitious blends of fly ash and silica fume, Construction and Building Materials, V. 37, 326-334.

Westerholm, M., Lagerblad, B., Silfwerbrand, J. and Forssberg, E. (2008). Influence of fine aggegate characterisitics on the rheological properties of mortars, Cement and Concrete Composites, V 30, 274-282.

ULTRAFAST ANALYSIS IN THE MINING INDUSTRY

L.Ç. Özcan [1,*] , K.Rifai [1] , F.Doucet [1] , F.Vidal [2]

[1]*ELEMISSION inc., 3410, Thimens blvd., Montréal, QC, CANADA, H4R 1V6*
*(*Corresponding author: lozcan@elemission.ca)*
[2]*INRS University, Dept. of Plasma diagnostics, Varennes, QC, CANADA J3X 1S2*

ABSTRACT

Detailed geological models and knowledge of mineralogy greatly assists the mining industry to locate these resources and can reduce the need for expensive drilling, saving time and money. LIBS logging technology provide a highly selective and sensitive means to gain this information from the materials or drill cores derived from drilling. Until recently, geologists, metallurgists and geotechnical engineers had to manually interpret and record minerals present in these materials. This reliance on visual interpretation of drill cores is subject to error and is labor intensive. LIBS technology enables systematic and selective ways based on the physics of atomic emission spectroscopy (AES) to minimize or eliminate the human errors via automation. Small gold nuggets, that cannot be seen by human eyes (i.e. less than 150 µm), are revealed by LIBS imaging at ultrafast speed (i.e. 1000 spectra per second). The results presented in this paper shown that small gold nuggets can easily discover on drill core samples coming from different mining deposits (e.g. pyrite, marcasite, arsenopyrite). The lightspeed analysis put the LIBS logging technology has a potential game changer in mining exploration in the near future.

Keywords: Laser spectroscopy, ultrafast, elemental imaging, no sample preparation

INTRODUCTION

Almost all mineral exploration involves drilling to discover what is below the surface. Drilling generally represents the largest single cost associated with mineral exploration and the delineation of an ore deposit once it has been discovered. Hundreds of drill holes may be required to define the boundaries and evaluate the quality of an orebody. A significant number of drill cores needs to be carefully analyzed in order to determine their content. Nowadays, drill core logging in the mining industry is done by geologists and technicians who use basic tools such as a loop, knife, and magnet, amongst others. Moreover, the mining industry is using conventional chemical analysis methods to determine the concentration of the desired element in the ore bodies. The current practices are mainly based on wet chemistry (ICP-AES, MP-AES, ICP-MS, etc.) or fire assay, which are time-consuming and costly.

According to the Canadian Council on Mining Innovation and the Mining Association of Canada, characterization, and analysis of an orebody in real-time and on-site during exploration and different mining production stages would be a major breakthrough in term of modernization of this sector by Robert F. (2013). Such a disruptive technology would bring significant exploration and production cost reductions.

Some technologies, allowing analysis on solid samples, have already been evaluated for the characterization and the analysis of an orebody. These are near-infrared spectroscopy (NIR), X-ray diffraction (XRD), X-ray fluorescence (XRF), energy dispersive X-ray (EDX), back-scattered electron (BSE) and hyperspectral imaging. All these techniques, except XRF, allow identification by surface mapping of

the ore and quantification of its mineralogy directly or indirectly. These technologies present, however, some limitations regarding spectral range, spectral selectivity, and surface quality requirements (such as robustness, and the presence of dust and water, which can affect the absorbance of the sample). They also cannot provide information on the elemental composition (e.g. NIR). The only exception is XRF, which provides elemental analysis and has indeed already been used successfully for the quantitation of some basic metals such as Cu, Zn, and Ni. However, this technique is weakly sensitive to light elements ($Z < 13$) and difficult to automate for data acquisition in core logging applications. Furthermore, the scanning speed of XRF is inversely proportional to it sensitivity, which means that XRF technology need to accumulate signals from 10 milliseconds up to 1000 milliseconds to be able to reach cut-off grade for some elements (e.g. Pd, Pt, etc). Besides, hyperspectral cameras, which are starting to be used for the identification of mineralogy, work for clay minerals and some other mineral groups depending on the bandwidth (VNIR, SWIR and LWIR). However, this technology is not well documented yet for carbonate, oxides, sulphides and native elements such as gold, silver and graphite by Armengol A. A. (2015).

Laser-induced breakdown spectroscopy (LIBS) appears to be a disruptive technology candidate for elemental analysis and imaging in real-time and under the harsh conditions of the mining environment. In addition, it requires low maintenance: for instance, the LIBS ChemCam system of the rover Curiosity runs without any maintenance under the extreme conditions of the planet Mars for the last five years. LIBS is an atomic emission spectroscopy (AES) technique, which consists of using a pulsed laser to create a micro-plasma onto a solid, liquid or vapor sample. When the laser fluence (energy per unit surface) exceeds the material's threshold, it vaporizes and atomizes a small area on the material surface to generate luminous plasma. The light emitted from the plasma is then collected and spectrally analyzed to determine the elemental chemical composition of the sample. The main advantage of LIBS over conventional analytical techniques is its capability to provide real-time and on-site analysis with minimal or no sample preparation and under ambient atmosphere; and, it is worth to mention that LIBS technology presents an essential ultrafast scanning attribute: instantaneous sensitivity in the ppm(w/w) without needs to accumulate. Moreover, LIBS easily handles the presence of dust or water on the samples to analyze, which is important for mining applications.

LIBS has already been applied to the analysis of ore samples. Harmon R. S. (2013) reviewed most of LIBS publications related to geochemical in environmental analysis till 2013 and classify those works in different category such as: quantitative analysis of minor and major elements in the ore, identification and classification of the ore to distinguish valuable minerals from gangues, and elemental imaging of the ore. In 2010, Ma Q.L. (2010) obtained mappings of minor and trace elements, such as Na, Mg, Al, Si, K, Fe and Sr, in speleothem samples by measuring relative variations of the line emission intensities of these elements. In that study, an Nd: YAG laser was used with a spot size of about 100 µm. The scanning speed of 1 Hz was limited by the readout of the intensified CCD camera, mounted on an echelle spectrometer. Later, Cáceres J. O. (2017) significantly improved the spatial resolution to 10 µm with a scanning speed up to 100 Hz. On their side, Haavisto O. (2013) reported the use of an excimer laser at 248 nm to analyze a drill core in the spectral window 180-220 nm to map C, Si, Fe and Ca. They used a coarse scanning resolution of 1 mm and a moderate scanning speed of about 3 cm/minute. They also compared the LIBS mineral detection with hyperspectral imaging for these elements. Furthermore, McMillan N. J. (2014) obtained the chemical contour map of a copper ore sample using the copper line at 515.3 nm and a compact multi-channel Czerny-Turner LIBS system. Besides, Khajehzadeh N. (2015) used the fourth harmonic (266 nm) of an Nd: YAG laser, with a repetition rate of 20 Hz, and a spectrometer covering the spectral range 350-1000 nm to identify different minerals from LIBS spectra. They used a supervised learning algorithm, which consists of utilizing training datasets, with the aim to characterize mineralogy on the surface of a drill core. They successfully trained the algorithm to recognize dolomite, chalcopyrite, magnesite, quartz, and hematite. In addition, Kuhn K. (2016) generated a LIBS chemical map of a drill core and compared it with the one obtained using energy dispersive X-ray fluorescence (EDXRF). The elemental mapping was performed using a prototype of LIBS core scanner (ITRAX core scanner). The repetition rate was 20 Hz and the spectral range was 285-964

nm. A LIBS chemical map of Zn, Pb, Co, SiO_2, Al_2O_3, and MgO over a 100-cm drill core showed good agreement to that obtained by EDXRF. Recently, Rifai K. (2017) performed mappings of the gold content on the surface of drill cores using the fundamental wavelength of an Nd: YAG laser, with a resolution of 600 µm and a repetition rate of 2 Hz. They also performed quantitative analyses of the gold average content using calibration curves which depend on the iron content of the ore. In all the works cited above, LIBS elemental composition mappings were done at a spatial resolution of 15 to 1000 µm and at low to moderate measurement frequency (1-100 Hz). It is, however, important to realize that, when it comes to analyzing large surfaces of drill cores, one should perform the scan as fast as possible for productivity reasons.

In this paper, LIBS elemental mappings of the surface of rock samples using the platform Mission: Coriosity, commercialized by ELEMISSION Inc. (Montreal, Canada) is presented. The platform Coriosity presents cutting-edge features for the characterization of drill cores and other geological samples in term of scanning speed (up to 1000 Hz), spatial resolution (down to 50 µm) and elemental selectivity. In addition, the platform is coupled with novel software enabling the representation of the distribution of several elements at the same time on the sample surface.

EXPERIMENTAL

The Mission: Coriosity benchtop is a fully automated LIBS mapping system. It integrates electronics, laser source, spectrometer and ablation chamber in a single box at atmospheric pressure of air (no vacuum necessary). The pulsed laser source is emitting at 1064 nm and enables a repetition rate from 1 to 1000 Hz and adjustable on demands by the software. The standard focusing optics can deliver at target a laser spot size diameter down to 50 µm and a depth-of-field of 5 mm which is a great advantage to accommodate the roughness of raw rocks surface. The plasma light collected by means of standard achromatic lenses (to ensure minimum chromatic shift over the full spectrum) is then sent by an optical fibre, of 1 mm of diameter, to a spectrometer which covers wavelengths in the range 250-480 nm. The spectrometer is equipped with a simple cMOS (2048 px) which is controlled by custom-made electronics. The readout of the detector is 1 kHz. The optical window covers the emission lines of a large number of elements, but the system accommodates another spectrometer that can cover the range 620-950 nm. The ablation chamber can host samples up to 200 x 100 mm^2. No vacuum is necessary during LIBS experiments, but gas such as argon can be added to improve signal-to-noise ratio (not required in the present study). The working distance between the optical window and the surface of the sample was about 150 mm. The platform is also equipped with an autofocusing system to ensure the sample positioning at the focal plane within less than 30 µm. Coupled to this instrument, the home-developed software ELEDIT allows depicting the distribution of up to 6 elements simultaneously on the same map, with distinct colors on the surface of the analyzed sample.

Ore samples

Two rocks samples containing precious metals such as Au, Ag, Pt, and Pd as well as quartz and other minerals has been studied. Both samples were scanned with a spatial resolution of 50 µm over a surface of 40 x 25 mm^2 and 30 x 25 mm^2 respectively (Fig. 1a and Fig. 1b).

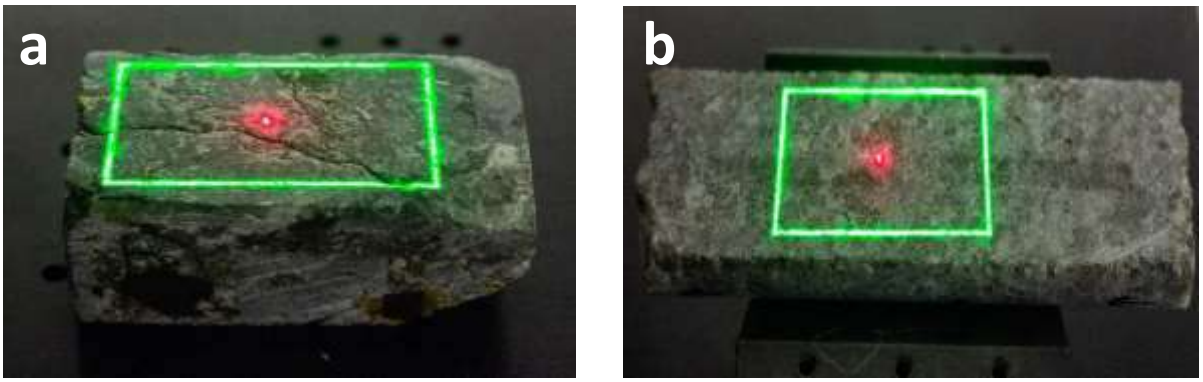


Figure 1. Pictures of piece of sectioned drill core showing delimited LIBS scanning area (green rectangle): a) sample provided by Westwood mine (scanned area of 40 x 25 mm^2), b) sample provided by a platinum and palladium mine (scanned area of 30 x 25 mm^2).

RESULTS AND DISCUSSION

In the present study, four elements, gold (Au), silver (Ag), Platinum (Pt) and Palladium (Pd) have been studied. As mentioned previously, spectral ranges of the system allowed simultaneous detection of all the elements of interest and much more including other elements such as Nickel (Ni), magnesium (Mg), silicon (Si), iron (Fe), aluminium (Al), copper (Cu), calcium (Ca), among others. For the imaging experiments, laser-induced plasmas are generated continuously while scanning the sample surface over the region of interest. The surface scanning is performed line by line in a raster scan mode with the use of a computer-controlled 2D scanner. An emission spectrum is recorded for each sampling position (Fig. 2a and 2b present typical spectra obtain with the LIBS imaging system). The step size can be adjusted by changing parameters of the raster scan from 50 µm to 2000 µm (depending on resolution needed). After completion of the 2-D scanning, elemental images are generated for each element of interest by selecting their specific emission lines (see Table 1). Their relative abundance can be obtained and displayed in false-colour images, in which an arbitrary colour is assigned to each element. In the present study, a typical imaging results represents approximately half million pixels realized at a scanning speed of 1000 Hz, the duration of such an analysis is approximately 8 minutes.

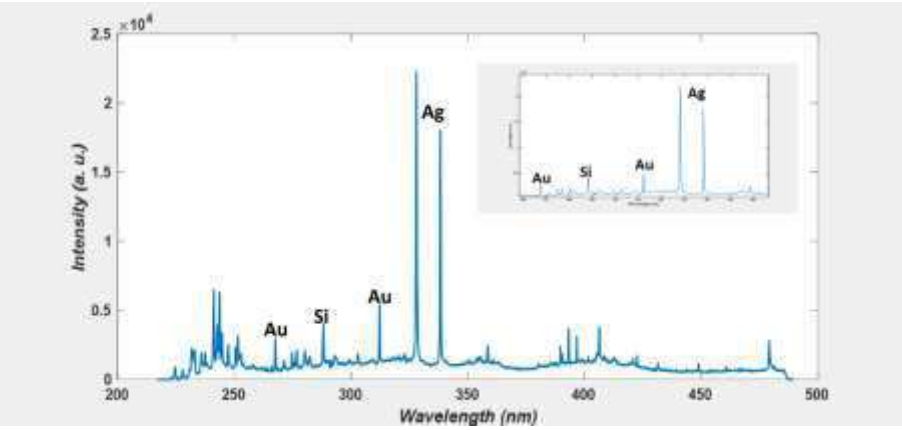


Figure 2 (a). LIBS spectrum for a pixel rich in gold and silver (Electrum) on sample in Fig. 1 (a)

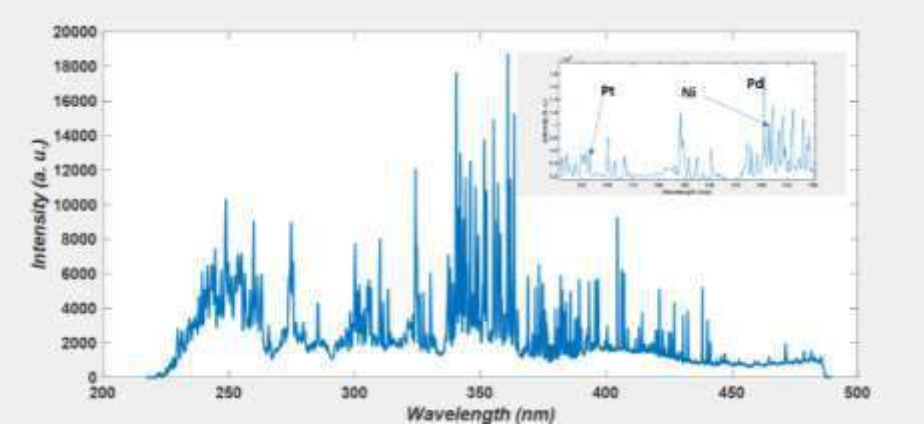


Figure 2 (b). LIBS spectrum for a pixel rich in nickel, palladium and platinum on sample in Fig. 1 (b)

Table I. Elemental emission lines

Element	λ (nm)
Au	267.59
Ag	328.07
Pt	306.47
Pd	340.52
Ni	341.47
Si	288.16
Al	308.21
Mg	285.21
Fe	259.94
Ca	422.67
Cu	324.75

The software ELEDIT (developed by ELEMISSION inc.) allows the handling of large amount of data collected and extraction of elemental images from the raw datasets. Once the spectral lines associated with the different elements of interest are selected, the software extracts the corresponding intensities spectrum by spectrum to create the elemental images associated with each element. The first LIBS image is performed on sample from Westwood mine (Fig.1 a) with a step size of 50 µm. This analysis covered a distance of approximately 40 mm × 25 mm, which represents a surface of ~10 cm² and a total number of pixels of more than 400 thousand (Fig. 3). Distribution map for precious metals such as gold (Au) and silver (Ag) can be observed on Fig. 3 with other relevant elements such as copper (Cu) and iron (Fe) that can be correlated to chalcopyrite mineralogy. In Fig. 4 the emphasis is put on gold (Au) distribution map and demonstrate the detection of such precious metals down to micrometer scale. Red-Green-Blue colormap image in Fig. 4 reveals the low and high concentration locations of gold in this sample.

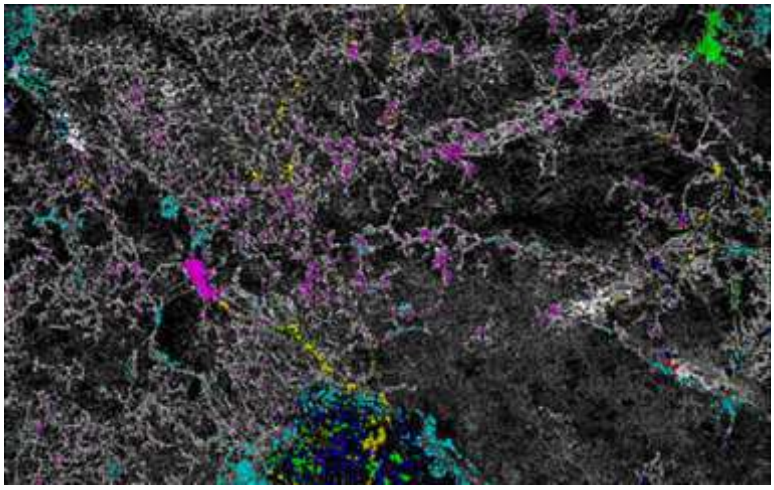


Figure 3. Elemental image of sample Fig.1 a covering a distance of approximately 40 mm × 25 mm (surface of ~10 cm²) and composed of 401,301 pixels, showing the distribution map of Al (red), Cu (green), Ca (blue), Mg (cyan), Au (yellow), Ag (Magenta) and Si (white and black). The spatial resolution is 50 m

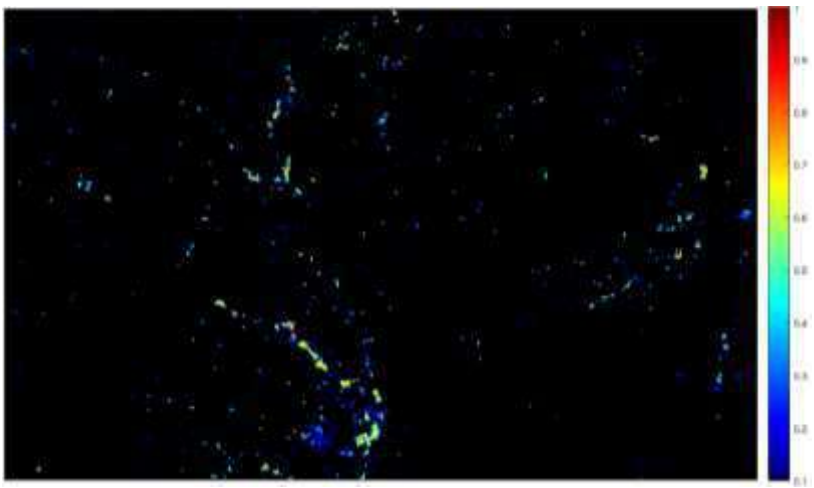


Figure 4. Distribution map of gold (Au) of the previous figure 3 relative concentration of gold presented using a Red-Green-Blue colormap.

The second imaging experiment was performed on the piece of sectioned drill core sample provided by a palladium and platinum Nickel mine (Fig.1 b) with a step size of 50 µm. This analysis covered a smaller surface of approximately 30 mm × 25 mm, which represents a surface of ~7.5 cm² and more than 300 thousand pixels construct this image (see in Fig. 5). Distribution map for precious metals such as palladium (Pd) and platinum (Pt) can be observed in Fig. 5 with other relevant elements such as nickel (Ni), iron (Fe), Aluminum (Al), calcium (Ca) and magnesium (Mg). Figure 6 put the emphasis on Palladium (Pd) distribution map only. By comparing distribution map of mixed elements (Pd, Pt, Ni, Al, Fe, Al, Ca, Mg) in Fig. 5 and distribution map of palladium (Pd) in Fig. 6, it can be seen that nickel (Ni) and palladium (Pd) are associated.

These images illustrate the sensitivity and resolution capabilities of the LIBS imaging method and show the spatial distribution of elements of interest over large surfaces at micrometer scales as well as estimating the relative concentration of the different elements in presence.

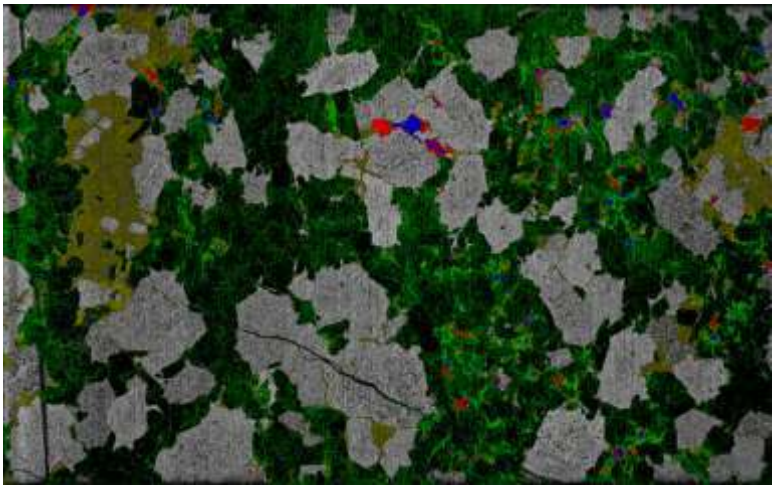


Figure 5. Elemental image of sample Fig.1 b covering a surface of approximately 30 mm × 25 mm (surface of ~7.5 cm²) and composed of 301101 pixels, showing the distribution map of Ni (blue), Fe (red), Al (green), Ca (yellow), Mg (white). The spatial resolution is 50 m.

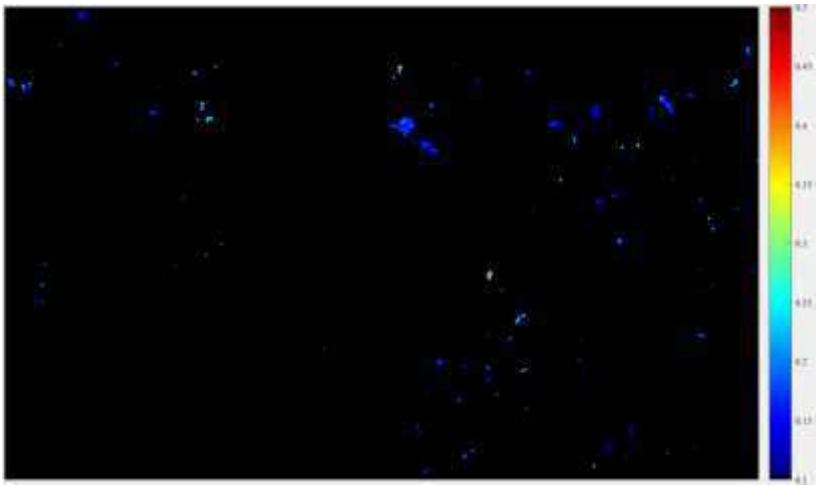


Figure 6. Distribution map of palladium (Pd) of the previous Fig. 5, relative concentration is highlighted using a Red-Green-Blue colormap.

CONCLUSION AND PERSPECTIVES

In response to the needs of the mining industry for performing in-situ and real-time measurements of the mineral content of drill cores in environments containing high levels of dust and humidity, a purposeful LIBS platform has been developed to provide quickly their surface elemental composition. The Mission: Coriosity platform from ELEMISSION Inc. has been shown to be able to perform laser scans at 1 kHz on rock samples with a surface roughness of up to 5 mm. Each laser shot generates an emission spectrum indicating the presence and abundance of several elements of interest. Elemental surface mappings of multi-elements, among which, Fe, Cu, Ca, Si, Mg, Ni, Al, Pd, Pt, Ag, and Au, with a resolution of 50 µm, were conducted and analyzed. Besides elemental analysis, the spectra allowed mapping the surface mineralogy as well. This information appears even more clearly by correlating the elements on scans performed along linear paths on the surface. It is important to note that the instantaneous sensitivity combines to ultrafast scanning ability of LIBS technology is laying down the foundation of a

new universal drill core logging disruptive technology. Current works are on the way at ELEMISSION to improve the information relevance provided by this disruptive drill core logging technology.

Funding: This project has been founded by the Ministère de l'Économie et de l'Innovation (MEI) - Québec in the framework of the ACCORD project along with Le Groupe MISA.

REFERENCES

Armengol A. A. (2015), Towards Automated Logging of Ore Positive Identification of Sulphides in the Ores of Agnico Eagle Kittilä and New Boliden Mines (master thesis), Table 4, p. 10 http://www.diva-portal.org/smash/get/diva2:1030229/FULLTEXT02

Cáceres J. O., Pelascini F., Motto-Ros V., Moncayo S., Trichard F., Panczer G., Marín-Roldán A., Cruz J. A., Coronado I., Martín-Chivelet J. (2017), Megapixel multi-elemental imaging by Laser Induced Breakdown Spectroscopy, a technology with considerable potential for paleoclimate studies, Scientific Reports | 7: 5080 | DOI:10.1038/s41598-017-05437-3

Haavisto O., Kauppinen T., Häkkänen H. (2013), Laser-Induced Breakdown Spectroscopy for Rapid Elemental Analysis of Drillcore, 16th IFAC Symposium on Automation in Mining, Mineral and Metal Processing, San Diego, California, USA.

Harmon R. S., Russo R. E., Hark R. R. (2013), Applications of laser-induced breakdown spectroscopy for geochemical and environmental analysis: A comprehensive review, Spectrochimica Acta Part B 87 11–26

Khajehzadeh N., Kauppinen T. K. (2015), Fast mineral identification using elemental LIBS technique, IFAC-PapersOnLine 48-17, 119–124.

Kuhn K., Meima J. A., Rammlmair D., Ohlendorf C. (2016), Chemical mapping of mine waste drill cores with laser-induced breakdown spectroscopy (LIBS) and energy dispersive X-ray fluorescence (EDXRF) for mineral resource exploration, Journal of Geochemical Exploration 161, 72–84

Ma Q.L., Motto-Ros V., Lei W.Q., Boueri M., Zheng L.J., Zeng H.P. (2010), Bar-Matthews M., Ayalon A., Multi-elemental mapping of a speleothem using laser-induced breakdown spectroscopy, Spectrochimica Acta Part B 65 707–714.

McMillan N. J., Rees S., Kochelek K., McManus C. (2014), Geological Applications of Laser-Induced Breakdown Spectroscopy (2014), Geostandards and geoanalytical research, 38, N° 3 329 – 343

Rifai K., Laflamme M., Constantin M., Vidal F., Sabsabi M., Blouin A., Bouchard P., Fytas K., Castello M., Kamwa B. N. (2017), Analysis of gold in rock samples using laser-induced breakdown spectroscopy: Matrix and heterogeneity effects, Spectrochimica Acta Part B 134, 33-41

Robert F., Galley A. (2013), Presentation to CMIC Signature Event, Toronto, https://www.slideshare.net/CMIC-CCIM/franois-robert-and-alan-galley-cmics-exploration-innovation-consortium?qid=c381f224-1dde-4cd3-be47-0dae48010344&v=&b=&from_search=4

YENİ KURULMAKTA OLAN TÜRKİYE MADENCİLİK ENDÜSTRİSİ EĞİTİM SİSTEMİ İÇİN ÖNERİLER

RECOMMENDATIONS FOR THE NEWLY ESTABLISHING TRAINING SYSTEM FOR TURKISH MINING INDUSTRY

M.S. Ünal [1,*], B. Ünver [1], S.Y. Kıllıoğlu [1]

[1] *Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü*
*(*Sorumlu yazar: msunal@hacettepe.edu.tr)*

ÖZET

Yakın geçmişte ülkemizde büyük boyutlu maden kazaları yaşanmıştır. Dolayısıyla Türkiye madencilik sektöründe İş sağlığı ve güvenliği (İSG) koşullarının iyileştirilmesi gerekmektedir. Güvenli ve verimli bir çalışma gerçekleştirmenin birinci koşulu eğitimli iş gücü oluşturulmasıdır. Ülkemizde genel anlamda tüm sektörlerde eksik ve yetersiz olduğu düşünülen eğitim ve sertifikasyon sorununun özellikle madencilik ve inşaat sektörlerinde çok daha belirgin olduğu söylenebilir. Diğerlerine kıyasla kaza oranlarının bu sektörlerde daha yüksek olması bu eksikliğin en önemli göstergesidir.

Türkiye madencilik sektöründe sertifika sistemi yeni kurulmaya başlanmıştır. Ülke kaynaklarımızın verimli ve güvenli bir şekilde değerlendirilmesi için kapsamlı bir eğitim sisteminin kurularak işletilmesi zorunludur.

Ülkemizde madencilik sektörü için yeterliliği hazırlanacak meslek sayısı 41 olarak belirlenmiştir. Hazırlanan standartlar Türkiye Yeterlilikler Çerçevesi (TYÇ) kapsamında en fazla 5. seviyeye kadar olan seviyeleri kapsamaktadır. Bu seviye, ön lisans eğitimine karşılık gelmektedir. TYÇ içerisinde maden sektöründe mühendislik ve yönetim kademeleri için oluşturulmuş özel meslek tanımlamaları yer almamaktadır. Mevcut yasalar gereği çok büyük sorumlulukları bulunan yönetici kademelerinin mutlak surette sertifikalandırılmaları gerekmektedir.

Mevzuat gereği çok kısa sürede çok sayıda çalışana sertifika verilmesi gerekmektedir. Sunulan bu bildiride, sürecin doğru şekilde yönetilmesine olanak sağlayacak etkin ve verimli bir eğitim sistemi oluşturabilmek amacıyla; yeni kurulan sistemin geçiş sürecine yönelik önerilerde bulunulmuştur.

Anahtar Sözcükler: Madenci eğitimi, meslek standartları, mesleki yeterlilikler, iş sağlığı ve güvenliği.

ABSTRACT

Turkish mining industry has faced with some disastrous mining accidents in recent years. Hence, it is of utmost importance to improve the occupational health and safety conditions related to this sector. First step of realizing a safe and efficient work place environment is to have a well-educated work force. Although the training and certification systems are reported to be lacking in every sectors of Turkish industry, mining and construction industries are noted to be distinctly separated from all others in this aspect. High frequency of accidents recorded in mining and construction industries is a prominent indicator of this problem.

Turkish mining industry has recently started to adopt the certification systems. It is imperative that a comprehensive training system is established and operated in order to evaluate Turkey's resources efficiently and safely.

41 jobs related to mining industry are deemed appropriate for the qualification system in Turkey. Prepared standards are covered up to level 5 in accordance to Turkish Qualifications Framework (TQF). It should be noted that level 5 of TQF is equal to upper secondary education degree. Specific job descriptions for engineering and management stages for mining industry are not included in TQF. However, executive levels that have great responsibilities under current laws must definitely be certified in absolute terms.

According to legislations, a very large number of employees are required to be certified in a relatively short period in Turkey. Hence, it is crucial to set up a proper systematic for this purpose. This paper presents recommendations for Turkish mining industry for the purpose of creating an opportunity to manage the process of establishing an effective and efficient training system.

Keywords: miners' training, occupational standards, occupational qualifications, occupational health and safety.

GİRİŞ

Ülkemizde madencilik ile ilgili söze başlandığında "madencilik en riskli sektördür" denir. Ülkemiz koşulları dikkate alındığında bu doğru bir ifadedir. Kaza ve meslek hastalıkları istatistikleri incelendiğinde ülkemiz maden güvenliği karnesinin zayıf olduğu söylenebilir. Madencilik sektöründe çok farklı ve zor şartlarda bir bomba, imha uzmanı titizliğinde çalışılması gerekmektedir. Bu seviyede güvenli bir çalışma yapıldığında doğal olarak kaza meydana gelme riski oldukça düşük olacaktır. Gelişmiş ülke istatistiklerine bakıldığında, örneğin Amerika Birleşik Devletleri'nde madenciliğin perakende sektöründen daha güvenli olduğu anlaşılmaktadır (US Department of Labor, 2017). Buradan hareketle, madencilik sektörünün iyi planlanıp yönetildiğinde, sanıldığının aksine en riskli sektör olmadığı söylenebilir. Elbette madencilik sektöründeki riskleri kabul edilebilir düzeylere çekebilmek için radikal değişikliklere gidilmesi, yapılan her işin madencilik bilim ve teknolojisine uygun olarak planlanması ve yürütülmesini sağlamak gerekir. Kuşkusuz bu süreçteki en önemli unsur insandır. Çalışanların yapacakları iş konusunda hiçbir tereddüt duymadan kabul edilebilir riskler çerçevesinde çalışabilmeleri sadece iyi bir eğitim ile sağlanabilir. Teknolojinin kullanılabilmesi için de eğitimin en önemli unsur olduğu rahatlıkla söylenebilir.

Bir madenin sadece güvenli olması yeterli değildir. Diğer bir ifadeyle, madencilik bir gelir elde etmek amacıyla yürütülen bir iş olduğu için mutlaka yapılacak olan işin maliyeti ve verimliliği hesaba katılmak durumundadır. Bu nedenle bir madenin hem verimli hem de güvenli olması gerekir. Güvenli olmayan bir madende sürdürülebilir bir şekilde çalışmaların devam ettirilebilmesi imkansızdır. Verimli bir maden çalıştırılabilmenin önkoşulu güvenliğin tam olarak sağlanmasıdır. Sonuç olarak, madencilik bilim ve teknolojisine uygun olarak verimli ve güvenli bir madencilik faaliyetini sürdürülebilir olarak yürütmek için eğitim en önemli unsurdur. Avustralya, ABD gibi madenciliğin güvenli bir şekilde yapıldığı ülkelerde madencilik sektöründe çok kapsamlı bir eğitim stratejisinin bulunmakta olduğu görülmektedir. Bu ülkelerde yüksek miktarlarda üretim yapılıyor olmasına rağmen kaza oranların son derece düşük olmasının arkasındaki sır yetkin kişilerin kurallara uygun bir şekilde çalışmalarıdır.

Ülkemizde özellikle son yıllarda yaşadığımız büyük maden faciaları sonrasında madenciliğin daha güvenli bir şekilde yapılmasını sağlamak amacıyla yeni adımlar atılmaya başlanmıştır. Bunlardan en önemlilerinden bir tanesi de Türkiye Yeterlilikler Çerçevesi'nin (TYÇ) kurulmasıdır. Bu bağlamda Mesleki Yeterlilikler Kurumu (MYK) bünyesinde hazırlanan Ulusal Meslek Standartları ve Ulusal Yeterlilikler madencilik ile ilgili mesleklerin niteliklerini ve değerlendirmelerini belirlemede bir rehber özelliği taşımaktadır.

ULUSAL YETERLİLİKLER SİSTEMİ

26312 Sayı ve 7 Ekim 2006 tarihli Resmi Gazete'de yayınlanan Mesleki Yeterlilik Kurumu Kanuna göre mesleki yeterlilik sistemi "Ulusal ve uluslararası meslek standartlarını temel alarak teknik ve meslekî eğitim standartlarının ve yeterliliklerin geliştirilmesi, uygulanması ve bunlara ilişkin akreditasyon, yetkilendirme, denetleme, ölçme, değerlendirme ve belgelendirmeye ilişkin kural ve faaliyetlerdir". Türkiye'de ulusal yeterlilikler sistemi ile ilişkili olabilecek nitelikte olan kurum ve sistemler aşağıda sıralanmaktadır:

1) Türkiye Yeterlilikler Çerçevesi (TYÇ)
2) Mesleki Yeterlilik Kurumu (MYK)
3) Milli Eğitim Bakanlığı Yaygın Öğretim Kursları

Yukarıda verilen sistem ve kurumların hepsi, çalışan işgücünün çalıştıkları işe uygun olarak eğitim aldıkları ve yeterli olduklarını temin etme üzerine yapılandırılmıştır. Bu kurum ve sistemlerin hepsi yukarıda belirtilen amacın gerçekleşmesine yönelik olarak işlev görmektedirler ve sistemin tümü Ulusal Mesleki Yeterlilikler Sistemi (UMYS) olarak adlandırılabilir.

Ulusal Meslekî Yeterlilik Sisteminin (UMYS) amaçları şunlardır:

- Eğitim ile işe alma/çalışma bağlantısını kuvvetlendirmek,
- Öğrenme çıktıları için ulusal ve uluslararası standartlar oluşturmak,
- Eğitim ve öğretimde nitelik garantisini getirmek,
- Yatay ve dikey geçişler açısından yeterlilikleri ilintilendirmek, ulusal ve uluslararası karşılaştırılabilirlik esaslarını yapılandırmak,
- Öğrenmeye erişebilmeyi, öğrenmede gelişmeyi, öğrenmenin onay sürecini ve karşılaştırılabilirliğini oluşturmak,
- Yaşam boyu öğrenmeye yardımcı olmaktır (Arslan, 2014).

Türkiye Yeterlilikler Çerçevesi

Yeterlilik çerçeveleri, sistemli bir şekilde ele alınarak kararlaştırılmış olan seviyeler vasıtasıyla yeterliliklerin gruplandırılmasını ve yeterlilik sistemlerinin entegrasyonunu gerçekleştiren araçlardır. Yeterlilik çerçeveleri, bir devlet, bölge veya endüstride bulunan yeterlilikleri bir araya toplamakta ve tertip etmekte, böylelikle yeterlilik sistemlerinin daha kolay anlaşılmasına yardım etmektedir (Öcalan, 2016). Türkiye'de yeni oluşturulmakta olan sistem Avrupa Birliği örnek alınarak oluşturulmaktadır.

Türkiye Yeterlilikler Çerçevesi (TYÇ) Avrupa Yeterlilkler Çerçevesi (AYÇ) ile uyumlu bir biçimde planlanan; ilk, orta ve yükseköğretim dâhil, mesleki, genel ve akademik eğitim ve öğretim programları ve diğer öğrenme yöntemleriyle elde edilen tüm yeterlilik temellerini gösteren ulusal yeterlilikler çerçevesidir. TYÇ, ülkemizde eğitim ve öğretim sistemi içerisindeki tüm öğrenme ortamlarında ve muhtelif seviyelerdeki tüm yeterlilikleri kapsamaktadır (Resmi Gazete, 2016).

TYÇ'nin genel amacı, Türkiye'deki bütün yeterliliklerin tanımlandığı, gruplandırıldığı ve böylelikle yeterlilikler arasında geçiş ve ilerleme gibi ilişkilerin açıklandığı tümleşik bir yapı ortaya koymaktır. TYÇ'nin temel hedefleri;

a) Yeterlilikleri tanımlamak, sınıflandırmak ve karşılaştırmak için açık ve tutarlı bir yöntem belirlemek.

b) Kalite güvencesi sağlanmış tüm yeterlilikleri (genel, meslekî, akademik eğitim ve öğretim programları ve diğer öğrenme ortamlarında kazanılan) kapsayan bütünleşik bir çerçeve sunmak.
c) Örgün, yaygın ve serbest öğrenme ortamlarında bireyin kazandığı yeterliliklerin tanınmasını sağlayacak biçimde yeterlilik sistemini sürekli iyileştirmek.
ç) Tanımlanmış ve ölçülebilir yeterliliklere sahip, istihdam edilebilir donanımda bireyler yetiştirilmesine ve dolayısıyla işsizliğin azaltılmasına katkıda bulunmak.
d) Yeterliliklerden sorumlu ilgili kurum ve kuruluşlar ile iş dünyası ve sosyal paydaşlar başta olmak üzere ilgili tüm tarafların kurumsal işbirliğini geliştirmek.
e) Diğer ülke yeterliliklerinin Türkiye'de, Türkiye'deki yeterliliklerin yurtdışında tanınması için temel ölçütleri oluşturmak ve böylelikle karşılaştırma işlevi görmek (Resmi Gazete, 2016).

Yukarıda belirtilen hedefleri sağlamak için hazırlanma çalışmalarına başlanan TYÇ'nin AYÇ ile uyumlu olması gerekmektedir. Bu doğrultuda hazırlanış sürecinde ulusal ve uluslararası çapta araştırmalar yapılmıştır. Araştırmalar neticesinde TYÇ'yi oluşturacak ana unsurlar ortaya konulmuştur. AYÇ ile uyumlu olması gereken TYÇ aşağıda belirtilen ana unsurlara bağlı olarak geliştirilmiştir:

a) Akredite edilmiş tüm yeterlilikleri öğrenme kazanımlarına dayalı olarak tanımlanmış seviyeler aracılığıyla ulusal düzeyde sınıflandırmak.
b) Yeterliliklerin şeffaflığını ve tanınırlığını sağlamak.
c) Yeterliliklerin kazanım süreçlerine erişimi kolaylaştırmak.
ç) Yeterliliklerin kredilendirilmesine, kredilerin birleştirilmesi ve yeterlilikler arasında geçiş yapılmasına olanak vermek.
d) Yeni yeterliliklerin tasarlanmasına olanak sağlamak.
e) Yeterliliklerin öğrenme kazanımlarına dayalı olarak hazırlanmasını sağlamak.
f) Önceki öğrenmelerin tanınmasını sağlamak.
g) Yaşam boyu öğrenmeyi desteklemek.
ğ) Eğitim ile istihdam arasındaki ilişkiyi güçlendirmek.
h) Paydaşların katılım ve katkılarını sağlamak ve sorumlu kurumlar arasında etkili işbirliğini gerçekleştirmek.
ı) Avrupa Yeterlilikler Çerçevesi ile uyumlu olmak.
i) Yeterliliklerin uluslararası karşılaştırılabilirliğini sağlamak amacıyla ortak kavramlar oluşturmak.
j) Meslek kuruluşları ile diğer kurum ve kuruluşlar tarafından geliştirilmiş ve akredite edilmiş yeterliliklerin tanınmasını sağlamak.
k) Bireylerin hareketliliğini kolaylaştırmak.
l) Kalite güvence sistemlerinin hazırlanmasına temel oluşturmak.
m) Anahtar yetkinliklerin kazandırılmasına hizmet etmek (Resmi Gazete, 2016).

Türkiye Yeterlilikler Çerçevesi (TYÇ), Türkiye'deki yeterliliklerin gruplandırılmasını sağlayan tümleşik tek bir yapı olarak, kalite güvencesi sağlanmış tüm eğitim ve öğretim programları ve diğer öğrenme yollarıyla elde edilen bütün yeterlilikleri içine alacak biçimde tasarlanmıştır. TYÇ, Millî Eğitim Bakanlığı (MEB), Mesleki Yeterlilik Kurumu ve Yükseköğretim Kurulu'nun (YÖK) sorumlu olduğu yeterlilikler başta olmak üzere diğer sorumlu kurumların sorumlu olduğu yeterlilikleri de içermektedir. TYÇ'de, MEB ve MYK'nın yeterlilik sistemleri ile Türkiye Yükseköğretim Yeterlilikler Çerçevesi (TYYÇ) yer almaktadır.

Mesleki Yeterlilikler Kurumu

Mesleki Yeterlilik Kurumu, ulusal ve uluslararası meslek standartlarına dayanarak, mesleki ve teknik konularda ulusal yeterliliklerin temellerini ortaya koymak; denetleme, ölçüm ve değerlendirme, belgelendirme ve sertifikalandırmayla ilgili faaliyetleri gerçekleştirmek için gereken ulusal yeterlilik sistemini oluşturmak, yönetmek ve Türkiye Yeterlilikler Çerçevesiyle alakalı çalışmaların yürütülmesini

yerine getirmek amacıyla kurulan bir kurumdur (Resmi Gazete, 2006, 2016). Diğer bir ifadeyle TYÇ tarafından tanımlanan sistemi uygulamak ve sonuçlarını değerlendirmek MYK'nın görevidir. Bu amaç doğrultusunda TYÇ'de tanımlanan çerçeveye uygun olarak, MYK tarafından Ulusal Meslek Standartları ve Ulusal Yeterlilikler belirlenmektedir.

Ulusal Meslek Standardı bir mesleğin yapılabilmesi için MYK tarafından kabul edilen bilgi, beceri, hareket ve davranışların neler olduğunu gösteren asgari kurallar bütünüdür (Anon (a), 2019).

Şimdiye kadar MYK bünyesinde yayımlanmış 819 adet Ulusal Meslek Standardı bulunmaktadır. Bununla birlikte Maden sektörü için tanımlanan Ulusal Meslek Standardı sayısı 31 adettir. Madencilik sektörü ile ilgili ulusal meslek standardı hazırlama çalışmaları için 5 adet kurum/kuruluş ile protokol imzalanmıştır. Bunlar; Türkiye Mermer Doğaltaş ve Makinaları Üreticileri Birliği (TÜMMER), Kamu İşletmeleri İşverenleri Sendikası, Türkiye Madenciler Derneği, Eskişehir Ticaret Odası ve Türkiye İnşaat Sanayicileri İşveren Sendikası'dır. Yapılan protokoller gereğince, Meslek Standardı hazırlanacak 41 adet meslek grubu vardır.

Madencilik ile ilgili yayımlanan mesleki standartlar, TYÇ'de tanımlanan referans seviyelerine göre 3., 4. ve 5. seviye meslekler olarak belirlenmiştir. Bu mesleki standartlar Çizelge 1'de verilmektedir. Çizelgede meslek standardına ait isim, seviye ve hangi kuruluşun hazırladığına dair bilgiler bulunmaktadır.

Çizelge 1. Madencilik ile ilgili meslek standartları (Anon(b), 2019)

	Standart Adı	**TYÇ Seviyesi**	**Hazırlayan Kurum/Kuruluş**
1	Ateşleyici	Seviye 3	TÜRKİYE İNŞAAT SANAYİCİLERİ İŞVEREN SEN.
2	Dik ve Meyilli Kuyular Vinç Operatörü	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
3	Galeri Açma Makinesi Operatörü	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
4	Kimyasal Zenginleştirme Operatörü	Seviye 3	TÜRKİYE MADENCİLER DERNEĞİ
5	Kırma Eleme Tesis Operatörü	Seviye 3	TÜRKİYE MADENCİLER DERNEĞİ
6	Kırma Eleme Tesis Sorumlusu	Seviye 4	ESKİŞEHİR TİCARET ODASI
7	Kırma Eleme ve Öğütme Tesis Sorumlusu	Seviye 5	ESKİŞEHİR TİCARET ODASI
8	Mekanik (Fiziksel) Zenginleştirme Operatörü	Seviye 3	TÜRKİYE MADENCİLER DERNEĞİ
9	Mekanizasyon-Pres İşçisi	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
10	Mekanize Kazı Operatörü	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
11	Mermer-Doğaltaş Ebatlama, Kesimci ve Yüzey İşlemcisi	Seviye 3	TÜMMER
12	Mermer-Doğaltaş Ebatlama, Kesimci ve Yüzey İşlemcisi	Seviye 4	TÜMMER
13	Mermer-Doğaltaş Ocakçısı	Seviye 3	TÜMMER
14	Mermer-Doğaltaş Ocakçısı	Seviye 4	TÜMMER
15	Mermer-Doğaltaş Özel İmalat Elemanı	Seviye 4	TÜMMER
16	Monoray-Kulikar Operatörü	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI

17	Nezaretçi (Maden)	Seviye 5	TÜRKİYE MADENCİLER DERNEĞİ
18	Numuneci (Maden)	Seviye 3	TÜRKİYE MADENCİLER DERNEĞİ
19	Reaktif Hazırlayıcı	Seviye 4	TÜRKİYE MADENCİLER DERNEĞİ
20	Sondör	Seviye 4	TÜRKİYE İNŞAAT SANAYİCİLERİ İŞVEREN SEN.
21	Tamir-Tarama-Söküm İşçisi	Seviye 3	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
22	Tamir-Tarama-Söküm İşçisi	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
23	Yer altı Hazırlık İşçisi	Seviye 3	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
24	Yer altı Hazırlık İşçisi	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
25	Yer altı Nakliyat İşçisi	Seviye 3	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
26	Yer altı Üretim İşçisi	Seviye 4	TÜRKİYE MADENCİLER DERNEĞİ
27	Öğütme (Değirmen) Operatörü	Seviye 3	ESKİŞEHİR TİCARET ODASI
28	Kuyu Bakım-Onarım İşçisi	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
29	Tulumbacı	Seviye 3	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
30	Merkezi İzleme Operatörü	Seviye 3	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI
31	Aspiratör Operatörü	Seviye 4	KAMU İŞLETMELERİ İŞVERENLERİ SENDİKASI

Ulusal Yeterlilikler; ulusal veya uluslararası meslek standartları esas gözetilerek ortaya konulan, öğrenme, ölçme-değerlendirne maksadıyla kullanılan, kişilerin mesleğini başarılı bir şekilde yerine getirmesi için sahip olmaları gereken bilgi beceri ve yetkinlikler ile bu bilgi, beceri ve yetkinlikleri ispat etmeleri amacıyla nasıl bir ölçme ve değerlendirme sürecinden geçmeleri gerektiğini ortaya koyan, MYK tarafından tasdik edilerek yürürlüğe giren teknik belgelerdir (Anon(c), 2019).

Mevcut durumda bütün sektörler için MYK tarafından onaylanmış 473 adet Ulusal Yeterlilik vardır. Maden sektörü ile ilgili Ulusal Yeterlik sayısı ise 15 olup bu yeterlikler TYÇ referans seviyelerine göre 3., 4. ve 5. Seviyedeki mesleklerdir. Çizelge 2 bu yeterliliklerin listesini içermektedir.

Çizelge 2. Maden sektörü ile ilgili yeterlilikler (Anon(b), 2019)

#	Yeterlilik Kodu	Yeterlilik Adı	Seviye
1	16UY0265-3	Kırma Eleme Tesis Operatörü	Seviye 3
2	17UY0318-4	Kırma Eleme Tesis Sorumlusu	Seviye 4
3	17UY0319-5	Kırma Eleme ve Öğütme Tesis Sorumlusu	Seviye 5
4	16UY0266-3	Mermer Doğaltaş Ocakçısı	Seviye 3
5	17UY0315-3	Mermer-Doğaltaş İmalat Elemanı	Seviye 3
6	17UY0315-4	Mermer-Doğaltaş İmalat Elemanı	Seviye 4
7	17UY0316-4	Mermer-Doğaltaş Ocakçısı	Seviye 4
8	16UY0267-4	Mermer-Doğaltaş Özel İmalat Elemanı	Seviye 4
9	17UY0317-3	Öğütme (Değirmen) Operatörü	Seviye 3
10	18UY0380-4	Galeri Açma Makinesi Operatörü	Seviye 4
11	18UY0363-4	Mekanizasyon İşçisi (Maden)	Seviye 4
12	18UY0364-4	Mekanize Kazı Operatörü	Seviye 4
13	18UY0365-4	Pres İşçisi (Maden)	Seviye 4
14	18UY0379-3	Yeraltı Hazırlık İşçisi	Seviye 3
15	18UY0379-4	Yeraltı Hazırlık İşçisi	Seviye 4

TÜRKİYE MADENCİLİK ENDÜSTRİSİ EĞİTİM SİSTEMİ İÇİN ÖNERİLER

Ülkemizde genel anlamda tüm sektörlerde eksik ve yetersiz olduğu düşünülen eğitim ve sertifikasyon sorununun özellikle madencilik ve inşaat sektörlerinde çok daha belirgin olduğu söylenebilir. Kaza oranlarının bu sektörlerde diğerlerine kıyasla daha yüksek olması bu eksikliğin en önemli göstergesidir (SGK, 2018).

Güvenlik bir işin sadece icra edilmesi sırasında dikkat edilmesi gereken bir husus değildir. Planlama ve projelendirme safhasında her türlü risk ve olasılıkların dikkate alınarak güvenlik açısından sorun teşkil etmeyecek şekilde bir tasarım yapılması gereklidir. Projelendirme ve mühendislik çalışmalarının doğru ve layıkıyla yapılabilmesi için de işin niteliğine göre doğru eğitim verilmesi ve sertifikasyon sağlanması son derece önemlidir. Diğer bir ifadeyle eğitim ve sertifikasyon, sadece güvenlik sorununun ortadan kaldırılması amacıyla değil, yapılacak işin güncel bilimsel ve teknolojik gelişmeler ışığında doğru madencilik pratikleri ile yürütülmesine de olanak sağlayacaktır. Bu nedenle, ülke kaynaklarımızın verimli ve güvenli bir şekilde değerlendirilmesi için kapsamlı bir eğitim sisteminin kurularak işletilmesi zorunludur.

Türkiye yeterlilik çerçevesi oluşturulmasına Avustralya'dan 20 sene sonra başlanılmıştır. Ülkemizde 2015 yılında başlatılan süreçte Temmuz 2018 itibarıyla 31 UMS ve 15 UY onaylanmıştır. Avustralya'da eğitime tabi olan meslekler kömür ve metal madencilik eğitim paketleri beraber düşünüldüğünde toplam 577 adettir (ISC, 2004, 2005, 2014). Bu durum, ülkemizde hazırlanacak daha çok sayıda yeterlilik olduğu gerçeğini ortaya koymaktadır. Madencilik sektöründeki çalışmaların verimli ve güvenli olarak yapılabilmesi için tüm standart ve yeterliliklerin mümkün olan en kısa zamanda hazırlanması gerekmektedir. Bunun için ise en etkili yöntem, MYK bünyesinde sektörle ilgili; bakanlıkların, kamu kurumlarının, özel şirketlerin, işçi ve işveren sendikalarının ve üniversitelerin katılımıyla hazırlanacak projeler kapsamında;

- Türkiye madencilik sektöründeki mevcut durumu ortaya koymak
- Madenciliğin güvenli ve verimli bir şekilde yapıldığı ülke örnekleriyle karşılaştırmak
- Türkiye'de bu alandaki eksiklikleri önem ve öncelik sırasına göre belirlemek
- Belirlenen eksiklikleri gidermeye yönelik uygulamaları ortaya koymak

olacaktır. Bu kapsamda özellikle üniversiteler bu konudaki çalışmalara özendirilmelidir. Üniversiteler diğer paydaşlarla kurulan ortaklıklarla Türk madenciliğine uygun UMS ve UY'leri hazırlama konusunda öncü olmalıdır.

Ülkemizde mesleki standartlar madencilik sektörü altına genel konular şeklinde oluşturulmuştur. Madenciliğin güvenli ve verimli bir şekilde yapıldığı ABD ve Avustralya örneklerine bakıldığında ise hazırlanan standart ve yeterliliklerin metal madenleri, kömür madenleri, sondaj işleri ve taş ocakları gibi ayrı eğitim paketleri halinde oluşturulduğu görülmektedir (Knight ve Mlotkowski, 2009; Bowman ve McKenna, 2016; MSHA, 2017). Ülkemiz için oluşturulacak sistemde, madenlerimizi yer altı ve yer üstü madenleri olmak üzere iki ana gruba ve sonrasında kömür, metal ve endüstriyel hammaddeler ve mermer ve taş ocakları gibi alt gruplara ayırmak hem yeterliliklerin hazırlanması hem de eğitimlerin verilmesi konusunda işleri kolaylaştıracaktır.

Eğitimlerin Verilmesine Yönelik Öneriler

Yeni kurulmakta olan Türkiye sistemi için ilk etapta, verilecek eğitimler konusunda işçilerin çalıştığı işyerlerini aktif olarak kullanmak yararlı olacaktır. Bu süreçte eğitimlerin UMS ve UY'lere uygun bir biçimde verilip verilmediği MYK'nin görevlendireceği kişiler tarafından kontrol edilebilir.

Geçiş sürecini, ABD ve Avustralya'da uygulanan sistemleri örnek almak suretiyle hızlandırabilmek mümkün olacaktır. ABD'de MSHA tarafından yetkilendirilmiş kişiler belirlenen kursları, eğitimi talep eden işyerlerinde verebilmektedirler (MSHA, 2018). Böylelikle tek bir kişinin seyahati ile çok sayıda çalışan kendi işyeri ortamlarında almaları gerekli olan eğitimleri tamamlayabilmektedir. Yine aynı şekilde Avustralya'da onaylı eğitim kurumları (Registered Training Organisations, RTO) işyerlerinin talepleri doğrultusunda eğitimleri talep eden işyerlerinde verebilmektedir. Böylece RTO'ların diğer RTO'lar ve RTO olmayan eğitim kuruluşları ile ortaklık yaptığı sistem Türkiye'de uygulanabilir. Yetkilendirilmiş belgelendirme kuruluşları akredite olmayan eğitim kurumlarıyla anlaşmalar gerçekleştirerek eğitimin akredite bir şekilde verilmesini sağlayabilirler (Leary, 2005; Anon(d), 2015).

Eğitimlerin verilmesi sırasında sadece yazılı/basılı materyallerden yararlanılmamalıdır. Bireysel ve çalışma gruplarıyla yapılan uygulamalar da gerçekleştirilmelidir. Oluşturulacak çalışma grupları kursiyerlerin hem birlikte çalışma yetisini geliştirecek hem de karşılaşılan bir sorunun çözümü sırasında farklı bakış açılarından yararlanabilmesini sağlayacaktır. Uygulamalı eğitimleri, en üst düzeyde güvenli ve uzun zamanda daha az maliyetli hale getirmek için, sanal/artırılmış gerçekliğin kullanılması faydalı olacaktır. Bu sistemlerde bir acil durum veya kaza anını bilgisayar ortamında oluşturmak mümkün olmaktadır. Bilgisayar ortamında oluşturulan bu tür senaryolar daha sonra sanal gerçeklik sistemleriyle kursiyerlere aktarıldığında, kursiyerler bu durumlarda nasıl davranmaları ve ne yapmaları gerektiğini birebir yaşıyormuşçasına uygulamalı olarak öğrenebilmektedirler. Aynı şekilde geliştirilen artırılmış gerçeklik sistemleriyle bir yangın durumu oluşturulup kursiyerlerin bu yangına uygulamalı olarak müdahale etmesi mümkün olabilmektedir. Gerçekte çok tehlikeli olan bu durumların eğitimi, sanal ve artırılmış gerçeklik sistemleriyle tehlikesiz bir şekilde ve uygulamalı olarak verilebilmektedir. Uygulama yapılarak öğrenilen bilgiler, okunarak öğrenilen bilgilere göre çok daha kalıcı olmaktadır. Bu yüzden ülkemizde de verilecek eğitimlerde mutlak surette teknolojik gelişmelerden yararlanılmalıdır.

Eğitimlerin verilmesi hususunda üniversitelerin maden mühendisliği bölümlerinde bulunan akademisyenlerin de sürece katkıları çok yararlı olacaktır. Son yıllarda ülkemizde birkaç üniversite hariç maden mühendisliği bölümleri kontenjanlarını dolduramamaktadır. Bu nedenle bu bölümlerde okuyan öğrenci sayısı oldukça azdır. Çok az öğrenci tarafından tercih edilen ve maden mühendisliği alanında çok değerli personel ve imkanlara sahip bu bölümlerin sektör için verilecek eğitimlere yönlendirilmesi hem geçiş sürecindeki eğitim kalitesini arttıracak hem de üniversitelerde sahip olduğumuz kaynakların verimli bir şekilde kullanılmasını sağlayacaktır. Bunun için üniversiteler, TÜRKAK akreditasyonu alması yönünde teşvik edilmelidir. Akreditasyonunu tamamlayan üniversiteler ile birlikte hazırlanan ve verilen eğitimler özellikle sistemin ilk zamanları için kalite açısından büyük yararlar sağlayacaktır.

Eğitimin Değerlendirilmesi, Sınav ve Belgelendirmeye Yönelik Öneriler

Madencilerin eğitimi ve eğitimlerin değerlendirilmesindeki esas amaç, eğitim ile birlikte elde edinilmesi beklenen çıktıların kazanılmasını sağlamaktır. Eğitimin amacına ulaşması ancak bu çıktıların sağlanması ile mümkün olacaktır.

Önceki bölümde belirtilen, işyerlerindeki uzmanlar tarafından UMS ve UY'lere uygun olarak verilen eğitimlerin, değerlendirmesinin ve sınavının yapılarak belgelendirilmesi işlemi MYK'nın görevlendirdiği veya akredite olmuş kurumlar tarafından yapılmalıdır. Akredite olan kurum/kuruluşlar tarafından yapılsa bile verilen eğitimlerin ve yapılan belgelendirmelerin MYK tarafından görevlendirilen uzmanların gözetiminde yapılması belgelendirme sürecinin daha güvenilir bir halde işlemesini sağlayacaktır. Sistemin sıkı bir şekilde kontrol edilmesi kurulan bu eğitim ve belgelendirme sisteminin ölü doğmasını engelleyecek, her kurum ve kuruluşu belgelendirme konusuna daha ciddi bir şekilde yaklaşmasını sağlayacak ve sistemin istismar edilmesini önleyecektir.

Sınavlar ve değerlendirmeler sadece elde edilmesi istenen çıktıların kazanılıp kazanılmadığını denetleyen yapılar olarak değil, aynı zamanda bu çıktıların kazanılabildiği yapılar olarak tasarlanmalıdır.

Eğitimlerin verildiği esnada oluşturulacak çalışma grupları gibi, değerlendirme aşamasında da çalışma grupları oluşturulup adayların performans değerlendirilmesi yapılmalıdır. Yine aynı şekilde kullanılacak sanal ve artırılmış gerçeklik uygulamalarında adayların müdahale şekilleri ve davranışları, eğitimlerin değerlendirilmelerinde kullanılması gereken kriterlerden olmalıdır. Bu sayede adayların eğitim sırasında hedeflenen çıktıları elde edip edemedikleri uygulamalı olarak görülebilecektir.

SONUÇ

Türkiye'de uygulanan sistem incelendiğinde, sistemin henüz kurulma aşamasında olduğundan geliştirilmesi gereken yönlerinin çok fazla olduğu görülmektedir. Resmi olarak 2015 yılında kurulan Türkiye Yeterlilikler Çerçevesi'nin (TYÇ) teknik altyapı olarak dünyadaki diğer yeterlilik çerçevelerinin standartlarına uygun bir şekilde hazırlandığı görülmektedir. Aynı şekilde Mesleki Yeterlilik Kurumu (MYK) bünyesinde hazırlanan, Ulusal Mesleki Standartlar (UMS) ve Ulusal Yeterlilikler'in (UY) hazırlanma aşamaları yine uluslararası standartlara uygun olacak şekilde yürütülmektedir. Ancak, UMS'ler oluşturulurken hazırlanan meslek haritalarının yetersiz olduğunu söylemek yanlış olmayacaktır. Meslek haritaları çıkarılırken yapılan çalıştayların kapsamından dolayı, belirlenen meslek sayısının yetersiz kaldığı düşünülmektedir. MYK'nın düzenlediği meslek haritalarının çıkarılması çalıştaylarında, madencilik sektörünün tek bir grup altında değerlendirildiği görülmektedir. Meslek haritası çıkarılırken yer altı madenciliği, yer üstü madenciliği, kömür madenleri, metalik madenler, mermer ve taş ocakları, cevher hazırlama gibi alt gruplar, ayrı çalışma grupları ile belirlenmediğinden, sayılan alt gruplarda eksiklikler görülmektedir. Bu konuda özellikle metal madenlerinde yapılması gereken meslek tanımlamalarının yeterli bir kapsamda olmadığı tespit edilmiştir. Hazırlanan standartlar en fazla TYÇ 5. seviyeye kadar olan seviyeleri kapsamaktadır. Bu seviye ön lisans eğitimine karşılık gelmektedir. Kısacası, TYÇ içerisinde madencilik ile ilgili olarak 6., 7. ve 8. seviyelerde, yani madenlerin yönetim kademeleri için oluşturulmuş özel meslek tanımlamaları yer almamaktadır. Mevcut yasalar gereği çok büyük sorumlulukları bulunan yönetici kademelerinin mutlak surette sertifikalandırılmaları gerekmektedir.

Madenlerimizde güvenli ve verimli bir çalışma yapılmasının ön koşulu, iyi eğitilmiş, yapacağı işi hem güvenli hem de etkili bir şekilde gerçekleştiren insan gücüne olan ihtiyacın giderilmesidir. Teknolojinin tek başına transfer edilerek uygulanması, eğitilmiş bir işgücü oluşturmadan sorunları çözmeyecektir. Şüphesiz, eğitimin etkilerini kısa sürede görmek mümkün olmayacaktır. Bu nedenle, madencilik sektörümüzün gelişmesine yönelik olarak ilk ve en önemli adımın etkin ve verimli bir şekilde işleyen eğitim sisteminin oluşturulması olduğu düşünülmektedir.

Yapılan çalışmada sistemdeki eksikliklerin en kısa zamanda giderilebilmesi için önerilerde bulunulmuştur. Bu öneriler kısaca aşağıda sıralanmaktadır:

1. Sayıları yetersiz olan UMS ve UY'ler en kısa zamanda madenciliğin ileri seviyede yapıldığı ülkeler düzeyine çıkarılmalıdır. (Bu sayı Avustralya'da 500'ün üzerindedir.)
2. UMS ve UY'leri kısa sürede hazırlayabilmek için sektör paydaşlarının bir araya getirildiği projeler üretilmelidir.
3. Üniversiteler hem UMS ve UY'lerin hazırlanması hem de mesleki kursların verilmesi konusunda aktif rol oynamaları için teşvik edilmelidir.
4. Hazırlanacak eğitimler yer altı ve yer üstü madenleri şeklinde iki ana sınıfa ve devamında alt gruplara ayrılarak hazırlanmalıdır.
5. Madenler; kömür, metalik ve endüstriyel hammaddeler ve mermer ve taş ocakları gibi çıkarılan cevhere göre sınıflandırılarak bunlara özgü eğitim paketleri oluşturulmalıdır.
6. Mevcut durumda bir işletmedeki çalışanların yeni sisteme göre sertifikalandırılması en kısa sürede gerçekleştirilmelidir.
7. Mevcut sistemde çalışanları sertifikalandırmak için işverenlerden ve işyerlerinde çalışan uzmanlardan eğitimin verilmesi konusunda yararlanılmalıdır.

8. Diğer ülkelerde uygulanmakta olduğu gibi, onaylı eğitimcilerin işyerlerine gidip yerinde eğitim vermesi sağlanmalıdır.
9. Akreditasyonunu sağlamış yetkilendirilmiş belgelendirme kuruluşlarının farklı eğitim kuruluşlarıyla ortaklık yapmasına olanak sağlanarak sertifikalandırma süreci hızlandırılmalıdır.
10. Sadece okumaya bağlı değil uygulamaya da yönelik olan eğitim şekilleri hayata geçirilmelidir. Bu konuda gerekli donanıma sahip eğitim ve sınav merkezlerinin açılması sağlanmalıdır.
11. Eğitimlerin verilmesi konusunda sanal ve artırılmış gerçeklik teknolojilerinin kurulması teşvik edilmelidir.
12. Özellikle az sayıda öğrencisi olan üniversitelerin maden mühendisliği bölümleri, mesleki eğitim vermeleri konusunda teşvik edilmelidir.
13. Eğitimlerin sadece işçi seviyesinde değil, gelişmiş ülkelerde olduğu gibi mühendis ve yönetici düzeyinde de hazırlanıp verilmesi sağlanmalıdır.
14. Sistemin uygulanması sıkı bir şekilde kontrol edilip, istismar edilmesi önlenmelidir.
15. Meslek haritalarının yeniden çıkarılmasıyla belirlenecek öncelikli meslek grupları için hazırlanacak meslek standartları ve yeterlilikleri konusunda üniversitelerin ilgili bölümlerinde tez çalışmalarının yapılması desteklenmelidir.

KAYNAKLAR

Anon(a), (2019). Ulusal Meslek Standartları. Retrieved from https://www.myk.gov.tr/index.php/en/ulusal-meslek-standard-ana.

Anon(b), (2019). Mesleki Yeterlilik Kurumu Portal. Retrieved from http://portal.myk.gov.tr/index.php

Anon(c), (2019). Ulusal Yeterlilikler. Retrieved from https://www.myk.gov.tr/index.php/tr/ulusal-yeterlilik-tanm-ve-cerii.

Anon(d), (2015). Department of Education and Training, Canberra, Standards for Registered Training Organisations (RTOs). Retrieved from https://www.legislation.gov.au/Details/F2017C00663.

Arslan, K. (2014). Mesleki Yeterlilik Sistemi Çerçevesinde Türkiye'de Kurulan Personel Belgelendirme Merkezlerinin Sürdürülebilirliğinin Sağlanmasında Tanıtım Çabalarının Rolü ve Önemi. "İş, Güç" Endüstri İlişkileri Ve İnsan Kaynakları Dergisi, Cilt 16 Sayı 2, 40-63.

Bowman, K., McKenna, S., (2016). The Development of Australia's National Training System: A Dynamic Tension Between Consistency and Flexibility, NCVER, Adelaide.

ISC, (2004). Australian Government Department of Education, Employment and Workplace Relations, Skills DMC National Industry Skills Council. MNC04 Coal Training Package, Version Number:2. Australian Training Products Ltd., Melbourne.

ISC, (2005). Resources and Infrastructure Industry Skills Council Ltd.. MNM05 Metalliferous Mining Training Package. Australian Training Products Ltd., Melbourne.

ISC, (2014). Australian Government Industry Skills Councils, RII09 Resources and Infrastructure Industry Training Package. Release: 3.2.

Knight, B., Mlotkowski, P., (2009). An Overview of Vocational Education And Training İn Australia And İts Links To The Labour Market, NCVER, Adelaide.

Leary, C, (2005). Training Package Development Handbook, Australia Department of Education. Science and Training & Australian National Training Authority. DEST, Canberra.

MSHA, (2017). Courses for MSHA and The Mining Industry. Retrieved from https://www.msha.gov/sites/default/files/Training_Education/course-catalog-2017.pdf.

MSHA, (2018). Mine Health and Safety Administration Training Programs and Courses. Retrieved from https://www.msha.gov/training-education/training-programs-courses.

Öcalan, T., (2016). Mesleki Yeterlilik Sistemi Kapsamında Cbs Uzmanlığı Ve Cbs Operatörlüğünün Yasal Açıdan Değerlendirilmesi. 6. Uzaktan Algılama-CBS Sempozyumu, 5-7 Ekim, Adana.

Resmi Gazete (Sayı 26312), (2006). Mesleki Yeterlilik Kurumu Kanunu,. Retrieved from http://www.resmigazete.gov.tr/eskiler/2006/10/20061007-1.htm.

Resmi Gazete (Sayı: 29581), (2016). Türkiye Yeterlilikler Çerçevesine Dair Tebliğ (02.01.2016). Retrieved from http://www.resmigazete.gov.tr/eskiler/2016/01/20160102-3.htm.

SGK, (2018). Sosyal Güvenlik Bakanlığı İstatistik Yıllıkları. Retrieved from http://www.sgk.gov.tr/wps/portal/sgk/tr/kurumsal/istatistik/sgk_istatistik_yilliklari.

US Department of Labor (2017). National Census Of Fatal Occupational Injuries In 2016. News Release Bureau of Labor Statistics.