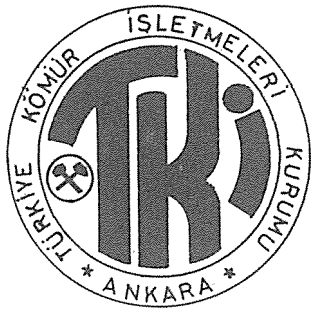
TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI YAYINI

Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik

12. Kongresi

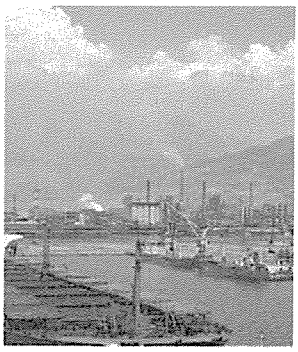
13-16 Mayıs 1991 - Ankara

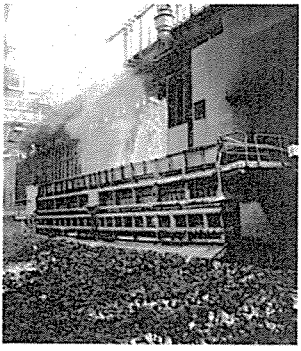
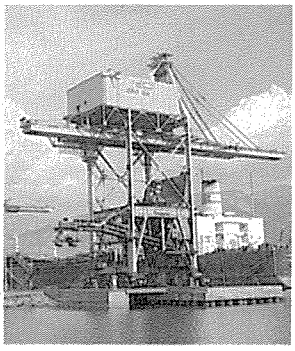
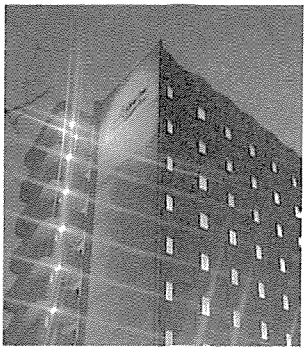


TÜRKİYE KÖMÜR İŞLETMELERİ KURUMU GENEL MÜDÜRLÜĞÜ

1991 YILINDA 42 MİLYON TON
LİNYİT - ASFALTİT ÜRETİMİ VE
150 MİLYAR TL. YATIRIM HEDEFİ
İLE YURT HİZMETİNDE

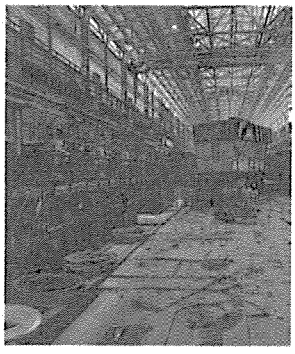
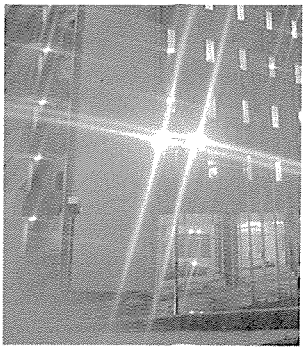
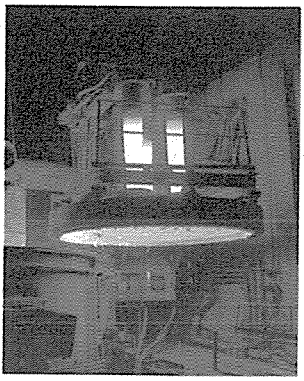
TESHİN, SANAYİ VE TERMİK
SANTRALLARIN KÖMÜR İHTİYACINI
KARŞILAYAN EN BÜYÜK KURULUŞ



Türkiye'de
Demir ve Çelik:

Üretim
Tasarım
İmalat
Montaj

SICAK HADDELENMİŞ UZUN ÜRÜNLER
BLUM, KÜTÜK, İNŞAAT DEMİRLERİ, KÖŞEBENTLER VE PROFİLLER•DEMİR-ÇELİK VE DEMİR DIŞI DÖKÜMLER•HER CİNS TASARIM, MÜHENDİSLİK VE DANIŞMANLIK HİZMETLERİ•ÇELİK KONSTRÜKSİYON YAPILARIN İMALAT VE MONTAJI, AĞIR TEÇHİZAT, KÖPRÜ, RADYO-TV ANTEN DİREKLERİ•MAKİNA VE TEÇHİZAT ÜRETİMİ•ANAHTAR TESLİMİ ENDÜSTRİYEL TESİSLER

TÜRKİYE DEMİR ve ÇELİK
İŞLETMELERİ GENEL MÜDÜRLÜĞÜ

Ziya Gökalp Caddesi,
No: 80 Kurtuluş/ANKARA
Tel: (4) 135 49 00 (44 Hat)
Fax: (4) 134 47 05 - 06
Telex: 443 67 sdc.tr. - 44368 deis.tr.

Nadir AVŞAROĞLU
Metalik Malzeme Araştırmalar
Birim Yöneticisi

TÜRKİYE MADENCİLİK BİLİMSEL ve TEKNİK 12. KONGRESİ

13 - 16 Mayıs 1991
ANKARA

TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ
ODASI

ISBN 975 - 395 - 027 - 6

OFSETE HAZIRLIK
DENK AJANS
231 71 74 - ANKARA

Nadir AVŞAROĞLU
Metalik Malzeme Araştırmalar
Birim Yöneticisi

Madenciliğimize; üretimden öğretime kadar çeşitli kademelerde emek veren, bağımsız ekonomik-siyasi politikaların madencilik sektöründeki savunucusu Maden Yüksek Mühendisi **H. Tahsin YALABIK**'ın anısına...

TMMOB
MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI
YÖNETİM KURULU

Başkan	: M. Fikret ÖZBİLGİN
Başkan Yrd.	: Dinçer KARA
Yazman	: Alpaslan ERTÜRK
Sayman	: Saffet DURAK
Üyeler	: Tayfun ÖZUSLU
	Turhan ÜNVER
	Veli ÜNAL

KONGRE BAŞKANI

Doç.Dr. Suha NİZAMOĞLU
ETİBANK Genel Müdürü

KONGRE YÜRÜTME KURULU

Başkan	: Asım KUTLUATA
Başkan Yrd.	: Doç.Dr. Ahmet DEMİRCİ
Yazman	: Özcan Y. GÜLSOY
Üye	: Saffet DURAK

DANIŞMA KURULU

Dr. Erdemir KARAKAŞ	Başbakanlık Başdanışmanı
M. Ziya GÖZLER	MTA Genel Müdürü
Yusuf ÇEBİ	TKİ Genel Müdürü
Dr. C. Sencer İMER	TDÇİ Genel Müdürü
Zekai AKÇAN	TTK Genel Müdürü
Rıfat KONT	KBİ Genel Müdürü
Aydın KESKİN	ÇİNKUR Genel Müdürü
Turhan ONUR	ERDEMİR Genel Müdürü
Ali ZEYBEK	DPT Yatırımları Teşvik Daire Başkanı
Prof.Dr.Senai SALTOĞLU	İTÜ Maden Mühendisliği Bölüm Başkanı
Prof.Dr. Gülhan ÖZBAYOĞLU	ODTÜ Maden Mühendisliği Bölüm Başkanı
Prof.Dr. Halim DEMİREL	HÜ Maden Mühendisliği Bölüm Başkanı
Prof.Dr. Mevlüt KEMAL	DEÜ Maden Mühendisliği Bölüm Başkanı
Yalım EREZ	Türkiye Odalar ve Borsalar Birliği Başkanı
Hasan Hüseyin KAYABAŞI	Türkiye Maden İşçileri Sendikası Başkanı
Şemşi DENİZER	Genel Maden İşçileri Sendikası Başkanı
Prof.Dr. Erdoğan YÜZER	Yurt Madenciliğini Geliştirme Vakfı Başkanı
Atilla YALÇIN	Türkiye Madenciler Derneği Başkanı
Tuğrul ERKİN	Alarko Holding
Yüceer GÖVER	ESAN
Nizamettin ÇOBAN	Çoban Şirketler Grubu
Selçuk KAYA	Demir Export
İsmet KASAPOĞLU	Etaş Madencilik
Yalçın GÜNAL	Gagat Madencilik
Prof.Dr. Yakup KEPENEK	ODTÜ İktisadi ve İdari Bilimler Fakültesi
Prof.Dr.Sinan SÖNMEZ	GÜ İktisadi ve İdari Bilimler Fakültesi
İcen BÖRTÜCENE	Ekonomist - Planlamacı
Murat TURAN	Maden Y. Mühendisi
Ömer YENEL	Maden Y. Mühendisi
Kadri YERSEL	Maden Y. Mühendisi
Tahsin YALABIK	Maden Y. Mühendisi
Muammer ÖCAL	Maden Y. Mühendisi
Sabri KARAHAN	Maden Y. Mühendisi
Doç.Dr. Tevfik GÜYAGÜLER	Maden Y. Mühendisi

SUNUŞ

Odamızca iki yılda bir düzenlenen Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik Kongrelerinde gündem, hiç bir zaman salt mühendislik disiplinine ilişkin konularla sınırlanmamış; yaşanan günün somut gerçeği ışığında biçimlendirilmeye özen gösterilmiştir. Bu çabalarda, madenciliğin gelişmesi ve toplum yararı hep çıkış noktası olmuştur.

Bilinçli tercihlerle madenciliğin iyiden iyiye görmezden gelindiği bir dönemde toplanan bu onikinci kongrede; madencilik bilim ve teknolojisindeki gelişmelerin aktarılmasının yanısıra, sektörün ekonomik ve toplumsal yapı içindeki yerinin sergilenmesi ve sürekli değişim içinde olan uluslararası ilişkilerin sektöre olası etkilerinin tartışma gündemine alınmasında yarar görülmüştür.

Bu çerçevede oluşturulan kongre programında, dördü yukarıda anılan amaca yönelik olmak üzere yurt içinden 32 bildiri, yurtdışından da 7 bildiri yer almıştır. Her biri yoğun emek, düşünce ve bilgi birikimi ürünü olan bu bildirilerin, tartışıldığı salonlarda ve bu kitabın sayfalarında kalmaması, madenciliğimize ve topluma yararlı hale dönüştürülmesi içten dileğimizdir.

Kongrenin oluşmasına çeşitli biçimlerde katkı koyan tüm kişi, kurum ve kuruluşlara teşekkür ederiz.

YÖNETİM KURULU

İÇİNDEKİLER

CONTENTS

1. **Eklemli Kaya Kütleleri İçindeki Yeraltı Açıklıkları İçin Entegre Bilgisayar Destekli Duraylık Analizi ve Kaya Saplaması Tasarımı** 1
Integrated Computer Aıded Stability Analysis and Rock Bolting Desing For Underground Excavation ın Jointed Rock Mass
R.N. SINGH, I. PORTER, D. CHEN

2. **Güney Afrika Yeraltı Kömür Ocaklarında Kazı Boşluklarının Boyutlandırılması ve Üretim Etüdü** 15
A Study on Underground Mining Dimensions and Production in South African Collieries
T.T OZAN, B. J MADDEN

3. **Madencilikte Hidrolik Dolgu** 29
Mining With Hydraulic Rockfill
L.J. CHEN

4. **Kendiliğinden Yanmaya Yatkınlığın Tayini** 41
Spontaneous Combustion Liability Contours
H.N. EROĞLU, M.J. GOUWS, H.R. PHILLIPS

5. **Yeraltı Kömür Ocaklarında Gaz ve Toz Patlamalarıyla Mücadele** 53
Combating of Explosions Hazards in Underground Coal Mines
K. LEBECKI, Z. KOBIELA, F. SWIERGOT

6. **Darbeli Delme İşleminde Veri Analizi ve Süreç İzlenmesi** 71
Process Monitoring and Data Analyzing for A Rotary Percussive Drill
Deyi JIAO

7. **Aşınmış Parçacıkların Boyut Dağılımı Yöntemi ile Makinalardaki Hasarın Önceden Belirlenmesi** 83
The Prediction of Machine Deterioration by Wear Debris Particle Size Distribution
Bilhan ELMACI, Michael John RICHARDS

8. **E.L.İ. Eynez Yeraltı Ocağında Mekanizasyon Uygulaması** 99
Application of Mechanisation At Eynez Colliery
Bahtiyar ÜNVER, Recep ÇETİNER, Cavit NAMLITÜRK, O. İlham YALMAN

9. **E.L.İ. Soma İşletmesi Darkale Yeraltı Ocağında İşletme Yöntemlerinin Karşılaştırılması** 117
The Comparison of Caving Methods in Darkale Underground Pit, E.L.İ. Soma District
Yavuz Selim İNCİ, Ali DERİN

10. **OAL Müessesesindeki Tamburlu Kesiciler ve Karşılaşılan Sorunlar** 133
Problems Encountered With The Drum Shears Employed in OAL
Osman Zeki HEKİMOĞLU

11. **Uzun Ayak Üretim Faaliyetlerinin Geliştirilmiş Yöntemlerle İzlenmesi ve Değerlendirilmesi** 147
Improved Monitoring and Evalutation Systems For Longwall Production Activities
Selami İSTANBULLUOĞLU

12- **Yeraltı Kömür Ocaklarının İyileştirilmesinin Esasları ve Gelik Projesine Uygulanması** 161
Fundementals of Rehabilitatiton for Underground Coal Mines and Their Application to The Gelik Project
Nuri Ali AKÇIN, Lothar HERRNKIND, Vedat DİDARİ

13- **Band Konveyör Tasarımında Bilgisayar Uygulamaları** 181
Computer Applications For Belt Conveyor Design
Mustafa TUNÇ, Ahmet ŞENTÜRK

14- **Bilgisayar Programı Kullanarak Kesit Yöntemiyle Rezerv Tahmininin Hüsamlar Kömür Sahasına Uygulaması** 197
Estimation of Coal Reserve in Hüsamlar Field With A Computer Programme Using Cross-Section Technique
Erkan ÇETİNER, İbrahim ONUR

15- **Masif Bakır Yataklarında Numune Aralığının Rezerv Tahmin Hatalarına Etkisi** 207
The Effect of Sample Spacing On The Reserve Estimation Errors
Ercüment YALÇIN

16- **OAL'de Olasıl Bir Yangında Azot Enjeksiyonu Uygulanabilirliği** 223
Applicability of Nitrogen İnjection At a Possible Mine Fire At Çayırhan Colliery
Çelik TATAR

17- **Tozun önemi, Meslek Hastalıkları ve Toz Yönetmeliği (Ülkemizdeki Durum)** 239
The İmportance of Mine Dust Professional Diseases and Legal Aspects in Turkey
Tevfik GÜYAGÜLER

18- **Manyezit Artıklarının Manyetik Ayırıcılarla Zenginleştirilmesi** 253
Beneficiation of Magnesite Tailings By Means of Magnetic Separators
Salih ERSAYIN, Ş. Levent ERGÜN, Özcan Y. GÜLSOY

19- **Susuz, Karışık - Susuz ve Karışık - Sulu Ortam Çözücüleri ve Mineral Endüstrilerindeki Önemleri** 265
The İmportance of Non-Aqueous, Mixed Non - Aqueous and Mixed - Aqueous Solvents in Minerals İndustries
İsmail GİRGİN

20- **Demir Cevherlerimizin Yüksek Fırın Bazında Kullanılabilirliklerinin İncelenmesi** 277
An İnvestigation İnto The Utilization of Turkish İron Ores Under Different Blast Furnace Conditions
Vedat ARSLAN, Mevlüt KEMAL, Orhan SEMERKANT

21- **Antimuan ve Arsenik İçeriklerinin Sülfürlü Konsantrelerden Sodyum Sülfür Özütlemesi ile Uzaklaştırılması** 291
Removal of Antimony and Arsenic From Sulphide Concentrates By Sodium Sulphide Leaching
Mustafa YALÇIN, A. İhsan AROL, İrfan BAYRAKTAR

22- **Etibank Ergani Bakır İşletmesinde Yığın Liç Çalışmaları - III** 303
Heap Leach Studies III İn Ergani Copper Works
Mehmet CANBAZOĞLU, Yakup CEBECİ, Nevzat ASLAN

23- **Yaş ve Kuru Öğütmenin Boyut Küçültme İşleminin Kinetik Parametreleri Üzerine Etkisi** 315
The Effect of Wet and Dry Grinding On The Kinetic Characterization of Size Reduction
Salih ERSAYIN, Bahadır AKSANI, Fatih ERKAL, Birol SÖNMEZ

24- **Seyitömer Bölgesi Kömürlerinin Yıkama Yoluyla Değerlendirilebilirliklerinin Etüdü** 331
An İnvestigation for The Utilization of Seyitömer Coal By Washing
Orhan SEMERKANT, Mevlüt KEMAL, Atilla EROĞLU, Vedat ARSLAN

25- **Modern Sübsidans Hesaplama Yöntemleri ve Erzurum - Oltu - Balkaya Ocağında Uygulanması** 343
Modern Subsidence Calculation Methods and İts Application At Erzurum - Oltu - Balkaya Colliery
Halil KÖSE, Turgay ONARGAN

26- **Monolitik Dolgu Teknikleri ve Malzeme Mekanik Özelliklerinin Laboratuvar Çalışmaları ile Bulunması** 359
An İnvestigation İnto Monolithic Pump Packing Systems and Laboratory Strength of Materials
Bahtiyar ÜNVER

27- **TTK Asma İşletmesi Kömür Çevre Kayaçlarının Kazılabilirliği** 377
The Cuttability of TTK Asma Mine Coal Measures Rocks
Halil ARI

30- **Jeofizik Yöntemler ile Manyezit Aramaları** 389
Magnesite Exploration by Geophysical Methods
Istvan G. FARKAS, Mihaly VARGA, Ahmet Tuğrul BAŞOKUR

31- **Ankara Andeziti Kırılma Tokluğunun Araştırılması** 403
An İnvestigation on The Fracture Toughness of Ankara Andesite
Nejdet KÖKSAL

32- **Manyezit İşletmeleri Yüklenici Firmaları İçin Başabaş Üretim Miktarı Kestirimi** 417
Breakeven Output Estimating For The Contracting Firms of Magnesite Mines
Adnan KONUK

33- **3.000.000. Ton/Yıl Üretim Kapasiteli Bir Kalker Ocağı İçin Ekonomik Üretim Yönteminin Seçimi** 429
The Selection of The Economical Mining Method For A Limestone Quarry With A Capacity of 3.000.000 Tpy
Halil KÖSE, Necip TERZİBAŞIOĞLU, Yalçın ÇEBİ, Selçuk ERBAKAN

34- **Finans Kiralama: Madencilik Yatırımları için Alternatif Finansman Kaynağı** 445
Financial Leasing: An Alternative Source of Finance For Mining İnvestments
İrem KARABAŞ, Neş'e ÇELEBİ

35- **K.B.İ. A.Ş. Murgul İşletmesi Açık Ocaklarında Yeni Kullanılan Bulamaç (Emulsion) Patlayıcı ve Ateşleme Sistemlerinin İncelenmesi** 455
An İnvestigation of New Emulsion Explosives and Ignition Systems Which Are Used İn Open Pits of Murgul - K.B.İ.
Selim ALTUN, Hilmi DİNÇER

36- **Barton Q - Kayaç Sınıflamasının Patlayıcı Miktarı Hesabında Kullanılabilirliğinin Araştırılması** 471
İnvestigation of The Barton's Q-Rock Classification Applicability In The Calculation of Explosive Amount
Ahmet Erdal OSMANLIOĞLU, Seyfi KULAKSIZ

37- **Uluslararası Sermaye Birikiminin Azgelişmiş Ülkelerdeki Birincil Enerji Kaynakları Dışındaki Maden Ürünleri Üzerindeki Etkisi** 483
Influence of İnternational Capital Accumulation On Non - Fuel Minerals and Metals
Sinan SÖNMEZ

38- **Avrupa Topluluğuna Şirket Alımı Olayının Sermayenin Uluslararasılaşması Açısından Yorumu** 501
The Globalisation of Capital and The Takeover - Activity In The European Community : An İnterpretation
Çoşkun İÇÖZ

39- **Türkiye'de Madencilik Sektörü, Yabancı Sermaye ve Özelleştirme** 511
Mining Capital and Privatisation In Turkey
Oğuz OYAN

40- **Üniversite - Endüstri İşbirliği: Zonguldak Endüstri Destekleme Merkezi** 525
University - Industry Cooperation: Zonguldak Industrial Support Centre
Yadigar V. MÜFTÜOĞLU, Vedat DİDARİ, Hasan GERÇEK

41- **Madenciliğin Ekonomideki Yeri** 537
Mining Sector In Turkish Economy
Yakup KEPENEK

BİLDİRİLER

INTEGRATED COMPUTER AIDED STABILITY ANALYSIS AND ROCK BOLTING DESIGN FOR UNDERGROUND EXCAVATION IN JOINTED ROCK MASS

EKLEMLİ KAYA KÜTLELERİ İÇİNDEKİ YERALTI AÇIKLIKLARI İÇİN ENTEGRE BİLGİSAYAR DESTEKLİ DURAYLIK ANALİZİ VE KAYA SAPLAMASI TASARIMI

R.N. SINGH *
I. PORTER **
D. CHEN ***

ÖZET

Eklemli kaya kütlelerindeki kaya bloklarının duraylık analizi genellikle stereografik projeksiyon ile yapılmaktadır. Ancak, büyük miktarda yapısal verinin elle ve grafiksel yollarla işleme tabi tutulması gereksiniminden dolayı bu teknik zaman alıcı ve yorucu olmakta ve sonuçta elde edilen hassasiyet de sınırlı kalmaktadır. Bu bildiri, analitik yöntemleri kapsayan ve kişisel bilgisayardan yararlanan yeni bir bilgisayar programını tanıtmaktadır. Bu bilgisayar destekli duraylık analizi ve kaya saplaması tasarımı yaklaşımı stereografik tekniğe dayanmakta olup, hakim olan eklem takımlarını istatistiksel analizle belirleyebilmekte ve en uygun kazı doğrultusunu seçebilmektedir. Böylece, duraysız kaya bloklarının büyüklüğü ve şekli belirlenebilmekte ve blokların duraysızlığı değerlendirilerek kaya saplamalarının uygulama şekli ve aralıkları tespit edilmektedir.

ABSTRACT

Stability analysis of rock blocks in jointed rock mass is usually performed by means of stereographic projection. However, this technique is considered to be time-consuming and tedious because a large amount of structural data are to be processed by manual and graphical means and conseqently, the accuracy attained is limited. This paper presents a new computer program incorporating analytical procedures and utilizing a personal computer. This computer-aided stability analysis and rock bolting design approach is based on the stereographic projection technique and capable of determining dominant joint sets by statistical analysis, and selecting optimum excavation direction. Thus the size and shape of the unstable rock block can be determined and instability of rock block can be assessed and pattern and spacing of rock bolting determined.

* Professor and Head, ** Lecturer and *** Visiting Fellow in the Department of Civil and Mining Engineering, The University of Wollongong, Northfield Avenue, Post Box: 1144, NSW 2500, Australia

1. INTRODUCTION

In jointed rock mass, potentially unstable blocks as defined by joint sets and free face are produced as a consequence of forming an underground excavation. It is considered that the shear strength of rock is sufficient to balance the gravity load acting on the block. However, the major problem of this approach is that unfavourable combination of joint sets will form a series of rock blocks which will possibly fall from roof due to gravity or slide along joint planes. Therefore, the first problem faced by engineers is to find major structures in an area of concern and carry out statistical analysis. From this analysis the dominant joint sets may be determined based on the stereographic projection technique. Thus the size and the shape of the potential unstable blocks can be determined according to the position of the joint sets in space and hence the bolting design can be devised. (Sun and Gu; 1980, Hoek and Brown; 1980, Priest; 1985, Brady and Brown; 1985, Singh et al; 1983). However this technique is time consuming and tedious because of the manual analysis of a large set of data.

Recently various techniques have been developed to solve this problem including the vector approach (by Croney et al; 1978, Hoek and Brown; 1980, Warburton; 1981, Leung; 1990) and the block theory (used by Shi and Goodman; 1983, Goodman and Shi; 1985) which are being increasingly recognised by engineering world. Because of the complicated mathematical formulae used in the above techniques recourse is usually taken by practical engineers to adopt the simple and traditional stereographic projection technique aided by personal computers. Zhang and Tong (1988) have presented a computerized method of statistical analysis by using Wulff stereographic projection, by which the major structures are determined. A major limitation of the above technique is that the contour of pole concentration could not be produced and no attempt was made to integrate the stability analysis with rock bolting design. In this paper a computer aided stereographic projection approach is presented, by which statistical analysis for the determination of dominant joint sets, stability analysis, rock bolting design and optimization of excavation direction can be performed in one operation.

2. STATISTICAL ANALYSIS

In the stereographic analysis, there are two kinds of projections commonly used, equal area projections and equal angle projections. There are no significant advantages in using either method, but equal area projection has been used throughout this paper for the statistical analysis and graphical presentation of the structural data. In

order to obtain basic data for the stereographic analysis, it is necessary to survey the structural features in the rock mass by *in situ* investigation using scan line technique.

2.1 Coordinate of poles

According to the principle of stereographic projection, as shown in Figure 1, the distance r from pole P to the centre O of the little circle or basic circle can be found by equation (1).

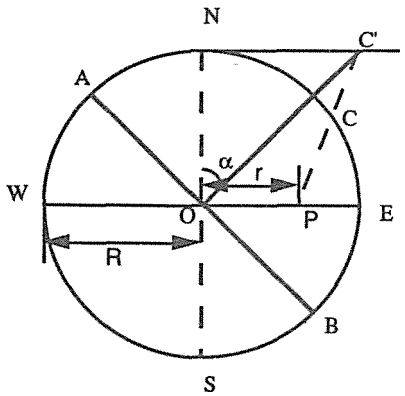


Figure 1. The distance from pole p to centre of basic circle

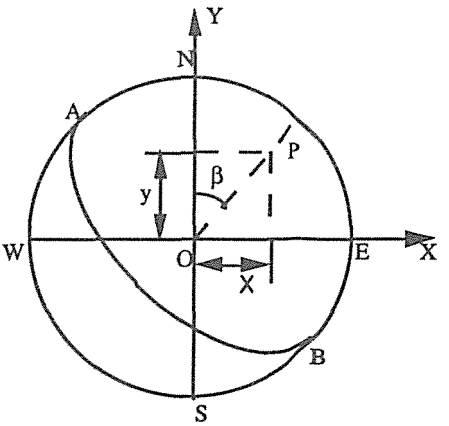


Figure 2. Coordinate of pole

$$r = \sqrt{2}\, R \,\mathrm{Sin}\,(\alpha/2) \qquad \cdots (1)$$

Where, r is the distance from a pole P to the centre O of the basic circle. R is the radius of the basic circle. α is the dip angle of a joint.

In the coordinate system shown in Figure 2, the coordinate of any pole in basic circle is given by equation (2).

$$\left.\begin{aligned} X_i &= r \cos (90^\circ - \beta) \\ Y_i &= r \sin (90^\circ - \beta) \end{aligned}\right\} \qquad \ldots(2)$$

Where β is dip direction of joints in clockwise order from the North.

Substituting equation (1) into equation (2), the coordinate of the pole presenting any joints in basic circle is found by equation (3).

$$\left.\begin{aligned} X_i &= \sqrt{2} R \sin (\alpha/2) \cos (90^\circ - \beta) \\ Y_i &= \sqrt{2} R \sin (\alpha/2) \sin (90^\circ - \beta) \end{aligned}\right\} \qquad \ldots(3)$$

Based on equation (3), it can be clearly seen that any structure may be expressed by a pole within the basic circle.

2.2 Pole Counting

A net and ruler as shown in Figure 3 is used for pole counting which consists

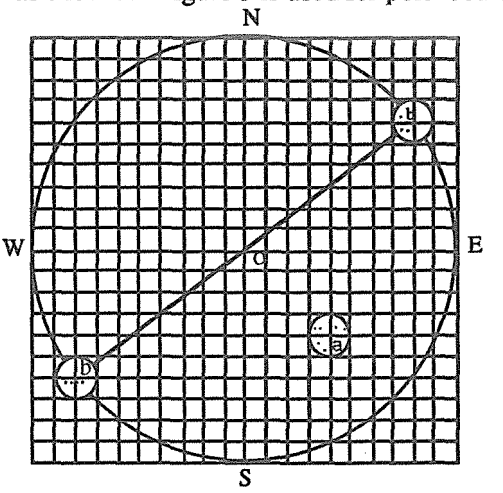


Figure 3. Net and ruler used in pole counting

of vertical and horizontal lines spaced at an interval of 1/20 of the radius R of the basic circle. As the pole counting is performed, the ruler a is so moved that the centre of the small circle, which is 1/10 of radius of the basic circle, coincides with the intersection points of vertical and horizontal lines on the counting net. Ruler b is used in fringe part and the poles within the circles of both ends are counted.The number of poles within the circles is taken as the pole density at the intersection point of the lines, which represents the pole concentration within 1% of the area of the basic circle. The interval between vertical lines or horizontal lines can be chosen freely. It is considered that if the interval is smaller, the analytical results are more accurate and more manual work is needed. However, this can be realized in a computer easily. The number of poles within the small circle are stored in a computer and recorded at the intersection points of the lines. A diagram of pole distribution and a contour of pole concentration are made. The latter is obtained by connecting the intersection point having the same pole number. Thus the dips and dip directions of the major joint sets can be determined based on the maximum pole concentrations.

3. STABILITY ANALYSIS

Once the major structures are determined, the stability analysis of potential unstable rock blocks can be carried out. However, only standard case of tetrahedral block which is defined by three natural planar joint sets and one free face is analysed although the number of the joints sets is not limited. In the stability analysis presented

in this paper, the coordinate system is established as indicated in Figure 4 where Y axis represents the direction of the axis of the excavation and equal angle projections is used to display and analyse structural data.

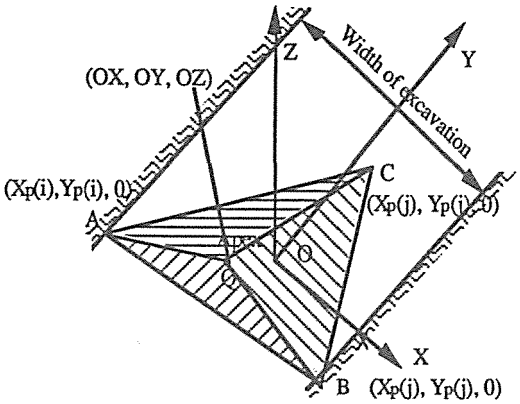


Figure 4. Coordinate system and shape of the block

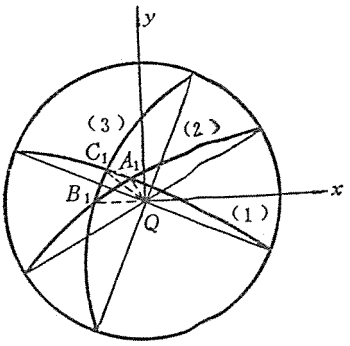


Figure 5. Stereographic projection of joint planes

3.1 Roof Failure Analysis

The contour plot can be transferred onto a meridional stereographic net and the great circles representing the joint planes is shown in Figure 5, from which dip direction and dip angle of a joint set can be clearly seen. From Figure 5, the slopes, k(i), k(j), k(k), of the projection of joint strike lines on xQy level can be obtained from the angle between the dip direction line and y axis. If the width of excavation, W, is given, from Figure 4 the coordinates of the intersection of strike lines of joint i and joint j on XOY level are X(i)=W/2, Y(i)=0, X(j)=-W/2 and Y(j)=K(i)W, K(i)=k(i). Therefore the coordinate, $(X_p(k), Y_p(k))$, of the intersection point of strike line of joint k and i can be obtained as equation (4).

$$\left.\begin{aligned} Y - Y(i) &= K(i)(X - X(i)) \\ Y - Y(k) &= K(k)(X - X(k)) \end{aligned}\right\} \qquad ...(4)$$

Where K(i)=k(i),K(j)=k(j) and K(k)=k(k). In fact, the coordinates (X(i),Y(i)), (X(j), Y(j)) and $(X_p(k),Y_p(k))$ are the coordinates of the wedge on free face, i.e. $X_p(i)=X(i)$, $Y_p(i)=Y(i)$,$X_p(j)=X(j)$,$Y_p(j)=Y(j)$.

From Figure 5 the central coordinates of the great circle, (x_i, y_i), are determined by equation (5) as follows:

$$\left.\begin{aligned} x_i &= R \tan\theta_i \sin\alpha_i \\ y_i &= -R \tan\theta_i \cos\alpha_i \end{aligned}\right\} \quad \ldots(5)$$

Where R is radius of basic circle, θ_i is dip angle of a joint and α_i is angle between strike line and Y axis. Similarly, coordinates (x_j,y_j) and (x_k,y_k) can be found. The coordinates, (x_i',y_i'), (x_j', y_j') and (x_k', y_k'), of the intersection points of three great circles within the basic circle are found by equation (6).

$$\left.\begin{aligned} (x - x_i)^2 + (y - y_i)^2 &= R_i^2 \\ (x - x_j)^2 + (y - y_j)^2 &= R_j^2 \\ (x - x_k)^2 + (y - y_k)^2 &= R_k^2 \end{aligned}\right\} \quad \ldots(6)$$

Where R_i, R_j and R_k are radii of the great circles. Clearly, if two joints are parallel, the great circles are not intersected within the basic circle and the strike lines are also not intersected and therefore the joints do not form a wedge. The slope of the projection of the intersection line of two joint planes, k_i', is found from the coordinates of their intersection in the basic circle.

$$k_i' = y_i' / x_i' \quad \ldots(7)$$

In a similar way, k_j' and k_k' are obtained.

In order to find the size of the wedge, it is essential to get the coordinate of apex, (OX,OY), on XOY level, which can be determined by equation (8).

$$\left.\begin{aligned} OY - Y(i) &= K_i'(OX - X(i)) \\ OY - Y(i) &= K_j'(OX - X(j)) \end{aligned}\right\} \quad \ldots(8)$$

From stereograghic projection, the dip θ' of the intersection line of two joint planes is calculated from equation (9).

$$\theta' = 90° - 2\arctan\left(\sqrt{x_i'^2 + y_i'^2}\,\right)/R) \quad \cdots(9)$$

Therefore, the coordinate OZ of the apex is found by equation (10).

$$OZ = \sqrt{((OX - Xp(i))^2 + (OY - Yp(i))^2)}\,\tan\theta\ SGN(Cs) \quad \cdots(10)$$

SGN(Cs) signifies that for SGN(Cs)=1 the block is located on the roof of the excavation and for SGN(Cs)= -1 the block is located under the roof. From the coordinates of A, B and C, $(X_p(i),Y_p(i))$, $(X_p(j),Y_p(j))$ and $(X_p(k),Y_p(k))$ and apex Q, (OX,OY,OZ), the shape of the block can be determined as shown in Figure 4 and the volume of the block is given by equation (11).

$$V=\frac{1}{6}\begin{vmatrix} Xp(i)-OX & Yp(i)-OY & Zp(i)-OZ \\ Xp(j)-OX & Yp(j)-OY & Zp(j)-OZ \\ Xp(k)-OX & Yp(k)-OY & Zp(k)-OZ \end{vmatrix} \quad \cdots (11)$$

3.2 Sidewall Failure Analysis

In order to determine the shape and the size of a wedge which may slide along a single joint set or along two joint sets on the sidewall, the figure of stereographic projection should be rotated through 90° about the axis of the excavation, i.e. Y axis. The trace of the joint sets in sidewall is determined by finding the dips θ'_i of the projection of these intersection lines. If the sidewall is vertical, the dip angle $\theta'i$ is given by following equation.

$$\tan\theta'_i = \tan\theta_i \cos\theta y_i \quad \cdots (12)$$

Where θy_i is angle between the excavation and the projection of strike line of the joint on XOY plane. Angles θ'_j and θ'_k can also be found in a similar way. Other steps in sidewall failure analysis are similar with those in the roof failure analysis.

3.3 Design of Rock Bolting

3.3.1 Resultant Force Acting on Wedge

Once the size of the wedge is determined, the next step is to evaluate the magnitude and direction of the resultant force acting on the wedge. For a free falling wedge from the roof of the excavation, the direction of the resultant force is vertically downwards and the resultant force T is given by the weight of the block W.

For a block sliding along a single joint set, the resultant force T is given by

$$T=W\cos\alpha_i \tan\phi_i + C_iF_i \quad \cdots(13)$$

For the block sliding along two joint sets, the resultant force T is given by

$$T=\frac{W\cos\gamma}{\sin\beta_{ij}}(\cos\beta_i\tan\phi_i+\cos\beta_j\tan\phi_j) + C_iF_i + C_jF_j \quad \cdots(14)$$

Where α_i is angle of inclination of the sliding plane i.

ϕ_i and ϕ_j are internal angles of friction of joint i and j respectively.

C_i and C_j are cohesions of sliding plane i and plane j respectively

γ is inclination angle of the intersection line of sliding plane i and j.

W is weight of the sliding block.

F_i and F_j are area of contact of sliding surface i and j of the wedge.

β_i and β_j are angles between joint plane i and j and vertical plane through their intersection line respectively.

β_{ij} is angle between joint plane i and j.

Obviously, the resultant force T is the bolting force required to stabilize the wedge.

3.3.2 Sliding Failure

The judgement of sliding types of the wedge failure is made by means of vector approach which has been described elsewhere (Shi and Goodman, 1983). One of the key factor is to find the unique "lowest direction" i.e. sliding direction q, which may be $-\omega$ or q_i or q_{ij}. The sliding direction of wedge is determined as follows.

If $q=-\omega$, the wedge will fall freely under gravity loading directly from roof; if $q=q_i$, the wedge will slide along joint plane i; if $q=q_{ij}$, the wedge will slide along joint plane i and j.

3.3.3 Support Requirements

It is known that for a free falling wedge directly from the roof of the excavation, the support mechanism of rock bolts is to suspend unstable rock blocks. The number of bolts required to support the block is given by equation (15) as follows.

$$NT = \frac{K\,T}{\sigma_t\,F} \qquad \ldots (15)$$

Where K is the safety factor, σ_t is tensile strength of bolts, F is the cross sectional area of a bolt.

If the wedge is sliding along one or two joint planes, the shear strength of bolts is utilized to resist the sliding. The number of rock bolts mobilizing the shear force is calculated by equation (16). It should be noted that the bolts are installed vertically intersecting sliding joint planes.

$$NS = \frac{K\,T}{\sigma_s\,F} \qquad \ldots (16)$$

Where, σ_s is the shear strength of rock bolts

4. COMPUTER PROGRAM

The program is written in Quick Basic language which can be compiled and run directly in the DOS operative system. The program has been analysed in 3 nodules, a control program, statistical analysis and stability analysis modules. The

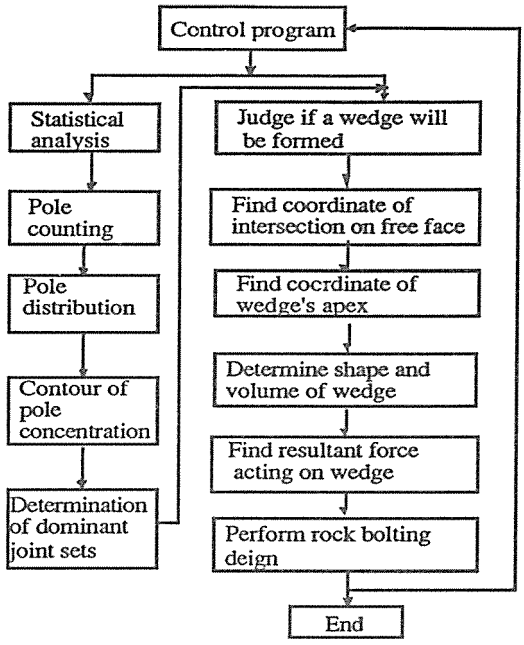


Figure 6. Main flow chart of the program

computer program has the capability of determining the dominant joint sets by statistical method, computing the optimum direction of excavation, and identifying the failure modes. Once the size and the shape of the unstable block is determined, the roof bolting pattern can be easily determined. In addition, if a plotter is connected to the computer, the results may also be displayed in graphical forms. The main features of the computer program are presented in a flow diagram shown in Figure 6.

5. ILLUSTRATIVE EXAMPLE

The whole process can be illustrated by an example based on data from a real case history. In a tunnelling project some 292 discontinuities were surveyed in a

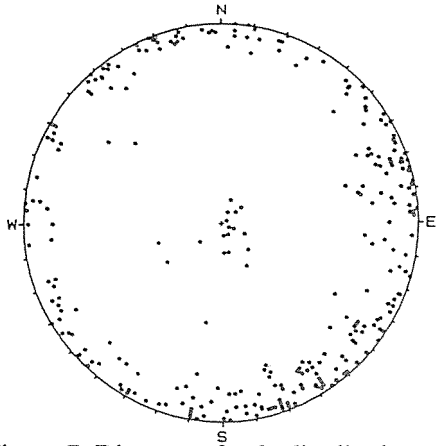


Figure 7. Diagram of pole distribution

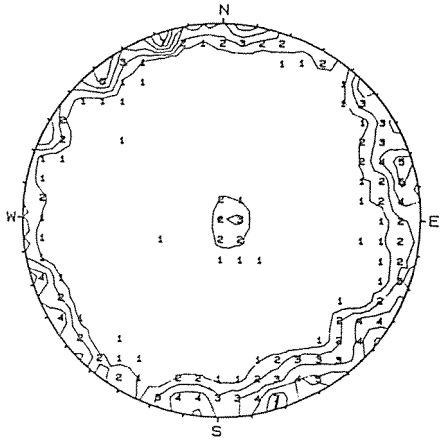


Figure 8. Contour of pole concentration

geological unit of coal measures rocks. The dips and dip directions of the joints are used as input data for the personal computer and figures are plotted in a 7475A plotter. The pole distribution and the summary of the statistical analysis in the form of the contour plot of pole concentrations are shown in Figures 7 and 8 respectively .

From Figure 7 and Figure 8, it can be seen that the dominant joint sets are determined based on the user's experiences. It can be shown that dip directions and dip angles of the dominant joint sets are 71/80, 143/86 and 163/83. The pole diagram

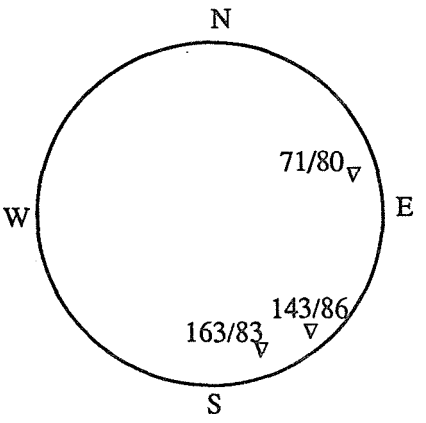


Figure 9. Diagram of the pole of three major joint sets

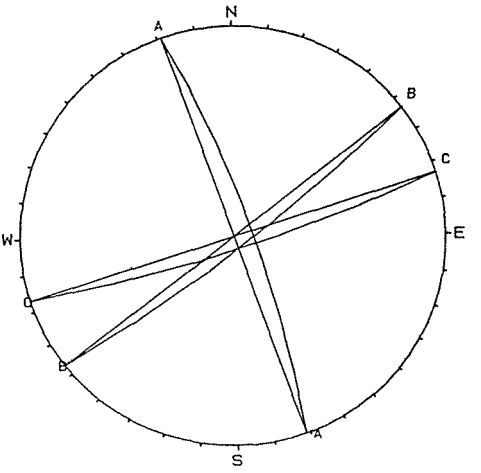


Figure 10. Stereographic projection of major joint sets

of the major joint sets is shown in Figure 9, from which the stereographic projections of these joint sets are plotted as shown i n Figure 10. The input data obtained for

Table 1. Parameters of dominant joint sets

Joint number	Dip angle	Dip direction	Cohesion (KN/sq. m)	Internal angle of friction
1	80°	71°	.01	33°
2	86°	143°	.02	28°
3	83°	163°	.04	30°

Table 2. Input data for stability analysis

Height of excavation (m)	10
Width of excavation (m)	10
Azimuth of excavation (°)	0-180
Shear strength of rockbolts (MPa)	512
Tensile strength of rockbolts (MPa)	312
Unit weight of rock mass (t/m^3)	2.7
Tensile strength of shotcrete (MPa)	1.0

stability analysis is presented in Tables 1 and 2.

From equations (4) to (10), the three dimensional coordinates of the wedge on the free face are calculated, which are (.2, -2.74,30), (5, 0, 0) and (-5, -1.2, 0), and the coordinate of wedge's apex is (-4.34, 2.16, 0). From these coordinates the shape of the wedge is given in Figure 11 and certainly the volume of the wedge can also be determined using equation (11).

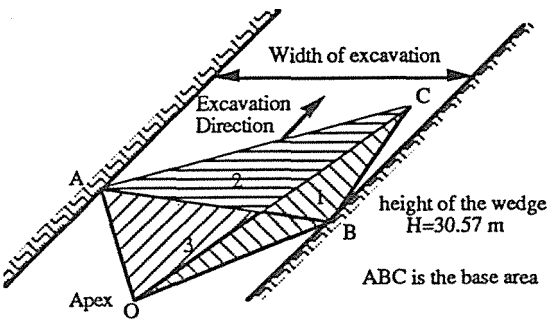


Figure 11. Plane View of the wedge

One of the main functions of the program is to determine the optimum orientation of the excavation. The relationship between the volume of falling wedge and the azimuth of the excavation is shown in Figure 12 which clearly illustrates that

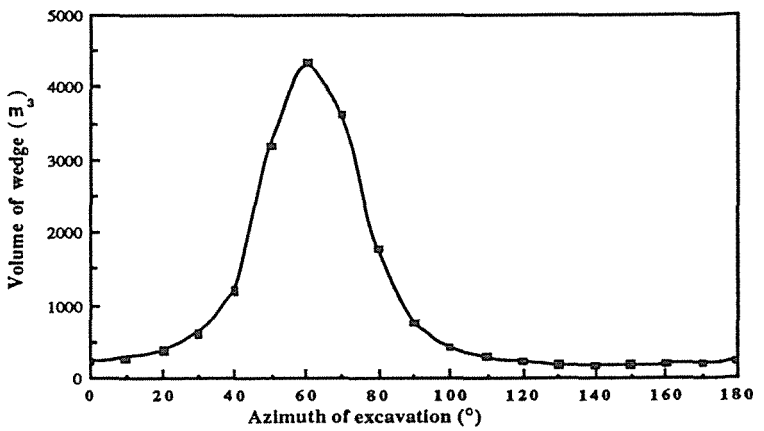


Figure 12. Relationship between wedge volume and azimuth of excavation

the wedge becomes dramatically larger for excavation direction in the azimuth range of 30°-100°. Therefore, the selection of excavation directions in this range should be avoided. On the other hand, the volumes are all less than 400 m^3 for excavation

directions in the azimuth range of 0-20° and 110°-180° and the selection of the excavation directions in this range is hence favourable.

In this illustrative example , if the azimuth of the excavation is chosen as 150°, the volume of the wedge to be supported by rock bolts will be 168 m^3. Assuming the diameter of rock bolts of 20 mm and the factor of safety of 2.0, 26 rock bolts will be required to stabilize the unstable wedge. If in addition shotcrete of 100 mm in thickness is added, 24 bolts will be required. However, if 30 mm diameter rock bolts are used instead of 20 mm in diameter bolts, in conjunction with 100 mm of shotcrete, the number of the bolts required will be reduced to 9.

6. DISCUSSIONS AND CONCLUSIONS

Stereographic projection technique is a valid method for forecasting the stability of potential unstable rock wedges in underground excavation. However, large amount of manual processing and reduction of structural data is necessary which is time consuming and tedious and limits makes the application of this technique rather limited. Computer aided stereograhic projection technique provides a new way to deal with this problem. After the basic data are collected, the whole design work can be quickly and accurately carried out on a personal computer . The program incorporates several modules; the main part of the program is used for the determination of major joint sets in geologically similar zones based on statistical analysis. The data for this method of analysis is obtained from the field investigation based on scan line survey technique. Moreover, the stability analysis incorporating the identification of failure modes, wedge falling directly from roof , sliding along single or two joint sets, and rock bolting design can be carried out. Consequently, the program is also used to select the optimum excavation direction, so that the formation of large wedges may be avoided. The use of personal computer makes this method of analysis versatile and rock bolting design in underground excavation acceptable to most designers.

However, this method of analysis can also have its limitations in its present state of development. In this technique the shape of potential unstable wedge is determined by three major pole concentrations on the stereographic net. When more than three major joint sets exists as in many occasions, it is necessary to determine the geometry of potentially smaller wedges to fail. The effect of underground water, seismic loading due to blasting and other forces acting on the unstable wedges which also influence the stability of rock blocks are difficult to quantify. Much further development and research work will be needed for a computer system which can take all these factors into consideration.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors are indebted to Mr D. Xu, a senior research assistant, and Mr Y. Li, a Ph D student, both of the Department of Civil and Mining Engineering, University of Wollongong for their assistance with computing.

REFERENCES

BRADY, B. H. G., BROWN, E. T., 1985; "Rock Mechanics for Underground Mining". George Allen and Unwin, London.

CRONEY, P., LEGGE, T. F., DHALLA, A., 1978; "Location of Block Release Mechanisms in Tunnels from Geological Data and the Design of Associated Support". Computer Method in Tunnel Design, London, pp97-119.

Goodman R. E., 1976; "Method of Geological Engineering in Discontinuous rocks". West Publishing Co., St. Paul.

GOODMAN R. E. & SHI G. H., 1985; "Block Theory and Its Application to Rock Engineering". Prentice-Hall, Englewood Cliffs, N. J..

HOEK E. & BROWN E. T., 1980; "Underground excavations in Rock". Institution of Mining and Metallurgy, London.

LEUNG C. F., 1990; "Computer Aided Design of Underground Excavations in Jointed Rock". Rock Mechanics and Rock Engineering, Vol. 23, pp71-89.

PRIEST S. D., 1985; "Hemispherical Projection Methods in Rock Mechanics". George Allen & Unwin, London.

SHI G. H. & GOODMAN R. E., 1983; "Key Block Bolting". Proc. of Int. Sym. on Rock Bolting, Abisco, pp143-165.

SINGH R. N., BUDDERY P. S. & WELLS B. T., (1982) "Geological Investigation and Appraisal of Ground Control Practice for Roof Support Design", Proc. 1st Int. Conf. on Stability in Underground Mining. pp396-427.

SUN Y. & GU S., 1980; "Application of Stereographic Projection in Geomechanics" (in Chinese). Scientific Publisher, China .

ZHANG S. & TONG G., 1988; "Computerized Pole Concentration Graphs Using the Wulff Stereographic Projection". Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr., Vol. 25, pp45-50.

A STUDY ON UNDERGROUND MINING DIMENSIONS AND PRODUCTION IN SOUTH AFRICAN COLLIERIES

GÜNEY AFRİKA YERALTI KÖMÜR OCAKLARINDA KAZI BOŞLUKLARININ BOYUTLANDIRILMASI VE ÜRETİM ETÜDÜ

T T OZAN *
B J MADDEN **

ABSTRACT

South Africa produces in excess of 180 million tons of coal annually of which approximately 60 per cent comes from underground operations.

A detailed survey into underground mining dimensions in South African collieries has been undertaken. This was carried out as part of the strata control research programme to obtain basic information to assist in defining the applicability of various research areas. Information collected included design considerations for barrier pillars, the prevalence of multi-seam operations, the types of support currently in use and the present range of pillar dimensions in bord and pillar workings. Ancillary information relating to production and mining methods as well as on the relationship between seam thickness and mining height and the depth of operations was collected.

The survey was carried out on those collieries with underground operations covering nine of the 19 identified coalfields of the Republic of South Africa. The informatiion was gathered from over 310 underground sections of 55 different collieries.

1. INTRODUCTION

The coal-bearing areas of the Republic of South Africa are found in the northern Orange Free State, south eastern Transvaal and northern Natal, the Springbok Flats, the Waterberg Basin, the Soutpansberg Basin, the Limpopo Basin along the western side of the Lebombo Mountain Range, and the Indwe-Molteno area. The coalfields are shown on the locality plan, Figure 1.

A total of 110 million tons of coal were produced from underground workings during 1987 which was approximately 60 per cent of the country's total coal output for that year. Figure 2 shows the country's coal production from 1974 to 1987. Currently there are 55 collieries in the Republic that have, in total, over 310 underground sections in operation.

A national survey into underground mining operations was conducted with the purpose of assessing the applicability of present areas of research, particularly within the strata control technology area. Of particular interest was design considerations for barrier pillars, the prevalence of multi-seam operations, the width/height ratio of current pillar operations and the variation in support types in use. In addition, ancillary information was obtained concerning production targets, variation in mining methods and the ratio of mining height to seam thickness.

The survey has been carried out on the operating collieries located in nine of the 19 identified coalfields listed in the Directory of Operating and Developing Coal Mines in the R.S.A. published by the Department of Mineral and Energy Affairs (Mehliss, 1989). The collieries that have underground sections are located in the coalfields of the Eastern Transvaal, the Highveld, Klip River, Nongoma, the South Rand, Utrecht, Vryheid, Vereeniging-Sasolburg and Witbank. Figure 3 shows the distribution of collieries across the different coalfields.

The results of the survey are presented by means of descriptive techniques which are the main functions of statistical methods. Such descriptions are accomplished both by graphical and numerical techniques.

* Senior Engineer, B. Eng (Hons), M. Phil., DIC.
** Programme Manager, B. Eng. M Sc. DIC.
Chamber of Mines of South Africa Research Organization

2. SURVEY RESULTS

2.1. Underground Mining Methods and Production

Underground mining methods can be classified broadly into two groups, each with its own features:

a - partial extraction methods where the overburden strata and the surface are relatively undisturbed: these methods include bord and pillar (conventional drill and blast and mechanized), top coaling and bottom coaling.

b - total extraction methods where the roof is supported temporarily but eventually allowed to fail in a stable manner and the overburden strata is caved: such methods are longwall, stooping (pillar extraction) and rib pillar extraction.

As a result of its low operating and capital costs, the bord and pillar method of mining has been, and still is, the most widely used mining method in South African collieries.

Figure 4 illustrates the distribution of mining methods. Approximately 75 per cent of all the sections produce coal by means of the primary bord and pillar method, 73 per cent of which use the conventional method and the rest, 27 per cent, use continuous miners. Bord and pillar mining is followed by stooping, (15,1 per cent) with the longwall panels accounting for 6,4 per cent of all sections.

Figure 5 shows the distribution of coal production according to the different mining methods. Most of the production per shift (80,3 per cent) comes from primary bord and pillar workings. Of the coal that is obtained from bord and pillar sections 71,5 per cent is produced by means of the conventional method and the rest (28,5 per cent) by continuous miners.

Figure 6 illustrates the production distribution of the mining methods currently employed in South African collieries. Since the collieries operate on a different number of shifts per day, statistical analysis of the production rate is conducted on a production per shift base derived from planned monthly production. The planned monthly production throughout the coalfields of South Africa varies from 34 to 2 900 tons/shift while the average production is 715 tons/shift.

Production distribution of bord and pillar sections is illustrated in Figure 7. Figure 8 shows the production distribution of stooping sections.

2.2. Seam Depth (Thickness of Overburden)

The thickness and geological composition of the superincumbent strata has an important role in mine design for all the exploitation methods. Specifically, it can influence the panel width, size of pillars and roadway support.

In the case of bord and pillar workings, the thickness of the strata above the seam determines the weight of the strata that has to be supported by pillars and it is, therefore, a major factor in design calculations.

The thickness of the overburden strata in all the working sections surveyed varies from 23 to 320 m. Figure 9 illustrates the distribution of seam depth of the sections in operation. The average depth of the working sections is approximately 111 m.

2.3. Seam Thickness

Seam thickness is one of the important parameters in the design of mining operations. Well developed and tried underground mining technology exists for a working height range of about 1,2 to 3,5 m.

Figure 10 depicts the distribution of seam thickness in the underground sections surveyed. The average thickness of the seams that are being extracted in the South African collieries is 3,6 m.

2.4. Mining Height

Mining height is another important parameter in conventional bord and pillar workings. Bord and pillar mining, involving several stages of either bottom coaling or top coaling, has been practiced successfully in seams with different thicknesses. Mining height distribution is given in Figure 11 and shows that the average mining height in the underground sections is 2,8 m.

2.5. Pillar Dimensions

2.5.1. Pillar Width

The design of pillars for primary mining is based on the proven safety factor formula after Salamon and Munro (1967) and is guided by the relation between pillar dimensions, bord width, mining height, crushing strength of coal and depth below surface.

Salamon and Munro developed the safety factor design formula in 1967 from the statistical analysis of 27 collapsed and 98 intact pillar geometries. This formula determines the load on the pillar using the tributary area theory and calculates pillar strength using pillar dimensions and constants derived from the statistical analysis.

Figure 12 illustrates the pillar width distribution in the bord and pillar sections. It can be seen from the graph that the pillar width in all the collieries varies from 4,85 to 40 m and the average is 15 m.

2.5.2. Pillar Width to Height Ratio

According to Salamon (1982), the Salamon pillar strength formula underestimates pillar strength when the pillar width to height ratio exceeds 5,0 and the squat pillar strength formula should be used.

Salamon (1982) extended his original pillar strength formula to account for the increasing strength of squat pillars.

Field trials by Madden (1988) have shown that the squat pillar design gives a more realistic strength value for pillars of high width to height ratios than that calculated by the Salamon and Munro pillar strength formula.

The distribution of pillar width to height ratio of the bord and pillar workings in the collieries is illustrated in Figure 13. This ratio ranges from 1,34 to 28.

Of the sections currently in operation, the pillar width to mining height ratio in more than 61 per cent exceeds 5,0 and significant benefit could be obtained from applying the squat pillar formula.

2.5.3. Barrier Pillars

While ample information is available as far as the design of square pillars is concerned, there is less certainty regarding the strength of barrier and rectangular pillars. There are several design approaches, however the survey results show that the selection of barrier pillar dimensions appears to be generally based upon past experience (see Figure 14).

The survey also showed that the designed barrier pillar widths generally increase as the mining depth increased. Figure 14 shows that the width of barrier pillars varies from 4,85 m at 42 m depth to 90 m at 320 m depth.

2.6. Strata Composition Above and Below the Coal Seam

2.6.1. Roof Composition

The composition of the superincumbent strata may influence the overall mine design and layout, since it determines the way induced stresses are redistributed. In addition, the strata occurring within 2 to 5 m above the seam, for example immediate roof strata, significantly influence the choice of road width and local roof support.

The majority of the sections surveyed (44 per cent) have a sandstone roof followed by coal (19,6 per cent) and shale (11,5 per cent). Figure 15 shows the immediate roof composition of all the sections irrespective of the size of the operation.

2.6.2.Floor Conditions

Figure 16 shows the distribution of the geological composition of the floor in all the collieries surveyed. Sandstone is found in the floor of the majority of the sections (70,6 per cent) followed by shale (10,4 per cent).

2.7. Roof Support

In this survey, information on support type and pattern was collected only from bord and pillar sections. Figure 17 illustrates the distribution of commonly used supports in these workings.

Available information on the support type in use shows that in the majority of bord and pillar sections (38,8 per cent), the roof is supported by full column resin bolts, followed by mechanical point anchors (28,5 per cent) and point resin type bolts (11,4 per cent).

Table 1. Range of Values for The Parameters Surveyed in South African Collieries

		RANGE	AVERAGE
Depth below surface	(m)	23 - 320	111
Seam thickness	(m)	0,7 - 9,0	3,61
Mining height	(m)	0,65 - 6,20	2,79
Production rate	(t/shift)	34 - 2909	715
Pillar width	(m)	4,85 - 40	15
Bord width	(m)	5 - 8	6,20
Pillar w/h ratio		1,34 - 28	6,14
Number of roads		2 - 19	8,83
Barrier pillar width	(m)	4,85 - 90	18,41
Safety factor		1,04 - 17,33	2,96
Extraction ratio	(%)	21,26 - 80,56	54,67

3. CONCLUSION

This survey is a comprehensive study of mining methods and parameters such as depth below surface, seam thickness, pillar width, mining height, percentage extraction, safety factors in bord and pillar workings and support type in use. Data has been collected from a total of 312 underground sections of 55 collieries. The range of values for the parameters surveyed is presented in Table 1.

Figure 14 illustrates that there is no generally accepted method for designing barrier pillars in South Africa. Further research thus needs to be concentrated on the design of barrier and rectangular pillars.

Figures 10 and 11 show that although the average height of the coal seams is 3,6 m, the average mining height is 2,8 m. Therefore further research should be carried out to maximize the recovery from existing resources.

This study on mining dimensions shows that 61 per cent (see Figure 13) of the sections currently being mined can be described as squat pillar sections and that about 40 per cent of these would benefit substantially, in terms of increased extraction and improved productivity by the application of the squat pillar formula.

The results of surveying the dimensions of all underground sections in South African collieries has proved useful in orientating research into the problems facing the industry as well as indicating where the results of previous research can be applied with substantial benefits.

4. ACKNOWLEDGEMENTS

The work described in this paper forms part of the research programme of Coal Mining COMRO. Financial assistance provided by the Strata Control Advisory Committee of the Coal Mining Research Controlling Committee is gratefully acknowledged.

Assistance and co-operation was gratefully received from all the mine managers and the surveyors on the collieries in the Republic of South Africa.

5. REFERENCES

FAUCONNIER, C.J. and KERSTEN, R.W.O. 1982; "Increased Underground Extraction of Coal," The South African Institute of Mining and Metallurgy Monograph Series No 4.

MADDEN, B.J. 1988; "The Squat Pillar Design Formula and Some Advantages of its Application," The South African Colliery Manager's Association, SACMA Circular No. 1/88 May.

MEHLISS, A.T.M. 1989; "Operating and Developing Coal Mines in the R.S.A., Directory D2/89," Department of Mineral and Energy Affairs.

SALAMON, M.D.G. And MUNRO, A.H. 1967; "A Study of the Strength of Coal Pillars", J. S. Afr.Inst.Min. Metall. September. pp 56 - 67.

SALAMON, M.D.G. 1982; Unpublished Report to Wankie Colliery.

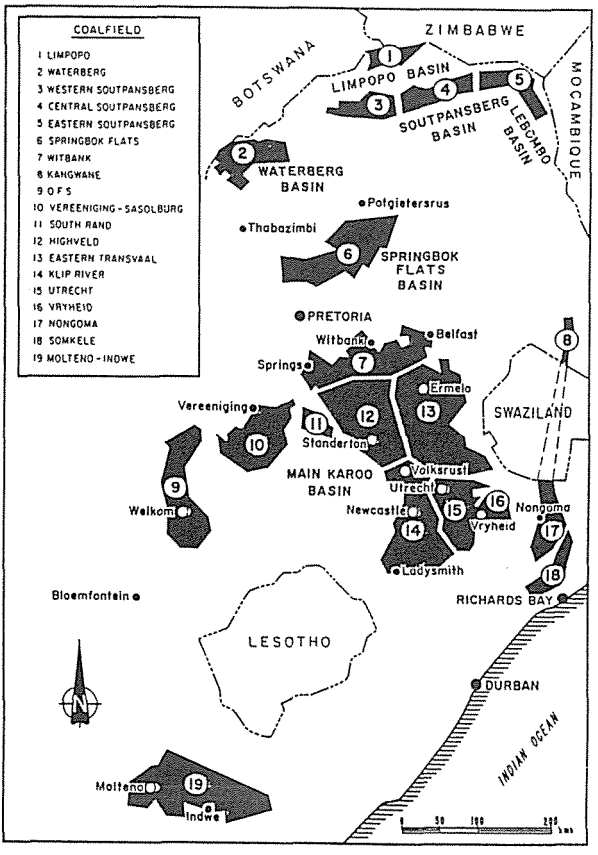


Figure 1. Locality of South African Coalfields

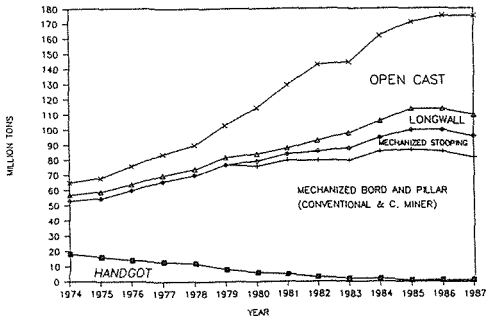


Figure 2. Growth in Coal Production by Mining Method in South African Coalfields 1974-1987

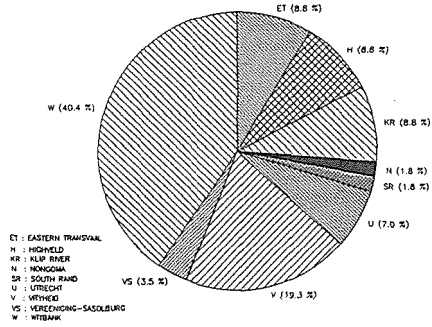


Figure 3. Distribution of Collieries Across Coalfields of South Africa

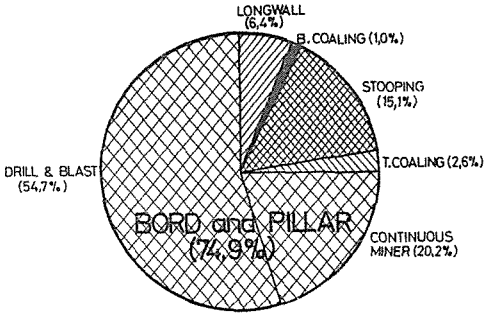


Figure 4. Distribution of Mining Methods

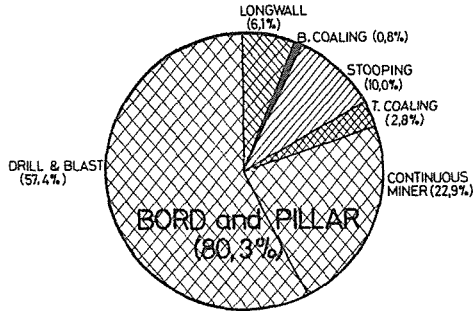
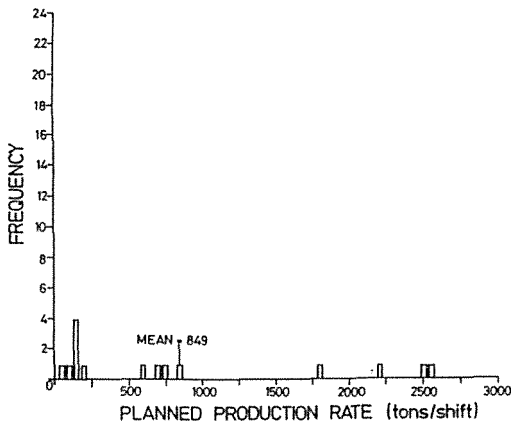
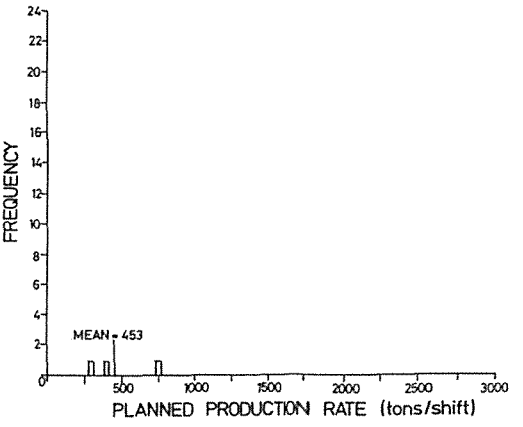


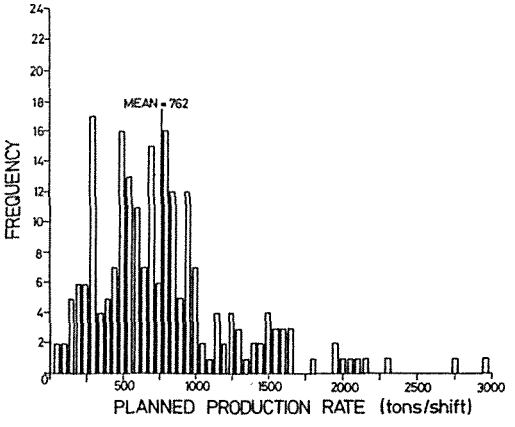
Figure 5. Coal Production From Different Exploitation Methods Used in Underground Sections in South African Collieries



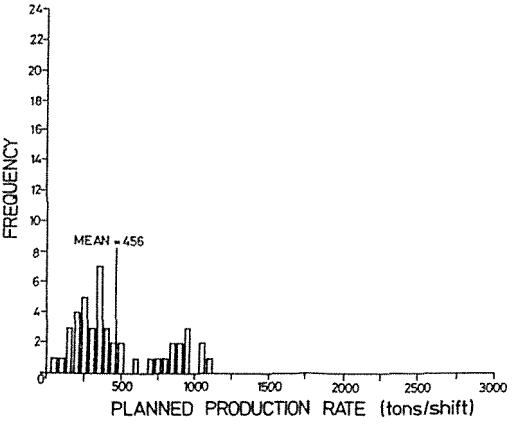
Longwall Sections



Longwall Development

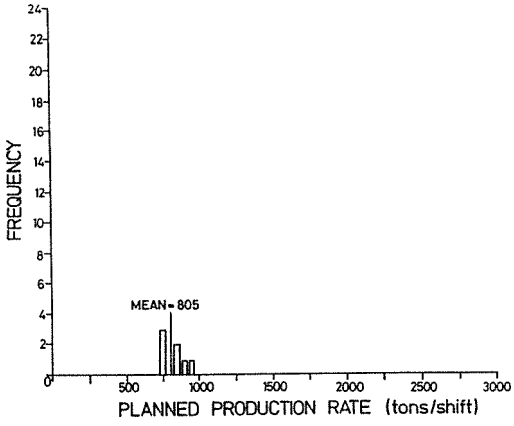


Bord and Pillar Sections

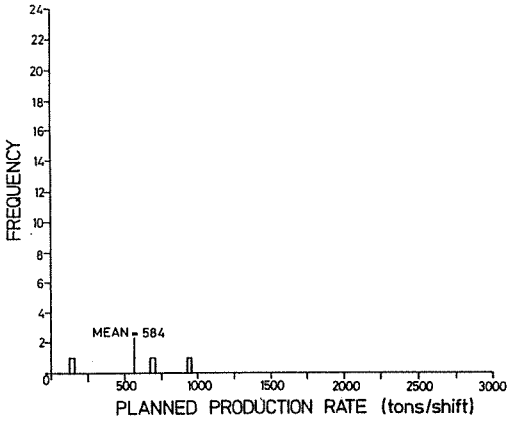


Stooping Sections

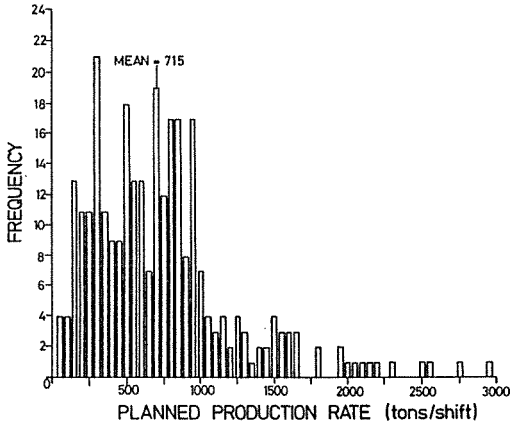
Figure 6. Production Distribution of The Mining Methods Currently Employed in South African Collieries



Top Coaling Sections

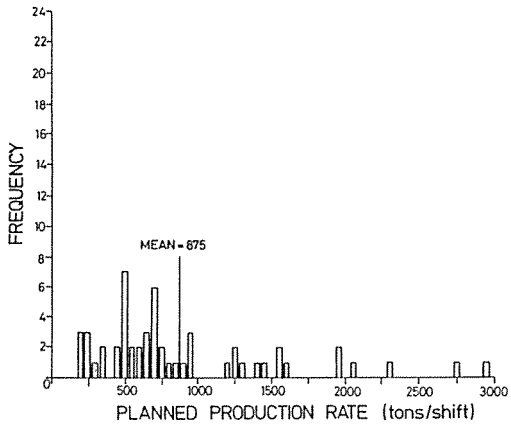


Bottom Coaling Sections

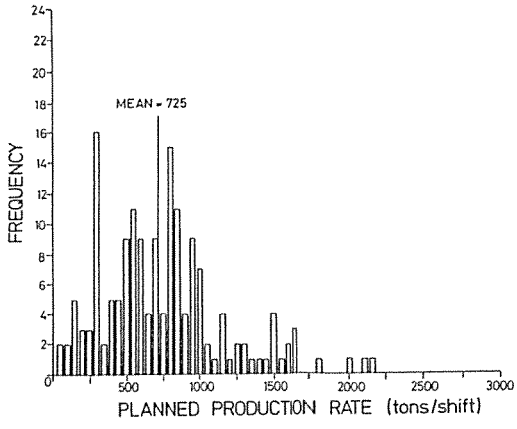


All Sections

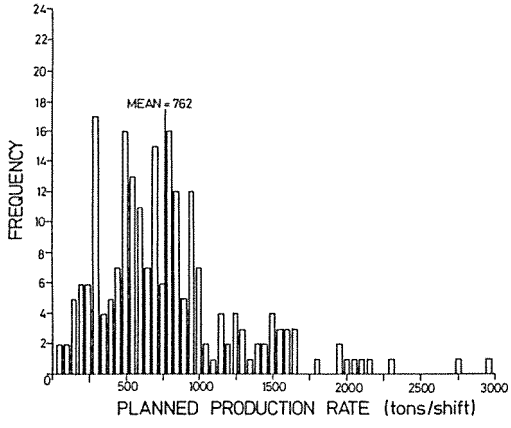
Figure 6. Production Distribution of The Mining Methods Currently Employed in South African Collieries (Contd)



BP-Continuous Miner Sections

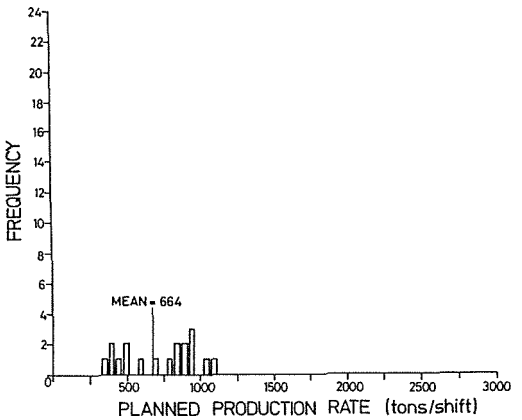


BP-Drill and Blast Sections

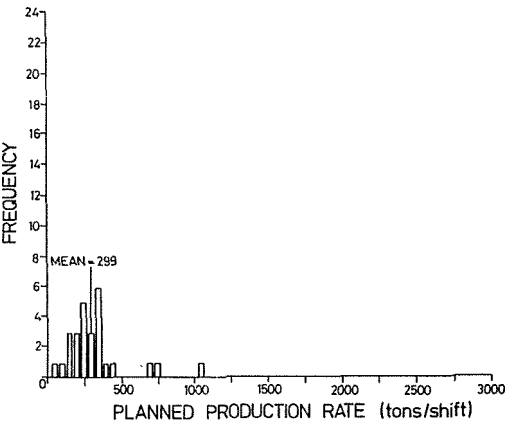


All Bord and Pillar Sections

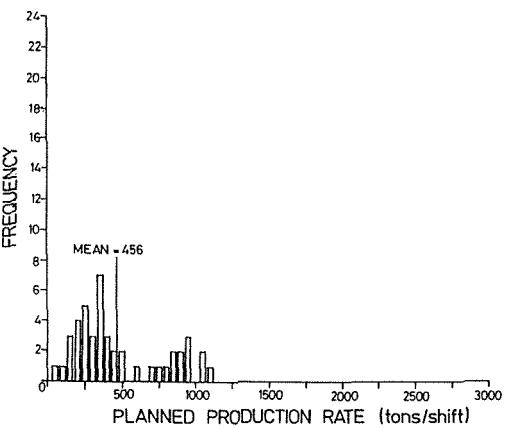
Figure 7. Production Distribution of Bord and Pillar Sections



Continuous Miner Sections



Drill and Blast Sections



All Stooping Sections

Figure 8. Production Distribution of Stooping Sections

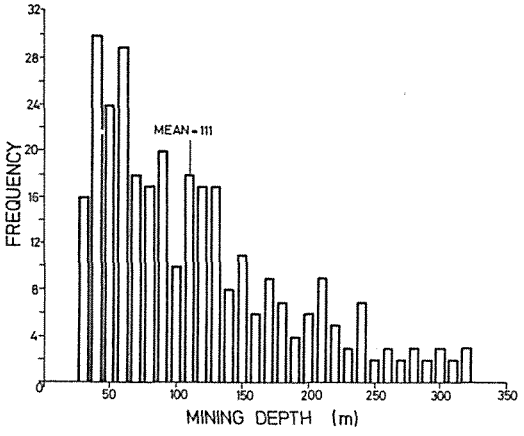


Figure 9. Distribution of Mining Depth in South African Collieries

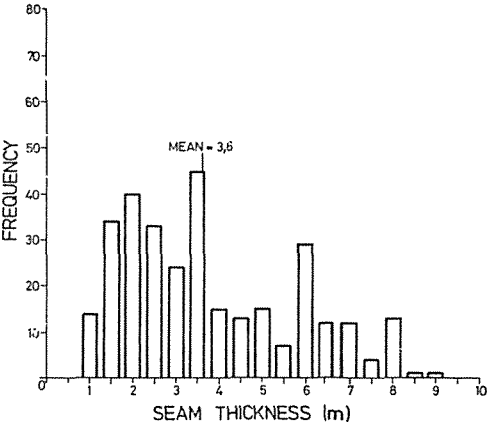


Figure 10. Distribution of Seam Thickness in South African Collieries

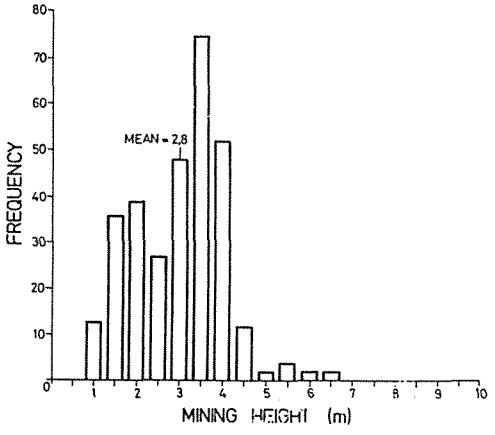


Figure 11. Distribution of Mining Height in South African Collieries

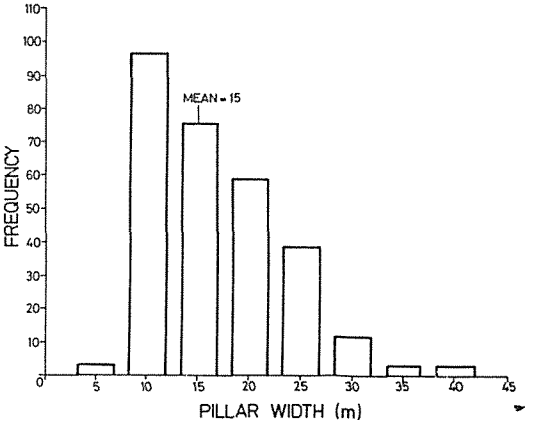


Figure 12. Distribution of Pillar Width in Bord and Pillar Sections in South African Collieries

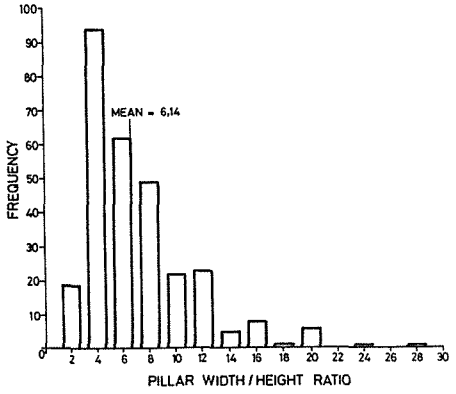


Figure 13. Distribution of Pillar Width to Height Ratio in Bord and Pillar Sections in South African Collieries

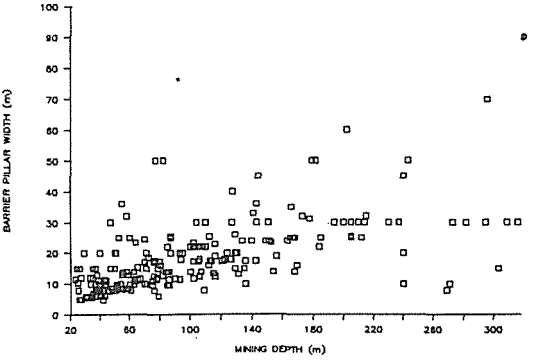


Figure 14. Barrier Pillar Widths for Varying Mining Depths in Underground Sections in South African Collieries

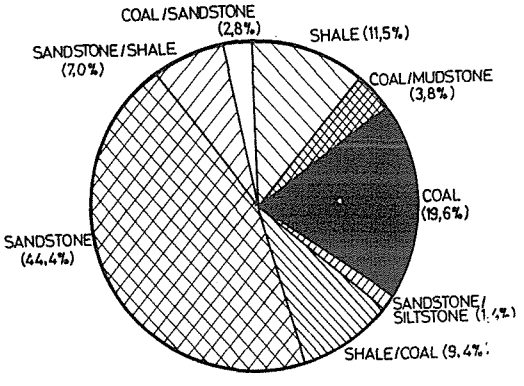


Figure 15. Distribution of Immediate Roof Composition in Underground Sections in South African Collieries

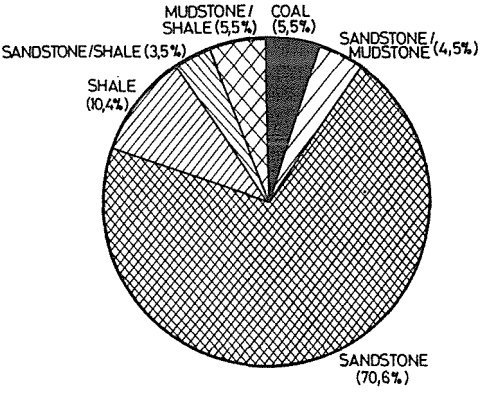


Figure 16. Distribution of Floor Composition in Underground Sections in South African Collieries

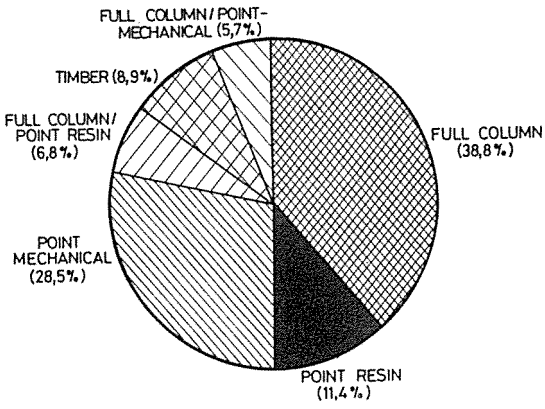


Figure 17. Distribution of Support Types in use in Underground Sections in South African Collieries

MINING WITH HYDRAULIC ROCKFILL

MADENCİLİKTE HİDROLİK DOLGU

L.J.CHEN *

ABSTRACT

To mine out high grade lead-zinc sulphide ore, a cut and fill stoping has been introduced. Due to natural availability of dolomite on mine site and lack of tailing after ore processing, crushed rock is used as fill material. To reduce crush cost and make pipe transportation safe and reliable, dolomite is designed to crush to minus 50mm. Taking the topographical advantage, the fill system is situated in a favourable geometry providing slurry by gravity to underground stopes. Upon the experimental data during test production, the mining system has proved high effective, pipe transportation reliable and good support to host rock. Comparing with cemented backfill, this method is obviously much cheaper.

* Research Scholar, Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, Canada

1.INTRODUCTION

Uncemented rockfill applied in cut and fill technology to serve as a work platform features excellent permeability and compressive properties required for consecutive mining operation to achieve high productivity. Crushed rock is mixed with water at fill station in a chamber in a water to solid volume ratio 1:1 and transported by pipeline incorporating vertical and horizontal extension in total length of approximately 2500m.

Rock fill is placed by using multi-point discharge system which makes stope tightly filled to its back providing good support to host rock. The even top surface and low compressibility of filled body make ore mucking and transportation efficient reducing ore loss and dilution which makes notable impact on economy.

The purpose of this paper is to introduce a mechanised cut and fill mining system with uncemented hydraulic rockfill which has been proved by practice. The data obtained from laboratory and production tests would contribute to similar solution. Experience with rockfill in lead-zinc mine in south part of China can be considered as a development in cut and fill technology and has apparent significance in mining industry.

2.GEOLOGY

The sulphide ore lies from 1751 level to 1931 level, occurs as a solid sulphide consisting of galena, contacts between ore and host rock tend to be sharp. Strike length is about 90m, width varies from 8 to 20m and averages 15m. The dip is steep at 60-80 degrees. Ore grade averages 6.87% Pb, 16.6% Zn and 19.4% FeS2. The orebody contains 0.75 million tons to

the 1751 level. Orebody and host rock are relatively competent, ore compression strength 13-95 MPa, hanging wall rock 30-85 MPa, foot wall rock 11-85 MPa [Kumin,1984]. Orebody is shaped like lens and interlaced locally with host rock.

3.MINING TECHNOLOGY

To prevent oxide ore laying in upper part of orebody from displacement and minimize ore loss and its dilution during mining operation, mine company decided to use backfill stoping with crushed rock. The economical analysis carried out by Design Institute has proved that it would bring about more benefit to the company. Mining levels are: 1751, 1836 and 1884. Mine development system is shown in Fig 1.

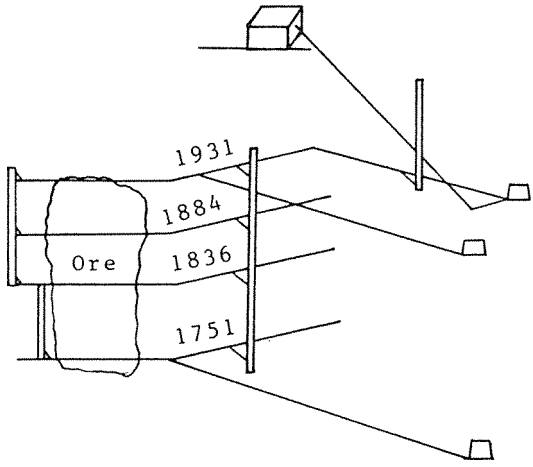


Figure 1. Diagram of Mine Development.

Stope layout and mining sequence is designed to facilitate

production, delivery of supplies, ventilation, drainage and efficient tramming distances to ore pass. Mining of a cut and fill stope is basically a cyclic operation repeated each cut and starts in lowest part at each level and goes upwards to higher level. Normally, before cut and fill stoping, a drift with section 4.4x3.0 m is driven along strike to delineate orebody and mining proceeds from orebody's boundary to centre. In each stope, mining operation is carried out in two stages, total width is 6m, and each cut 3.5m.

Mining operation is fully mechanized, using drill jumbo HEL 10s, and LHD Wagner EHST-A for drilling and loading. Ore is delivered via drift, ramp, shaft and tunnel to ore bin, then to ore processing plant by truck. To roof control a split type rock bolt has been used successfully.

4.BACKFILL

4.1 Fill Material

Dolomite is crushed to minus 50mm in two stage crushing system. The size composition of rockfill is represented on Fig 2. Its permeability and compressibility which are basic properties of rockfill have been measured in laboratory.

As mining operation continues upwards, rockfill will be compacted during blasting and ore loading and contain more clay which affect strongly on its permeability, so the relationship between permeability and porosity and clay content has been measured and analyzed. Fig 3 shows the relationship between these parameters [Chen, 1983]. Symbols u, n and K_{10} stand for clay content in rockfill, porosity and permeability coefficient at temperature 10 °C. On the basis of experimental data, an

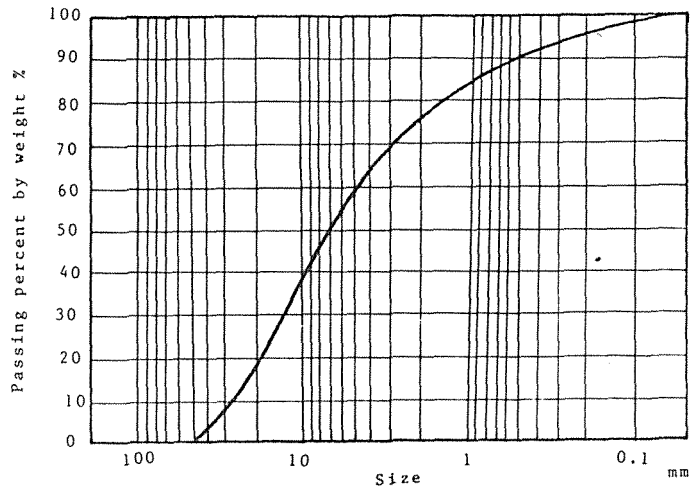


Figure 2. Size Composition of Rockfill.

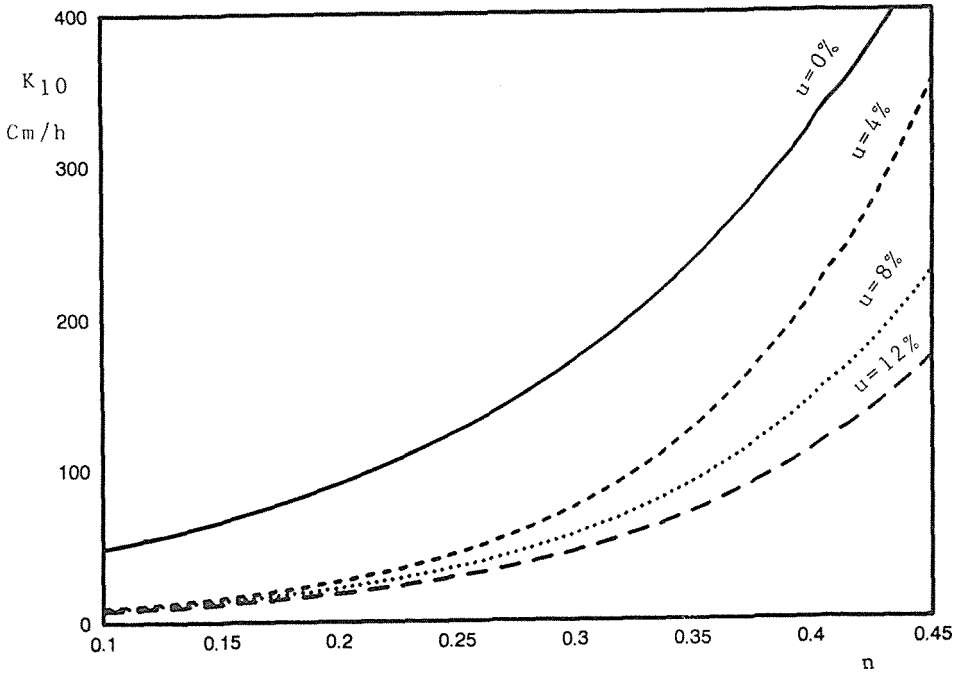


Figure 3. Permeability of Rockfill in Relation to Clay Content and Porosity.

empirical formula has been developed to express the relationship between permeability and porosity and grain size of rockfill which is given as follows [Chen, 1983].

$$K_{10}=(A.d_o-C)\,e^{B.n} \qquad (1)$$

Where A, B, C-constants related to size composition and clay content in rockfill, for given rockfill, A=1.59, B=11.61, C=9.94,

n- porosity of rockfill,

d_o-average grain size of rockfill mm,

K_{10}-permeability coefficient cm/h.

For rockfill applied in the mine, the permeability coefficient ranges 15-138cm/h.

Compressibility tests were carried out after slurry being dewatered in bucket in 24 hours. In the results, it was pointed that the porosity notably affects on compressibility of rockfill. The compressibility rate (CR) varies with porosity which ranges 32%-43%, the relationship between them is as illustrated in Fig 4. As figure 4 shows the compression rate of rockfill ranges 22%-29% under 15 MPa compression pressure.

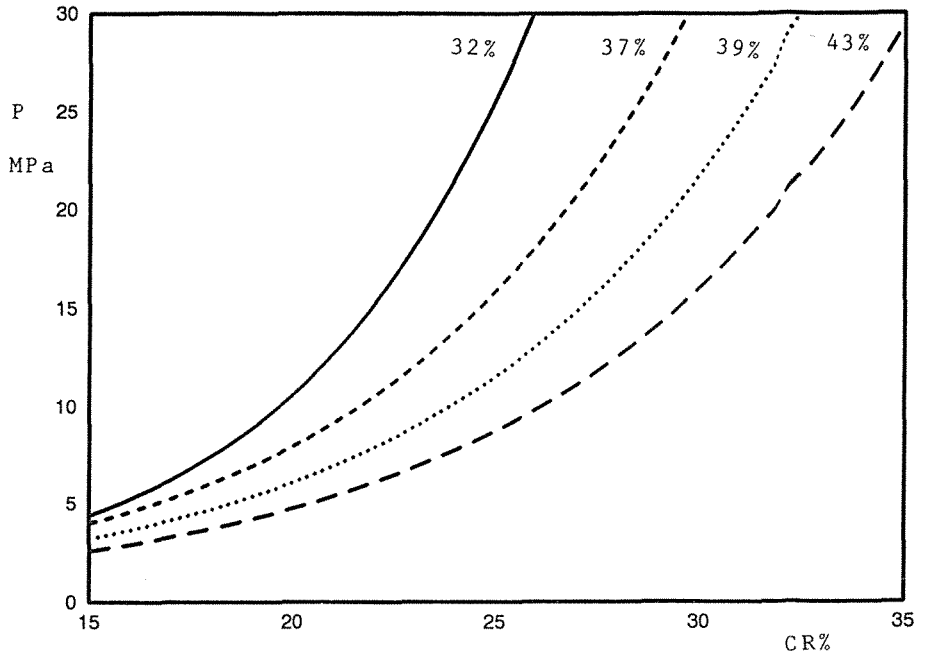


Figure 4. Compressibility of Rockfill.

4.2 Fill System Design

Fill system at mine consists of fill station, pipeline and underground dewatering facilities. Fill station is located on hillside at altitude of 2500m, pipeline is placed partly on hillside and directed via borehole, tunnel, shaft to stopes. To make transport by gravity reliable, the key problem is that the geometrical layout of pipeline must provide high potential energy to ensure slurry flows easily through pipeline and get desired backfill efficiency. On the basis of transportation theory of two-phase fluid, the factors of fill system must remain in following relationship.

$$H.\gamma_s.\eta = L.I \qquad (2)$$

Where H-altitude difference between inlet and outlet of pipeline m,

γ_s-specific gravity of slurry t/m^3,

η-coefficient =0.90-0.95,

L-total length of pipeline m,

I-head loss mH_2O/m,

Head loss I is related to slurry density, rockfill size, slurry flow velocity and pipe diameter. According to W. Adamek, for rock sizing less than 50mm, in pipe with diameter 150mm, head loss I can be calculated with following formula.

$$I = 10^{-4}((-19.3\gamma_s + 64.6)V^2 + 3381.5\gamma_s - 3498.5)10^4 \frac{P_a}{m} \qquad (3)$$

Where V-slurry flow velocity m/s,

$V = K.V_{cr}$,

V_{cr}-critical velocity m/s,

K-safety coefficient =1.3,

For this mine, the H=550-750m, L=2000-2500m, slurry density=1.7T/m^3,(water to solid volume ratio 1:1), after calculation, the slurry flow velocity V=7.53-8.33m/s which is greater than critical V_{cr}=5.18m/s, so the safety coefficient K=1.46, greater than required. After a comprehensive study and hydraulic calculation on fill system, the conclusion is made, that the pipeline transportation is safe and reliable.

4.3 Fill Preparation

The fill preparation flowsheet is represented on Fig 5, and performed in fill station, which is constructed on hillside at altitude of 2500m above sea level [Chen, 1988]. Dolomite from stockpile is crushed in fill station to minus 50mm in two stage crushing system, then mixed with water in mixing chamber. Slurry density is controlled automatically by changing volume of water and crushed rock. The volume of fill bin and mixing chamber are 1000m^3 and 30m^3 respectively, and fill station can supply rockfill 350-400m^3/h.

4.4 Pipeline Layout

From fill station, pipeline is installed on hillside then placed in borehole, tunnel, shaft and ramp, its total length reaches 2500m, while altitude difference between inlet and outlet is 550m-750m. Most part of pipeline has diameter 150mm, and locally in raises 125mm.

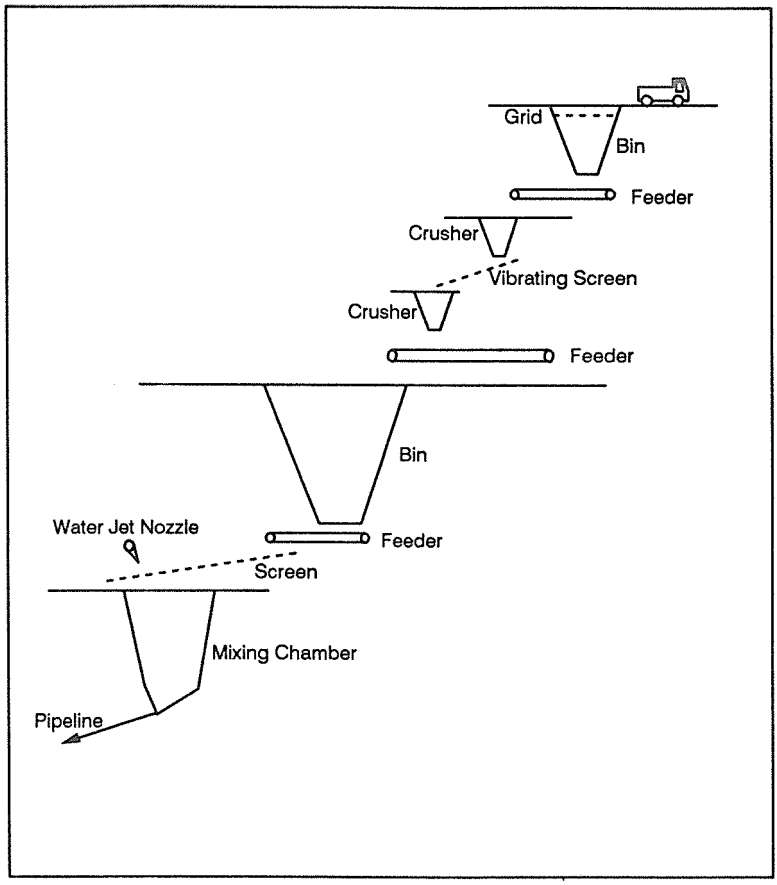


Figure 5. Diagram of Fill Station.

5.FULL SCALE PRODUCTION TESTS

Full scale tests were carried out on early days in 1988 in several stopes on 1751 level. Mining operation proceeded using drill jumbo, trackless loader and split rockbolt to roof

control. Each stope was filled immediately after excavation, stope area and volume were 80m^2 and 300m^3 respectively. The tests data are as follows [Chen, 1988].

time for backfilling in each stope, 50-60 minutes,
time for water flow from station to stope 3.5 minutes,
time for slurry flow from station to stope 1.0-1.5 minutes,
operation flow velocity 8 m/s,
backfill efficiency 300-400 m^3/h,
slurry density 1.68-1.72 T/m^3,
each stope was fully filled to back, which gave good support to surrounding rock.

The lead-zinc mine has been put into operation immediately after production tests in 1988.

6. CONCLUSION

The mining and fill system have been tested successfully, and got ideal result during production tests, which proved fill stoping is reasonable at this mine. Application of rockfill as a fill material in case of lacking tailings is a proper choice. Hydraulic backfill with crushed rock features high slurry density, coarse solid particle, automatic control and specific pipeline layout, so is a unique one. The experiences obtained at this mine would contribute to development of mining industry.

7.ACKNOWLEDGMENTS

The author wish to thank the research group of Beijing Institute of Mining and Metallurgy and Kumin Design Institute for co-operation and contribution to this paper.

8. REFERENCES

[1] ADAMEK,W,1980,Underground Backfill, Poland.

[2] CHEN LONG JIN, 1983, Mechanical Properties Tests On Rockfill, Institute Report. China.

[3] CHEN LONG JIN, 1988, Production Tests, Institute Report, China.

[4] Kumin D,I, 1984,Mining System Design, China.

SPONTANEOUS COMBUSTION LIABILITY CONTOURS

KENDİLİĞİNDEN YANMAYA YATKINLIĞIN TA YİNİ

H.N. EROĞLU *
M.J. GOUWS **
H.R. PHILLIPS ***

ABSTRACT

The spontaneous combustion of coal can be said to be governed by three factors :

Coal factor,
Mining factor, and
Geological factor.

The mining factor is extrinsic while the other two factors are intrinsic. This means that the mining factor can be altered to decrease the overall risk of an incident occurring. It is, however, necessary to identify areas with a higher potential to self-heat so that these changes can be planned for. The coal factor has been used to identify these high risk areas, since it can be quantified in the laboratory.

Coal samples were tested using crossing-point temperature and differential thermal analysis techniques. Each coal was assigned a WITS-EHAC liability index value on the basis of the results of these experiments. The WITS-EHAC liability index values were contoured and high risk areas identified. These high-risk areas were found to be consistent with recorded incidents of fires caused by spontaneous combustion at the colliery concerned. The superimposition of the risk-area plan and the plan showing the mining layout can therefore enable mine planning personnel to anticipate self-heating problems in the identified areas and take precautionary measures.

Since the experiments require only 200 grams of coal it is possible to predict areas of high propensity to self-heat from borehole samples. The mining engineer will therefore be able to plan his mining methods, mine layout and ventilation requirements for a new mine with due regard to self-heating problems.

* Research Officer, Mining Engineer, M. Sc., University of the Witwatersrand, Department of Mining Engineering, Johannesburg, South Africa
** Lecturer, Mining Engineer, M.Sc., Universty of the Witwatersrand, Department of Mining Engineering, Johannesburg, South Africa
*** Professor and Head of Department, University of the Witwatersrand, Department of Mining Engineering, Johannesburg, South Africa*

1. INTRODUCTION

The term "spontaneous combustion of coal" could be defined as the burning of coal without any external source of heat. It remains one of the most important problems in the coal mining industry throughout the world.

Mining activities cause the freshly broken coal to be exposed to air. The coal immediately begins to react with the oxygen in the air at a rate dependant on its susceptibility to the oxidation reaction. When the heat released by the exothermic oxidation reaction cannot be dissipated, an accumulation of heat occurs which accelerates the reaction, possibly causing an incident of spontaneous combustion.

Factors contributing to the spontaneous combustion of coal can usually be classified as follows :

a) Coal factors,
b) Geological factors, and
c) Mining factors.

Coal and geological factors are called intrinsic factors because they cannot be altered. The mining factor, however, is extrinsic. This means that altering the mining factor could be a means of decreasing the risk of an incident of self-heating occurring. The total risk of an incident of spontaneous combustion occurring was identified as being a function of these factors by Bhattacharyya (1982):

TOTAL RISK = Coal factor * Geological factor * Mining factor

The use of the total risk concept is shown in Figure 1. This total risk concept can enable the mining engineer to select a mining method, layout and ventilation requirements to minimize the risk of an incident of self-heating occurring.

The coal factor can be used to identify high risk coals since it can be most readily evaluated.

2. LABORATORY EXPERIMENTS

2.1. Testing Technique

Several laboratory techniques have been used to determine the coal factor by various researchers over the last century. These techniques were examined and it was decided to use ignition temperature tests because of their suitability in conducting rapid tests and the simple and cheap apparatus required of them (Wade, Phillips and Gouws; 1986). Adiabatic calorimetry would be used at a later date.

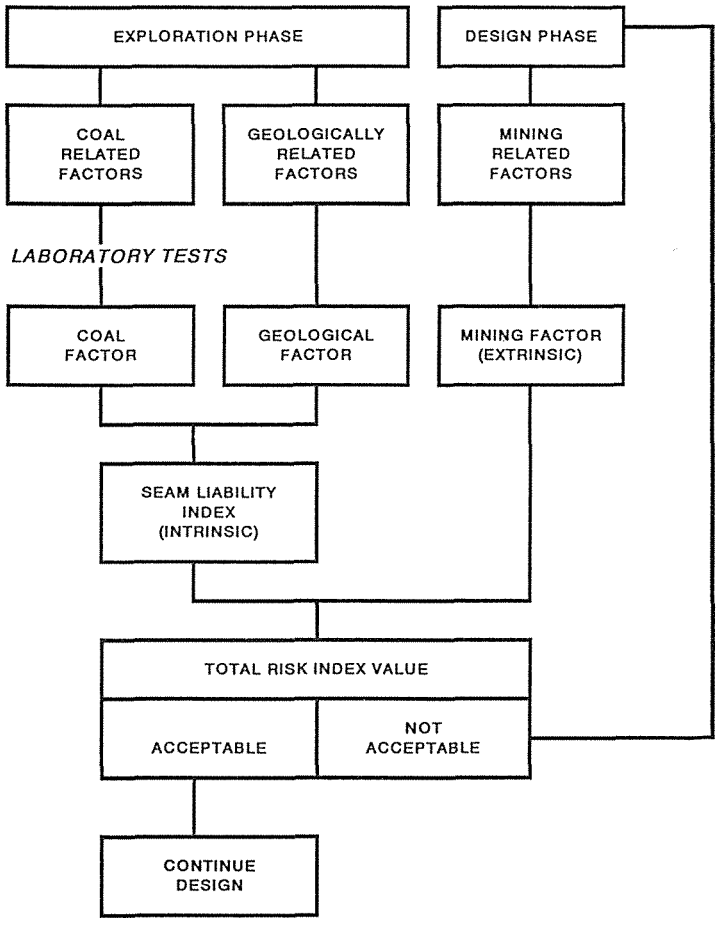


Figure 1. Flowchart used during a mine design (after GOUWS; 1987)

Ignition temperature test include both;

a) crossing-point temperature test, and
b) differential thermal analysis (D.T.A.).

The design of the equipment enabled both tests to be conducted simultaneously. The coal sample and a sample of inert material are housed in identical sample holders and placed in an oil-bath. The oil is heated at a constant rate. The crossing-point is reached when the coal and the inert sample are at the same temperature, this temperature being defined as the crossing-point temperature.

In D.T.A., the temperature difference between the coal and the inert material is measured and plotted as the vertical axis against the temperature of the inert material (Figure 2.). In stage I the coal temperature is lower than the temperature of the inert material because of the cooling effect of the evaporation of moisture in the coal

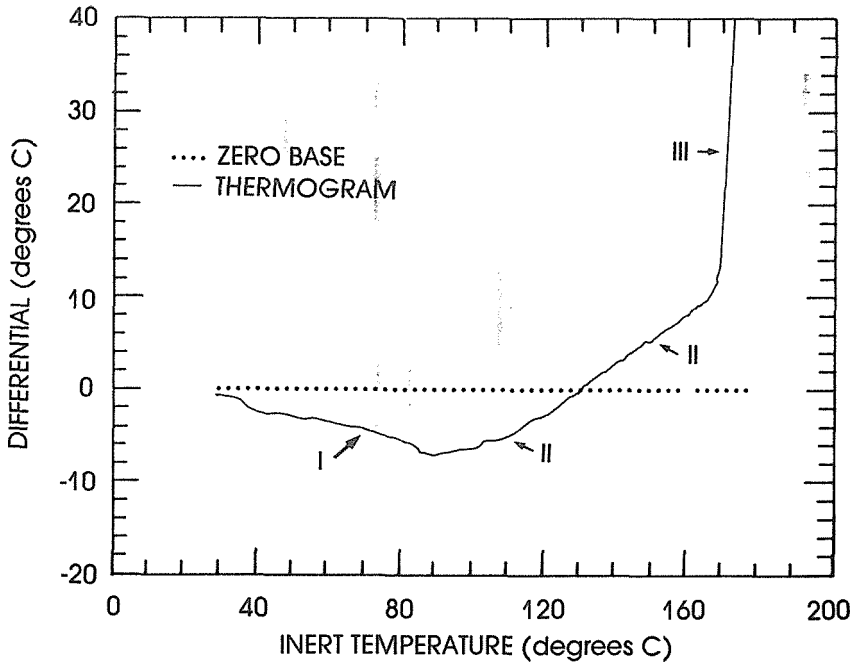


Figure 2. Differential thermal analysis curve

(endothermic reaction). Once the moisture is evaporated, the coal begins to heat at a faster rate than the inert material (stage II) because of its tendency to self-heat (exothermic reaction) and its attempt to reach the bath temperature. Stage III represents the high exothermicity.

The spontaneous combustion liability of a coal increases with;

a) the steepness of the stage II slope, and
b) a lower crossing-point temperature.

2.2. Sample Preparation and Experiments

Crossing-point temperature and D.T.A. tests were conducted on coal samples collected from different working areas and seams of a single colliery with the aim of contouring the spontaneous combustion liabilities of the different seams. Durban Navigation Colliery (D.N.C.) located in the Province of Natal in South Africa was selected because of its history of spontaneous combustion incidents.

Forty coal samples obtained from different areas and seams were sealed in plastic buckets immediately to limit any oxidation of the coal while being transported to the laboratory. The samples were crushed to -5 mm and stored in preserving jars under a nitrogen environment. The samples were prepared in a glove-box under nitrogen to prevent oxidation of the coal samples prior to the D.T.A. and crossing-point

temperature tests. An apparatus was used for the tests containing three cells for inert material and three cells for coal samples.

The inert cells were charged with 25 grams of calcined alumina while the coal cells were charged with 20 grams of freshly ground coal sieved to -212 microns. The cell assembly was placed in an oil bath and heated from 30 to 200 °C. The air flow rate was kept stable during the test with flowmeters which were adjusted to 200 cm^3/min. The oil bath was heated at a constant rate (1°C/min) and the temperatures of the inert and the coal cells and the bath temperature were recorded and monitored every 15 seconds with a computer.

The experiment was completed when one of two conditions was obtained:

a) the experiment had run for more than 2 1/2 hours,
b) the temperature of the coal cells reached 300 °C.

2.3. WITS-EHAC Index

The WITS-EHAC index was developed by Gouws in 1987 using the D.T.A. thermogram. He concentrated his work on the effect of the crossing-point temperature and the stage II slope of the D.T.A. curves. These two characteristics were accepted as x and y axes. The stage II slope values were marked on the x axis while the crossing-point temperature values were marked on the y axis (Figure 3.).

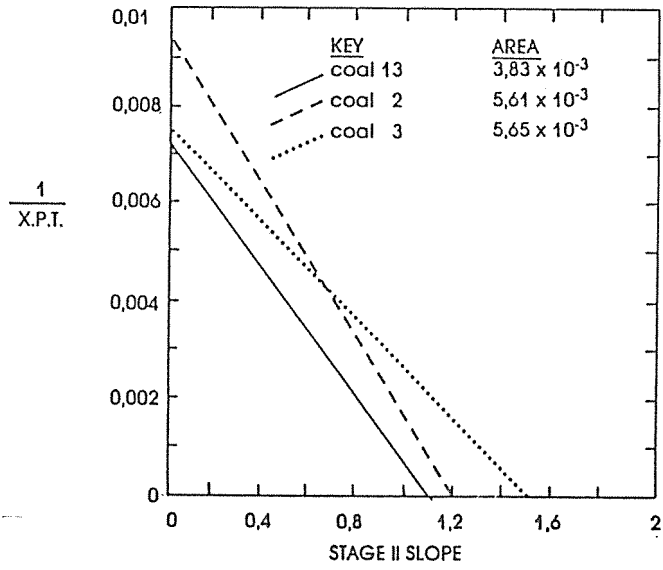


Figure 3. Triangle formed by joining the two characteristic values of a coal (after Gouws ;1987).

These values were joined by a straight line to form a triangle. The area of the triangle was calculated from the well known trigonometric formula. The resultant area was multiplied by 1000 because of its small magnitude, and was called WITS-EHAC index:

$$\text{WITS-EHAC Index} = 0.5 * \frac{\text{stage II slope}}{\text{crossing-point temp}} * 1000$$

Coals having a higher propensity to self-heat were identified as having a higher WITS-EHAC liability index value.

3. RESULTS

The WITS-EHAC index values were calculated for each sample from D.N.C. using the crossing-point and the D.T.A. tests. Fifteen of the 40 samples tested were taken from the Bottom seam, while 17 samples were obtained from the Top seam.

The WITS-EHAC index values of D.N.C. coal samples are shown in Table 1. These values are in descending order of risk of spontaneous combustion liability. A higher index value represents a higher risk of a coal self- heating.

Table 1. WITS-EHAC index values of D.N.C. coal samples

SAMPLE	INDEX	SAMPLE	INDEX	SAMPLE	INDEX
34	5.31	12	4.03	20	3.87
40	5.15	26	4.02	13	3.85
35	4.60	31	4.01	15	3.85
16	4.48	21	4.00	3	3.84
28	4.44	29	4.00	23	3.84
30	4.41	38	3.98	7	3.73
17	4.37	27	3.95	10	3.72
33	4.29	36	3.93	9	3.71
32	4.27	2	3.92	4	3.69
1	4.21	22	3.90	37	3.69
24	4.20	19	3.88	39	3.65
25	4.17	5	3.87	8	3.63
18	4.11	6	3.87		
14	4.08	11	3.87		

The index values of the coal samples from the Bottom and Top seams were contoured separately to identify the areas having higher liabilities to self-heating (Figure 4 and 5.).The x and y coordinates of the sample points were obtained and the WITS-EHAC index values of these points were contoured on the mine plan.

While the WITS-EHAC index values of the Bottom seam ranged from 3.65 to 5.31, Top seam values were in the range 3.63 to 4.37. The Bottom seam showed only two high risk areas on the mine plan (Figure 6.). For the Top seam, however, several areas liable to self-heating were identified (Figure 7.).

4. CONCLUSION

As can be seen from Table 1, sample 34 (which was taken from the Bottom seam in Section 413) showed the highest risk value. The records of the colliery revealed that an incident of spontaneous combustion occurred in this section in 1989.

Sample 32 (Top seam) is the 9th in order of magnitude in Table 1, and was taken from Section 410. The high risk value assigned to this area has been corroborated by the records indicating that an underground fire, initiated by spontaneous combustion, occurred in this section in 1989.

The majority of fires initiated by spontaneous combustion occurring over the last half a century have occurred in areas that have been identified as having high WITS-EHAC values. Not all sites of past heatings could be tested for reasons of inaccessibility.

The corroboration of laboratory results by historical data is encouraging and the Department of Mining Engineering is proceeding with this investigation. Seven sections liable to spontaneous combustion have been identified and more samples have been collected around these sections with the aim of contouring the spontaneous combustion propensities of these high risk areas in more detail.

5. ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to thank the Explosion Hazards Advisory Committee (EHAC) and the National Energy Council (NEC), without whose financial support this research would not have been possible. The authors would also like to thank the management and staff of Durban Navigation Colliery (DNC) for their invaluable assistance.

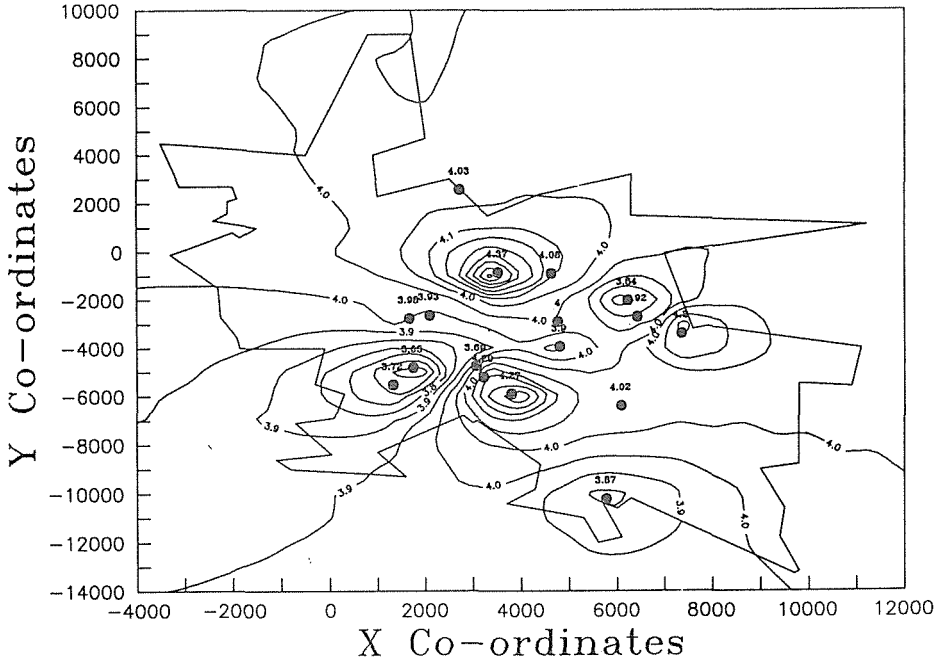


Figure 4. Contours showing the WITS-EHAC index values of D.N.C. Top seam

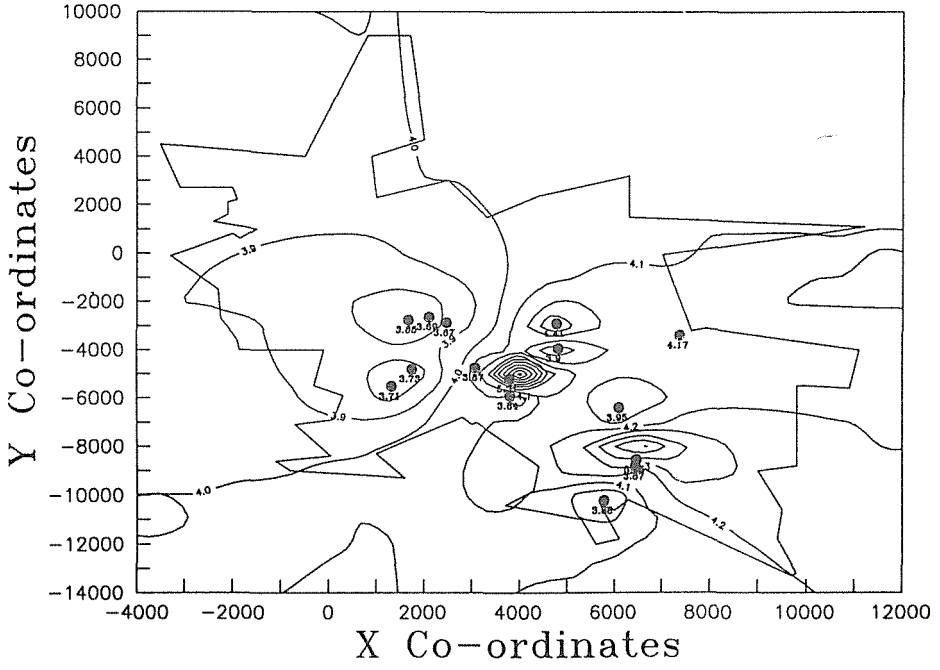


Figure 5. Contours showing the WITS-EHAC index values of D.N.C. Bottom seam

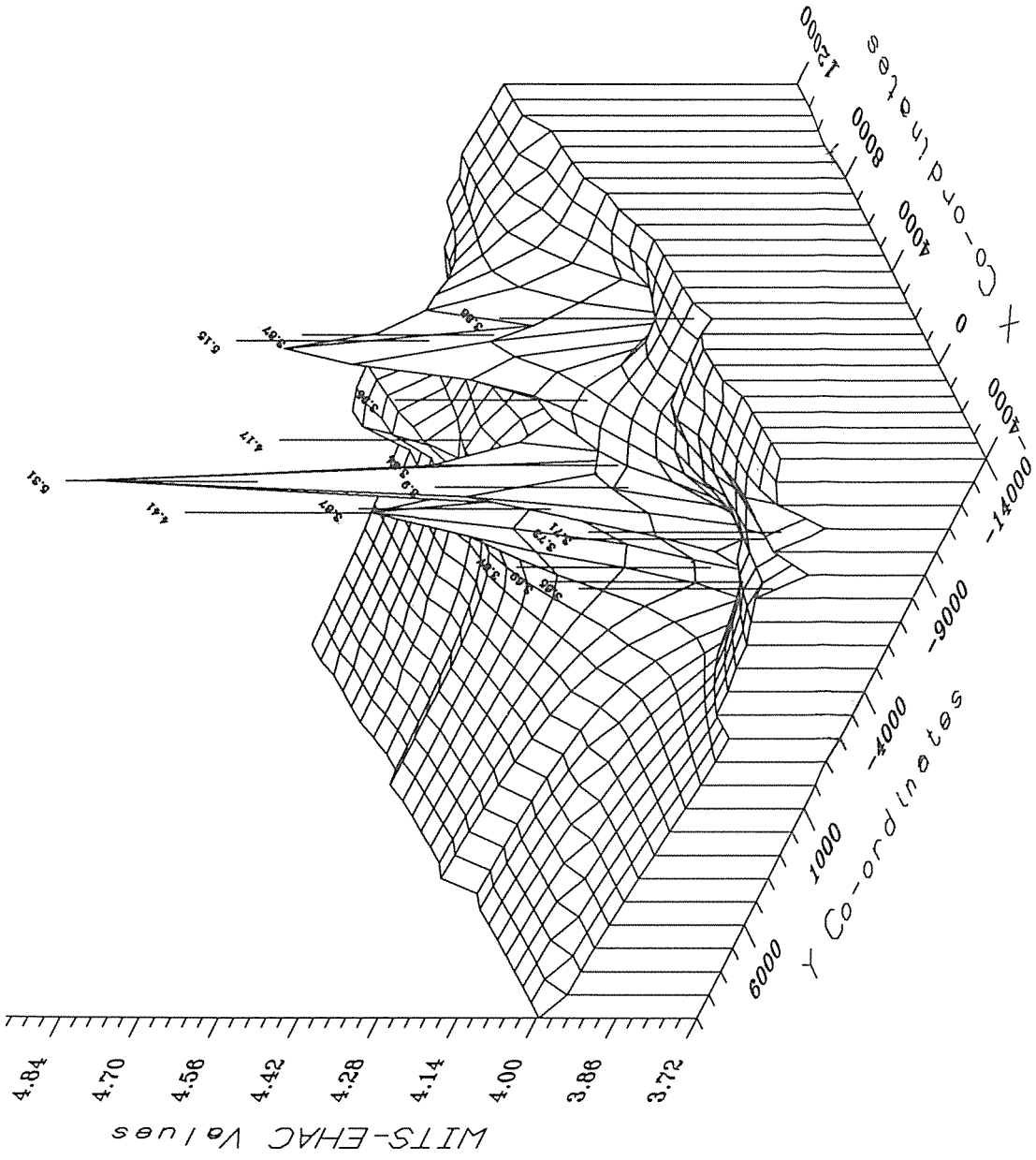


Figure 6. 3-dimensional view of the WITS-EHAC index values of D.N.C. Bottom seam samples.

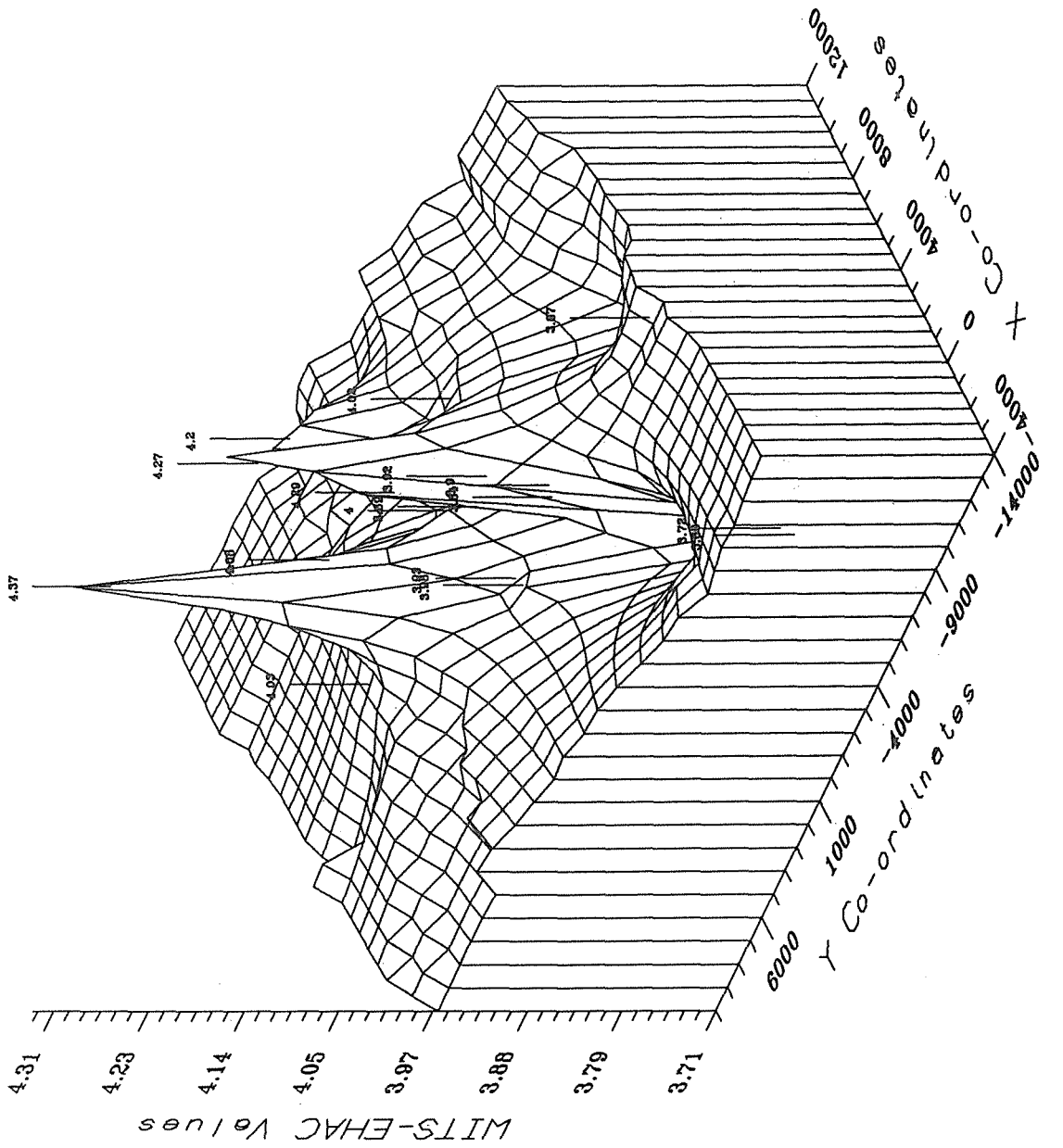


Figure 7. 3-dimensional view of the WITS-EHAC index values of D.N.C. Top seam samples.

6. REFERENCES

1. BHATTACHARYYA, K.K., 1982; " D System Classification of Coals in Respect of Spontaneous Combustion", Journal of Mines, Metals and Fuels, April 1982, pp.185-186.
2. GOUWS, M.J., 1987; " Crossing-Point Characteristics and Differential Thermal Analysis of South African Coals, University of the Witwatersrand, M.Sc.(Eng.) Dissertation, Johannesburg, South Africa.
3. WADE, L., PHILLIPS, H.R., GOUWS, M.J., 1986; " Spontaneous Combustion of South African Coals",Proc.Symp.Underground Mining Methods and Technology, edited by A.B. Szwilski and M.J. Richards, Elsevier Science Publishers B.V. Amsterdam (1987), pp. 65-73.

COMBATING OF EXPLOSIONS HAZARDS IN UNDERGROUND COAL MINES

YERALTI KÖMÜR OCAKLARINDA GAZ VE TOZ PATLAMALARIYLA MÜCADELE

K.LEBECKI *
Z.KOBIELA **
F.SWIERGOT ***

ABSTRACT

The review of methods of combating of gas and dust explosion in underground coal mines is presented with emphasize on general philosophy of gas and dust hazard. More detail are described :

- initiation and course of coal dust explosion
- main means against coal dust explosion propagation
- instruments for methane monitoring
- methods of control of methane emission

There are also given some examples of accidents occurred in polish coal mines and general methods of the investigation of their causes.

* Dr. Head of Dust Hazard Department Experimental Mine "Barbara"- Central Mining Institute Katowice, Poland
** Msc- Head of Gas Hazard Department, Experimental Mine "Barbara"
***Msc-Head of Electronics Department, Experimental Mine "Barbara"

1. INTRODUCTION

The explosions of gas and dust in underground coal mines still occur although knowledge about their causes grew immensely during last eighty years. There are two main reasons :

- the hazard level augments as the depth of exploitation augments
- the more intensive exploitation methods cause more intense methane emission and dust generation.

The dust spreads out over the mine workings with ventilation streams. Without effective methods of dust and gas hazard fighting it would be impossible to extract coal from underground mines. In this paper a brief by necessity review of means of anti-explosion prevention methods used in polish mines are given , on the background of general hazard state is given.

2. DEFENSE LINES AGAINST COAL DUST EXPLOSION

It is proved by experience that the biggest catastrophes and destructions are caused by coal dust explosion which will be more emphasized in this paper. It results from practice that effective prevention should hold four area of problems:

- prevention of dust formation and its propagation all over the mine workings
- control of possible ignition sources of coal dust explosion
- combating of explosion propagation
- combating and extinguishment of developed explosion

The means solving the above problems are forming defense lines against coal dust explosion.

The means of prevention against dust formation are described by Lebecki [1988].The prevention embrace dust suppre-

ssion on mining machines by water spraying, by dust collecting, water infusion to the seams. All this problem are beyond scope of this paper.

Prevention against ignition sources presents very large problem which was developed in many publications for example Cybulski [1964]. Some topics will be described below.

2.1 Methane hazard in coal mines.

Mining practice proves that there exist two the most frequent initiators of coal dust explosion:

- badly accomplished shotfiring
- combustion or explosion of methane

The first was very spread out over polish mines up to sixties. Now its significance lowered very much because general diminishment of use of explosives, but first of all by proper use of properly composed explosive. In this case, when shotfiring is done by well trained people there no possibility to ignite methane or dust. The problem initiation of coal dust explosions by shotfiring is described by Cybulski [1973].

The second initiator is much more complicated and much more difficult to control. The methane is ever present in mines, removing of methane emitted to the mine air require supplying of great amount of air, sometimes up to 5000m3/min. and sometimes in particular places (holes in the roof, gobs and so on) there are dangerous accumulation of methane, roof layer occur, being the unexpected source ignition of coal dust.

Coal dust to explode require strong ignition sources, with energy at least 100mJ if the dust form a could in the air. Reaction of combustion of methane begins from electrical spark with energy 0.28mJ. In real mining conditions, where dust must be also entrained from the wall of workings

by the source of ignition,its energy must be much higher-up to several kJ. Generally,dust explosion (not only coal dust explosion) is composed of primary explosion and secondary explosion. In mining conditions the primary explosion is realized by methane or shotfiring. In some cases methane burns laminarily in isobaric process and even in this case may from the weak pressure wave able to entrain dust which ignites by methane flame.The development of coal dust explosion is only a question of amount of dust layered in the workings. In case of methane explosion the transition to coal dust explosion is almost sure if only the dust is present.Ever presence,low ignition energy and low explosion limit of methane make methane the cause of the most disastrous mining catastrophe. But statistics of explosion proves also that the biggest catastrophes (Courier colliery 1906, for example) occurred in non gassy mines.One can say that in very gassy mines the people are more carefully and disciplined. Nevertheless the methane is the most frequent initiator of coal dust explosion and removing of methane is the most important task for ventilation services in mines. The chief order must be:"methane dictate the ventilation " Removing of methane is realized in two ways:

- by ventilation
- by degasification

In polish hard coal mines 1990 with total coal production of 165 millions tons the methane emission was 2 billions cubic meters, 20% of which was capted by methane drainage. But economically , methane drainage is profitable only for 19 among 70 mines where the total methane emission is from 100 to 400 m3 CH4 per minute.

2.2 Methane monitoring

That is the most effective mean to control the methane hazard in mines. Practically, the methane sensor properly distributed survey the methane content and switch off the electrical energy when its depass some limit. According to "Mining Regulation" the gassy workings must be protected by methane monitors and in medium gassy mines if emission is 0.5 m3 CH4 per minute in separate ventilation, and 1 m3 CH4 per minute in circulating air. In headings, drived with explosives there is installed one methane monitor switching off the energy in entire working in case of depassing 2% CH4 value. In case of using of road header two additional sensors of CH4 are used:

- over the machine - sensor switching off the machine at 1% of CH4
- on the arm of the machine - sensor switching the arm at 2% of CH4

The schemes of lay-out of CH4 sensor is shown on Fig.1. In longwall faces two or three monitors switching-off the electrical energy are used:

- in air - inlet stream, inside the longwall face at 2m from inlet to longwall face, under the roof, switching-off the electrical energy at 1% of CH4.
- in air-outlet, in the gallery 10 m from outlet of the longwall face, under the roof, switching off the electrical equipment in the at 2% of CH4
- methane monitor with switching off and recording devices.

The lay-out of methane monitors is shown on Fig.2. According to the regulations the delay of switching-off the electrical energy should not be greater then 60 s. Methane monitoring is in obligatory use in every polish gassy mine. The system of monitoring is based on polish - made equipment- dispatching device CTT-63/4 (French license), CMM-20 and CMC-1.The sensors work in 4 minutes cycles.In

some cases the intrinsic safe monitors with 1 minute cycle, MIS 3a are used.The principal characteristics of monitoring equipment are given below.

2.2.1 THE Dispatching system CCT 63/40 Wp

- number of sensor - 40
- type of sensors:
  - CMJ-677 - 0 - 5 % CH4
  - CKA-678 - 0 -100% CH4
  - ATM-689 - air speed sensor 0 - 2 m/s, 0 - 5 m/s,0 - 15 m/s
  - CMU-691 - flammable gas sensor , 0 - 100 LEL *
  - measurement - interrupted (15 readings per hour) measurement time 15 s
  - record - two recorder,20 channels
  - alarm - optical in dispatching board regulated threshold limits
- intrinsic safety - Ex

2.2.2 Modular dispatching system CMM-20 for mines with number of dangerous points less than 20, with the one 20 channels recorder (Fig. 3)

2.2.3 Digital dispatching system CMC-1 for big gassy mines with 128 measuring points. The sensor as in 2.2.1 except flammable gas. On the surface the date are processed on by the computer.

2.2.4 System of methane monitoring MIS 3A , used in workings particularly dangerous where bumps, outburst or squealer occur,generally everywhere the short repetition

---

* LEL - Lower Explosion Limit

time is needed. The mean characteristics:

- measurement range - 0 - 2.5% CH4
- measurement - interrupted,time of measurement - 3s , repetition 60 process per hour.
- display - analogue indicator on the instrument,recorder on the surface
- power supply - accumulator 7.5V/3.5Ah
- autonomy - 3 days
- switching off electrical energy - buffered recharging by special device

The modernized version of this monitor is called MIS 3C.

2.2.5 Special equipment.

To control the methane content in the drainage tubes where CH4 concentration must be higher than 30%,the special monitoring system MIS 100 is used. Its parameters are as follows :

- measurement range - 0 - 100% CH4
- precision - (+,-)3% CH4
- kind of measurement - continuous
- switching of energy - threshold regulated

For mines where outburst of carbon dioxide occur special monitoring system of CO2 based on conductrometric principle was elaborated.It technical data are as follows:

- measurement range - 0 - 5% CO2,and 5 - 50% CO2 automatically switched over
- kind of measure - continuous
- procession - (+,-) 10% of measure value
- air sampling - diffusive

- reading	- local on analogue indicator, remote on the recorder in dispatching point

The system is supplied by accumulator, with buffered recharging and gives the alarm signals.The system is composed of 12 sensors working also with one dispatching device.For continuous monitoring of the flammable gas and vapors (methane included) the special pollistor transducer was elaborated.The transducer contains two elements: active and passive placed in diffusion chamber. The elements are made of platinum spiral wires diameter 20 microns covered with catalyzer (active) or inhibitor (passive). Burning chamber is formed of sintred bronze. The transducer is intrinsic safe, works in Wheatstone bridge system supplied by battery 2.3V, 130mA.Life time of transducer is at least one year, precision (+,-)10% of measured value , mass 17 grams.

Every polish mine is supplied with methane monitoring system and thousands of individual instruments for measuring the methane content in mine air.Having the one of the most gaseous mines in the world there has been any explosion in thees mines.

Special care is given to the problem of ignition sources of the methane;of course there is not allowed to use the open fire but still remain two possible sources electrical equipment which must be flame proof or intrinsic safe and frictional sparks generated by fiction of shearer bits on the rocks. This is on of the most spread of the methane ignition in source polish mine. There are special measures against that consisting on water spraying and ventilation on shearers. The electrical equipment for coal mines i s made fully in Poland and may be supplied to any customer abroad.

3. PROTECTION AGAINST EXPLOSION DEVELOPMENT AND PROPAGATION

In this line of defense the main mean is a neutralization of deposited dust by addition of incombustible dust. The neutralization must be done in the workings on the length of at least 200 m, from possible ignition source and practically everywhere because the explosion may be initiated not only in heading and faces .Neutralization is made either by stone dust or water. The most frequent is limestone dust but any dust may be used if it is entrained together with coal dust and not harmful for people. The water is very effective but it is not commonly used because of possible drying out .

Up to date the length of stone dusted roadways is:

- 554 km up to 50% of incombustible
- 25 km up to 70% of incombustible
- 890 km up to 80% of incombustible
- 56 km up to 85% of incombustible

The 70% content of incombustible is required in non gassy mines near possible ignition sources,80% in gassy mines ,50% in very gassy mines in every workings apart of zones with 80 and 85% of incombustible, 85% is required near faces in very gassy mines.

For 1000 tones of output 1.9 t of stone dust is used. The maximum deposition of dust in polish mines is 60-100 g of dust par square meter in one day [Krzystolik 1988] .In Experimental Mine "Barbara" the original device for monitoring of incombustible was elaborated. The instrument named INFLABAR PC was designed for quick in site determination of solid incombustible content [Krzystolik, Lebecki 1985]. The method is based on dependence of the intensity of back scattered beta radiation on chemical composition of examined sample.In case of limestone dust used as incombustible added to the deposited coal dust, the sample contains from 40 to 80 of CaCO3. The average atomic number of CaCO3 is twice of that of carbon and then,the

intensity of back scattered radiation is proportional to the content of CaCO3. Obviously, the instrument reacts also for water and other components of dust. Methods of removal of those influences on instrument read-out were elaborated.

The technical data of instruments are as follows :

- power supply - set of Cd-Ni batteries 7.2V 3.5 Ah
- measurement range - 50-100% solid incombustible
- measurement time - approx 30 s
- radiation source - Strontium 90, 185 MBq in enclosure
- weight - 3 kg
- overall dimensions - 215*80*175

General built of the instrument is presented on Fig.5 The instrument is used in more than 20 mines and facilitate the monitoring of incombustible content according to regulations.

4. THE USE OF STONE DUST AND WATER BARRIERS.

The general view of stone dust and water barrier is presented on Fig. 6.

The following barriers are used

- stone dust barriers
- water barriers - composed of water containers.

The last are preferred for use in workings where there is natural moisture and the coal dust is naturally wet. Depending on the role which they are to play , the barriers are divided into main and auxiliary ones.

- The mains barriers are to be installed at the inlet and outlet end of each ventilation district and in all remaining workings linking the given ventilation district with others
- Auxiliary barriers are to be installed inside the ventilation district and protect the faces and workings.

The general principles of barriers action are given by

Cybulski [1973]. In polish mines about 3500 barriers are installed. The action of barrier during explosion occurred and its effectiveness was described by Krzystolik [1989].

It must be said that without barriers the damages and number of victims would be highly greater.

5 THE ANALYZE OF EXPLOSION CAUSES

During last ten years in polish coal mines 8 accidents with explosion occurred among than in 7 methane was involved. In one case there was the coal dust explosion propagated from container in which coal burned . The barriers operated positively. Generally, now the biggest problems are caused by methane in form of roof layer, under the long wall conveyor.

6. CONCLUSIONS

1) Polish colliery industry disposes with the methods of combating dust and gas hazard in mines which are acceptable to any other country.

2) The protection systems are still developing according to needs of industry and modern trends in technics and science Experimental Mine "Barbara" of Central Mining Institute which has more then 60 years tradition in safety research is open for collaboration with all countries and works not only for mining but also for other industries.

REFERENCES

1. Cybulski W. - *Coal Dust Explosions and Their Suppression*
US Department of Commerce NTIS, Springfield Virginia Translation TT 73-540 [1973].

2. Cybulski W. - *Selected Translations on Explosive*,
The Central Institute For Scientific Technical And Economic Information Warsaw [1964].

3. Krzystolik P. - *Analysis of Barriers Behaviour in Coal Dust Explosions in Mines*, 23 - th International Conference of Safety in Mines Researches Institutes, Washington september 1989

4. Krzystolik P., Lebecki K., Barton P., Dworok R., Sliz J.- *Portable Coal-Stone Dust Analyzer*, Proceedings of the 2 na US Mine Ventilation Symposium, ed. A.A Balkeng Rotterdam /Borhn 1985/, p. 171-182

5. Lebecki K. - *Combating of Dust Hazards in Coal Mines*, Proceedings of International Pittsburgh Coal Conference, [1988]

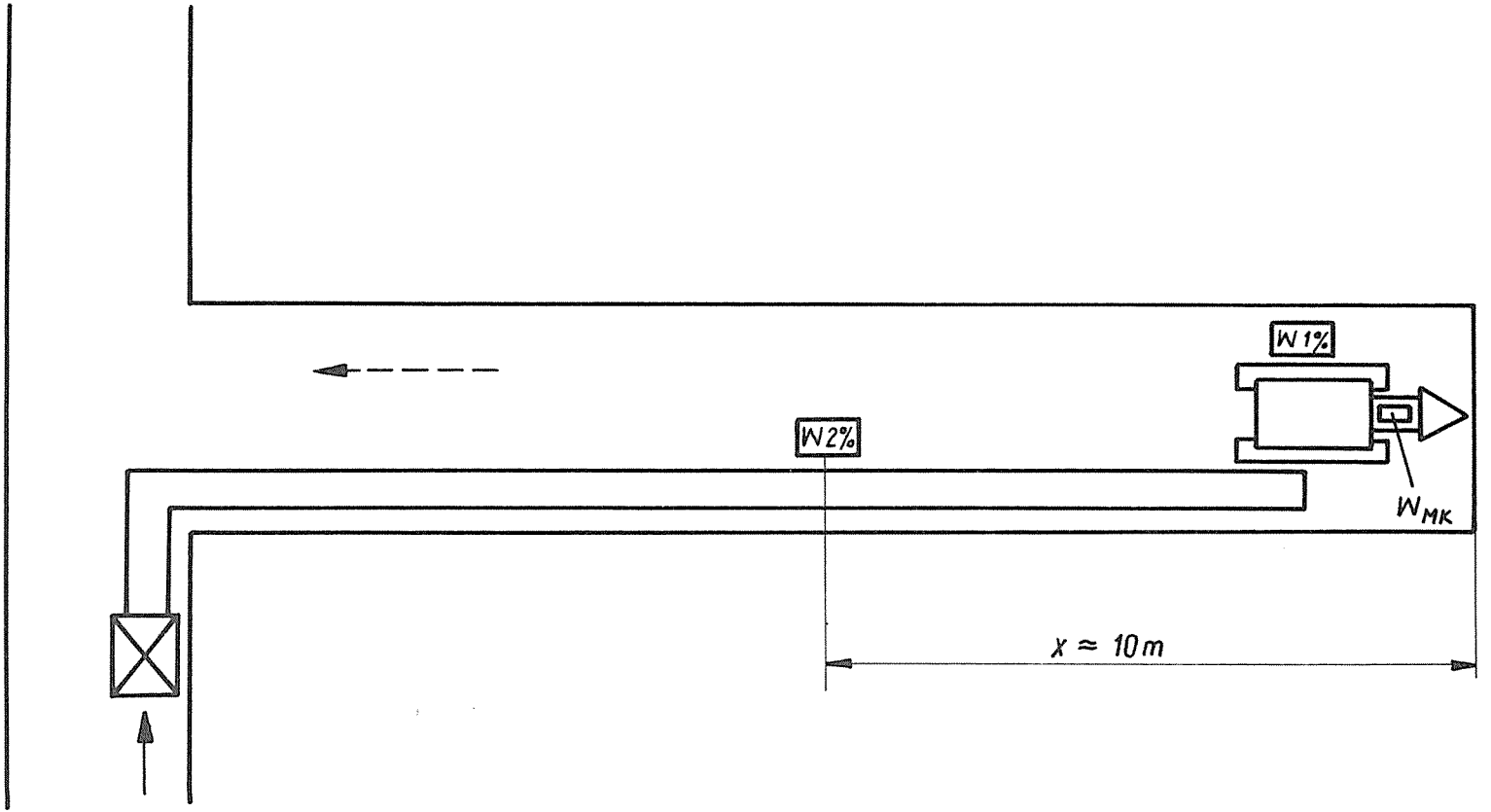


Fig.1. Lay-out of methane monitors in the gallery with separate ventilation.

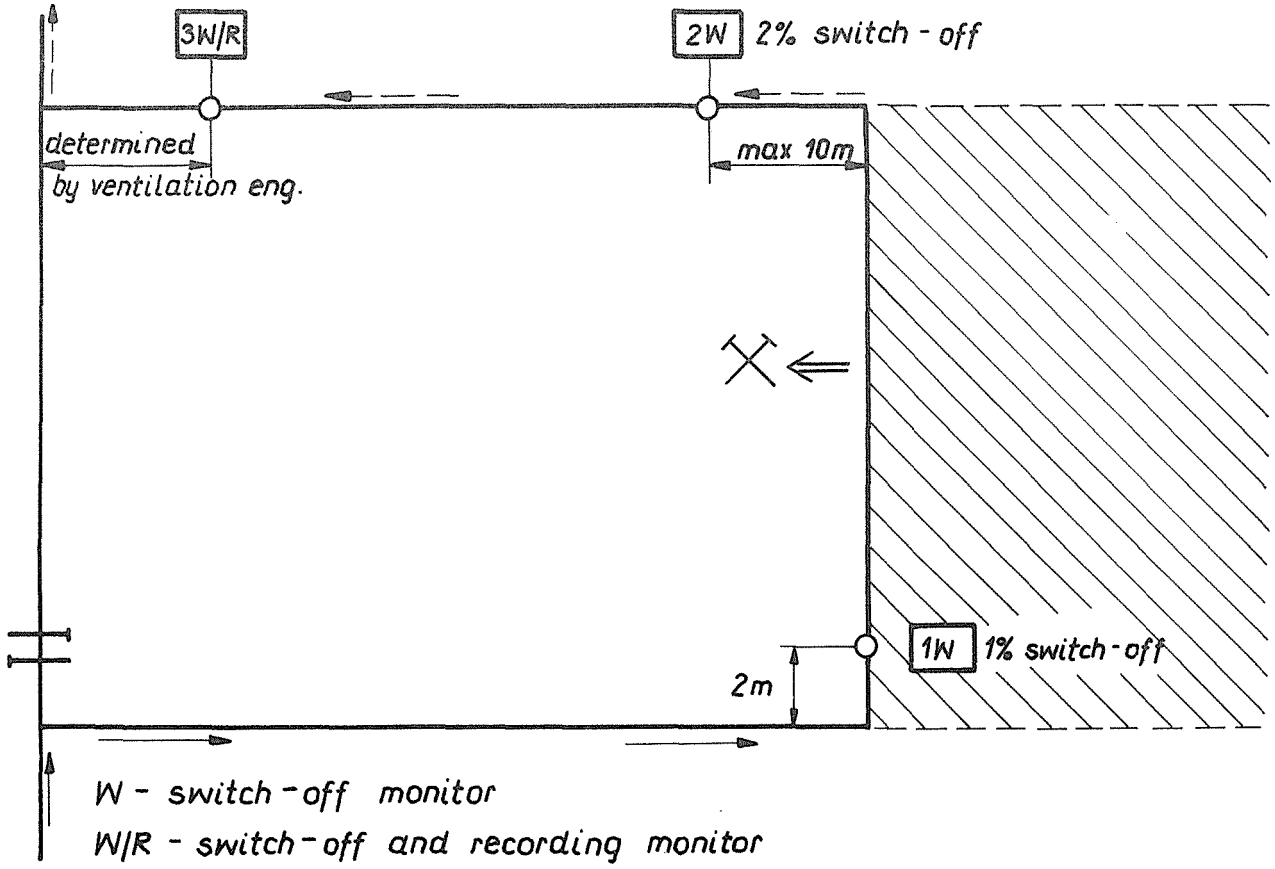


Fig. 2. Lay - out of methane monitor in the longwall - face.

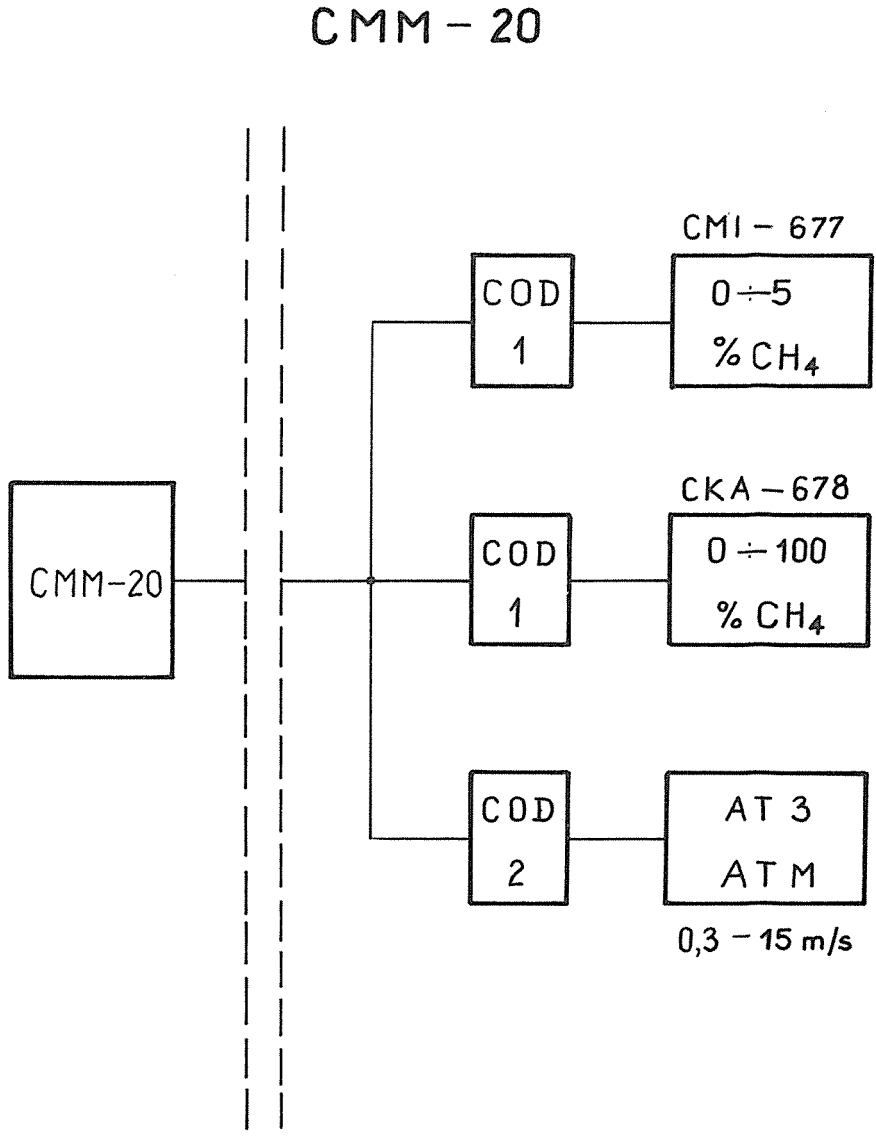


Fig.3. The scheme of CMM-20 methane monitoring system

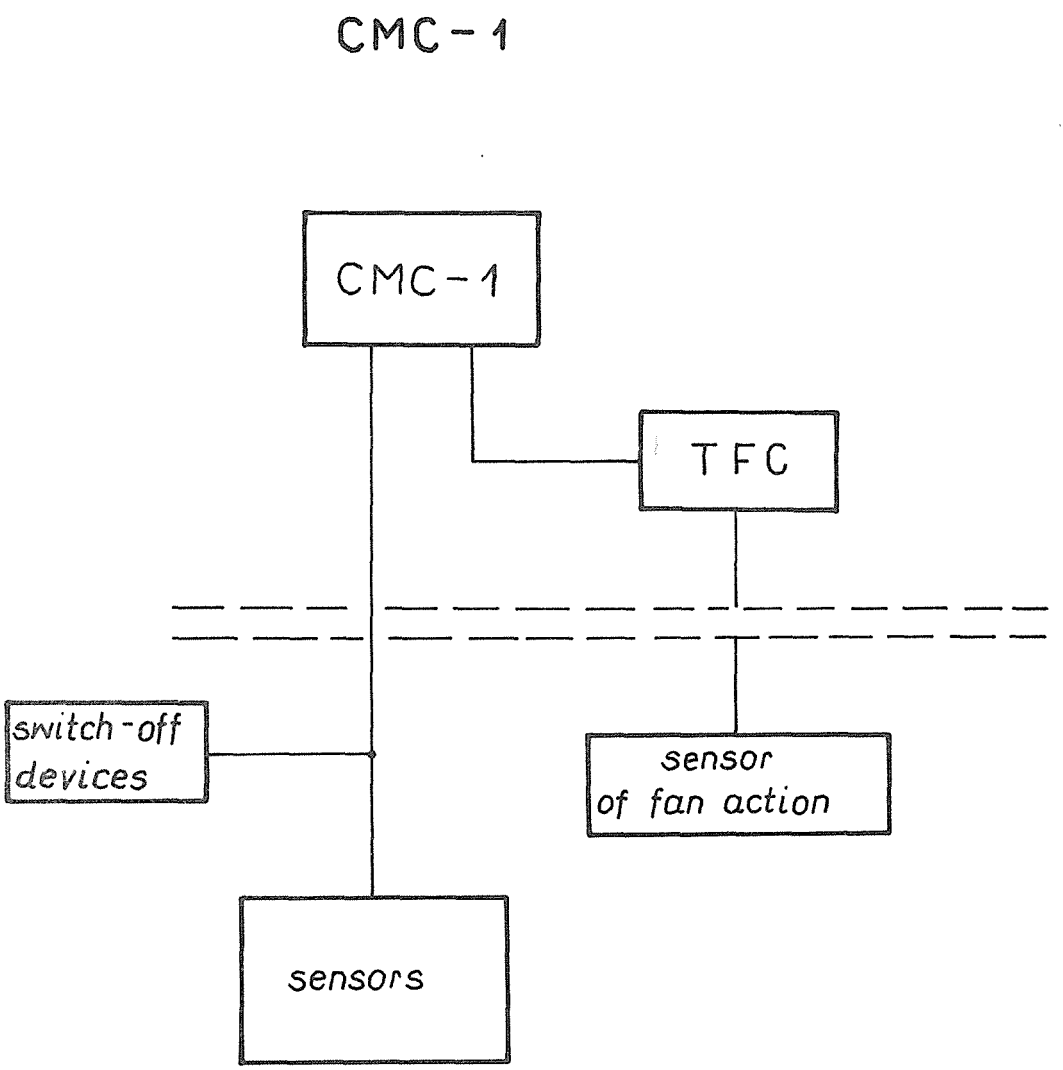
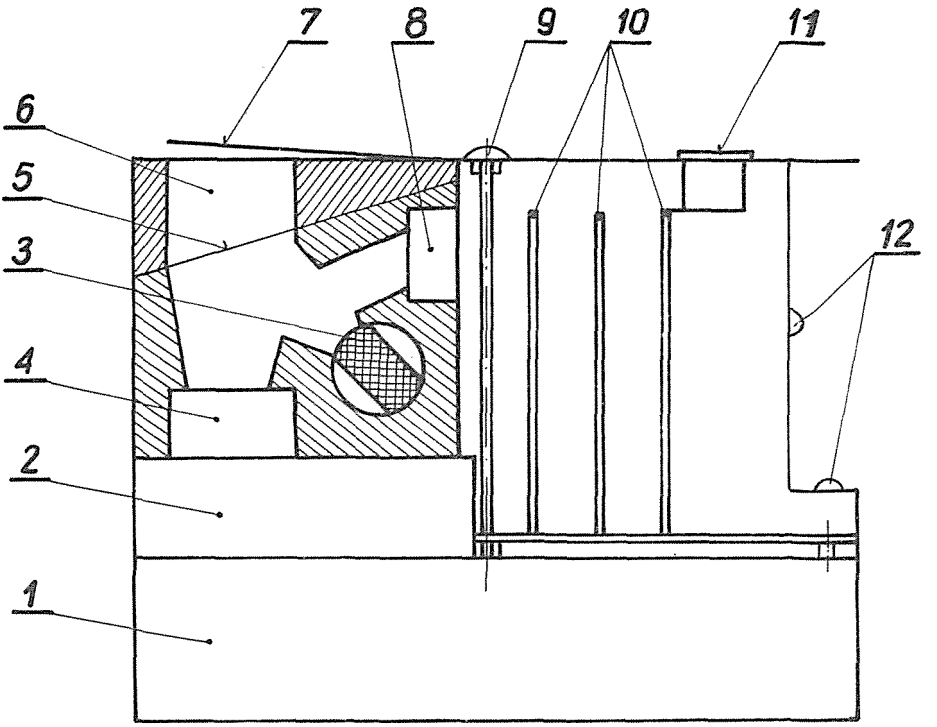


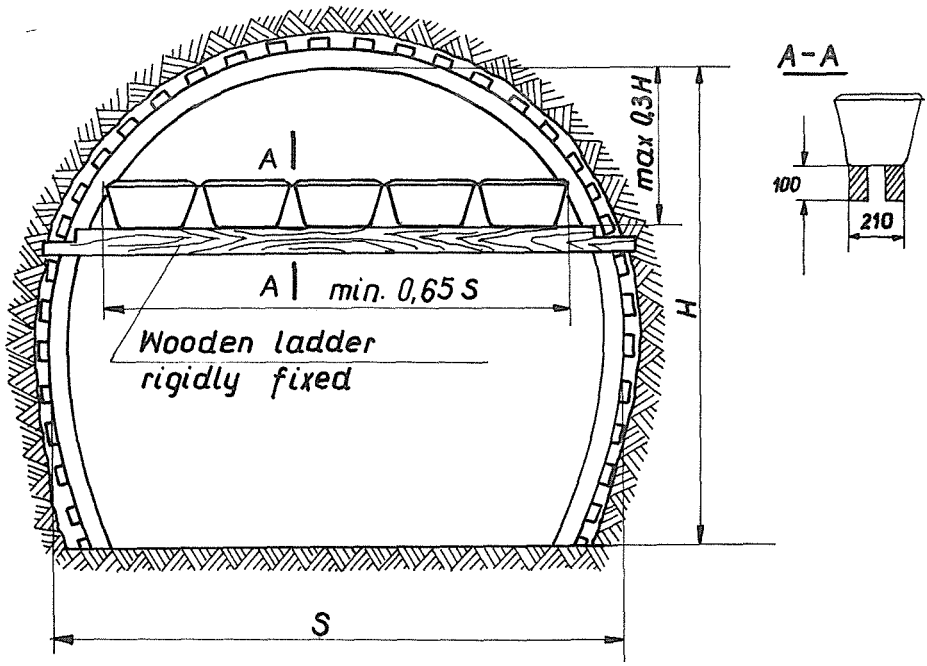
Fig. 4 The scheme of CMC-1 methane monitoring system



1 – accumulator container
2 – preamplifier
3 – radiation source
4 – detector
5 – separating foil
6 – sample container
7 – lid
8 – accoustical vibrator
9 – holding screw
10 – electrical circuits
11 – display
12 – controls

Internal diagram of INFLABAR PC

Fig. 5


A-A
100
210
max 0,3H
A
A
min. 0,65 S
Wooden ladder
rigidly fixed
H
S

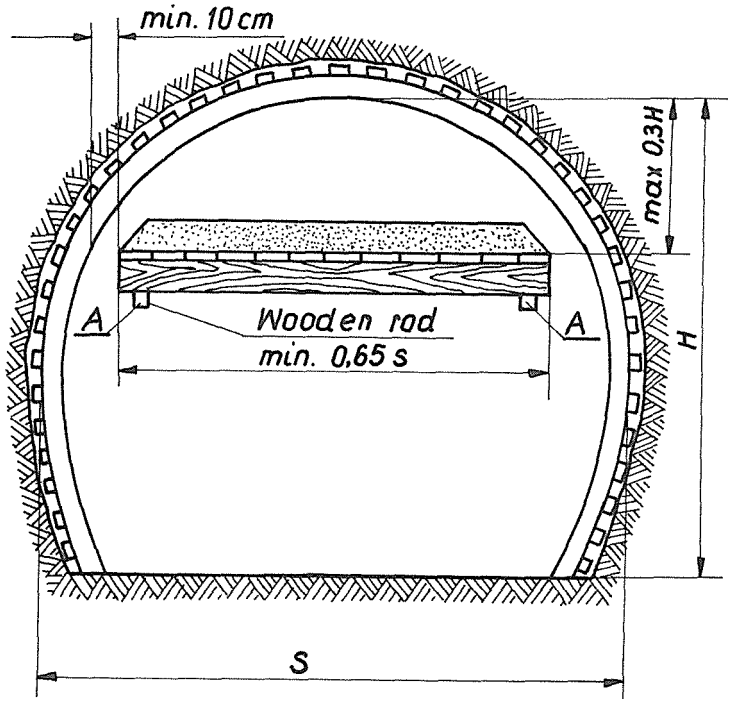

min. 10 cm
max 0,3H
A
A
Wooden rod
min. 0,65 s
H
S

Fig. 6

PROCESS MONITORING AND DATA ANALYZING FOR A ROTARY PERCUSSIVE DRILL

DARBELİ DELME İŞLEMİNDE VERİ ANALİZİ VE SÜREÇ İZLENMESİ

Deyi JIAO *

ABSTRACT

This paper is mainly concerned with monitoring of a hydraulic rotary percussive drill rig and drilling experiments carried out for monitoring purposes in the laborotary under controlled conditions. The paper discribes how to monitor percussive drilling process and which parameters should be monitored and measured. The procedure of rock drilling experiments are detailed and results are listed. From the analysis of the experimental data the relations between the variables involved in the rotary percussive drilling process are revealed.

1. INTRODUCTION

Percussive drilling machines are most widely used tools for drilling in very hard rocks. The development of all hydraulic drill rig makes it possible to integrate modern computers to the drilling machine into intellegent drills. Drilling experiments together with parameter monitoring will lead the way to set up emperical models and design new control algrithms.

2. DRILLING EQUIPMENT AND INSTRUMENTATION

The following measurements are required to evaluate the performance of a hydraulic rotary percussive drill; 1) Hammer moving trace, velocity and acceleration, 2) Hammer blow rate and blow energy, 3) Rotary speed, 4) Thrust, 5) Torque, 6) Oil pressures and flows, 7) Penetration rate. (Jiao, 1989)

2.1. The Drilling Rig

The drilling rig used comprises a Victor 'Trojan' hydraulic rotary percussive drill mounted on a rig which is based on the Victor 'Centaur' drill. Because all the components are commercial ones, some modifications have been carried out to meet the requirements of drilling process monitoring. The control valve block is also modified to have a better control over oil pressure and flow. The drill rig is mounted on two transverse rails which are bolted on the floor to enable the drill to be positioned in any horizontal direction within the width of the rock. Drilling is carried out with

* Research Associate, Canadian Centre for Automation and Robotics in Mining, Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montréal, Québec, Canada, H3A 2A7

both button and cruciform bits from 25 mm to 50 mm diameter. The working range of the drill covers rocks with compressive strengths from 138 Mpa to 276 Mpa.

2.2. Transducers Used for the Monitoring

The hammer of a rotary percussive drill moves forward and backward several thousands times per minute with a stroke 50–100 mm. To measure and monitor the movement of the hammer, high dynamic response transducers are required to obtain useful results. For drilling performance monitoring, lower dynamic response transducers can be used.

The trace is obtained by measuring the hammer displacement and deriving the displacement-time relationship. Linear variable differential transformer (LVDT) is the most suitable transducer for the movement of the hammer with its high dynamic response, accuracy and reasonable stroke. The LVDT is based on a variable-inductance principle that the displacement is directly proportional to variance of inductance of it.

The velocity of hammer movement can be directly measured by using a linear velocity transducer (LVT). If both LVDT and LVT were mounted on the hammer, the mass of the hammer would increase significantly and this would affect the performanc of the hammer. An alternative to obtain hammer velocity is to use numerical differentiation method. If the displacement S_k can be expressed as a function of time t, then the velocity V_k profile is simply obtained by differentiating the displacement curve using a suitable numerical method. Acceleration A_k is the second order derivative of displacement. Numerical differentiation is based on the differentiation of smoothed polynomial approximations. The numerical differentiation based on five points of measured data is as follows;

$$V_k = S'_k = \frac{1}{12\Delta t}(-S_{k+2} + 8S_{k+1} - 8S_{k-1} + S_{k-2}) \quad (1)$$

$$A_k = S''_k = \frac{1}{12(\Delta t)^2}(-S_{k+2} + 16S_{k+1} - 30S_k + 16S_{k-1} - S_{k-2}) \quad (2)$$

Because both differentiations are based on the approximation method then the error of calculation can be related to the time interval Δt, the smaller the time interval Δt, the smaller the error. Theoretically, when $\Delta t \to 0$ the differentiation would tend to be absolutely accurate. For this reason, it is necessary to make Δ as small as possible.

Blow energy E can be measured directly with complexity but it is much easy to be derived from hammer mass m and hammer moving velocity v_0. The blow energy can be calculated by:

$$E = \frac{1}{2}mv_0^2 \quad (3)$$

Blow rate can be measured by using certain transducers but the simplest way is to use a magnetic pick-up transducer accompanied by a F/D converter. Previous researchers used the resonance method to measure the blow rate. This is a good method to measure very steady movement but it cannot be used for continuous measurement.

Diaphragm type pressure transducer, which utilizes clamped circular plate as the elastic element and electrical resistance strain gauges as the sensor(Bentley, 1983), is used for the pressure measurements. The pressure transducer itself comprises a Wheatstone bridge whose output voltage is linearly proportional to the pressure acting on the diaphragm. The electrical connection is exactly the same as for normal strain gauge bridges. The diaphragm type pressure transducer has a very good shock and vibration sensitivity and a dynamic response of 10 to 50 kHz. It is also comparatively cheap and has higher stability so that it is suitable for both dynamic measurement of the oil pressure variations of the hammer impact system and average system pressures.

There are three commonly used methods used to measure thrust and torque acting on the drill rod. Using a telemetry system or sticking strain gauges on the machine are not practicable methods due to heavy vibrations of the machine. The only way is to use pressure transducers to get differential pressures across the hydraulic motor and feed cylinder so as to obtain thrust and torque acting on the drill rod. This is because the oil pressure P_1, P_2 acting on the hydraulic motor is directly proportional to the torque M (Chen, 1981) on the drill rod and the oil pressure P_1, P_2 acting on two sides A_1, A_2 of the feed cylinder is also proportional to the thrust on the drill rod. The thrust F produced by the cylinder is given by equation 4 (take account in friction froce f). The torque produced by a hydraulic motor with gometrical displacement of q is given by equation 5 (take account in efficiency).

$$F = P_1 A_1 - P_2 A_2 + f \tag{4}$$

$$M = \frac{(P_1 - P_2)q}{2\pi\eta} \tag{5}$$

A variable reluctance tachogenerator can be used for rotary speed measurement. Which is placed near the gear which rotates the drill rod. The reluctance of the circuit will depend on the width of the air gap between the gear and pole piece. When a tooth is close to the pole the reluctance is minimum but will increase as the tooth moves away. The reluctance is maximum when a 'gap' is adjacent to the pole piece but falls again as the next tooth approaches the pole piece. As the gear rotating pulse signal is so generated by the transducer whose frequency is proportional to the rotary speed of the drill rod.

A turbine flow meter is used for measuring oil flow which consists of a rotor or propeller that is supported centrally in the pipe along which the flow occurs and which rotates as a result of the fluid flow. The angular velocity of rotor is approximately proportional to flow rate, The blades are made of ferromagnetic material and each blade forms a magnetic circuit with the permanent magnet and coil in the meter

housing. This gives a variable reluctance tachogenerator, the voltage induced in the coil is a sine wave whose frequency is proportional to the angular velocity of the blades which is proportional to volume flow rate.

Penetration rate is a ratio of displacement and time spent. So it can be measured easily by measuring displacement and divided by time. The simplest and cheapest way to measure this quantity is to use a potentiometer. It provides the easiest way of obtaining a DC voltage whose magnitude varies in direct proportion to the displacement input. Displacement is measured by noting the voltage change across the potentiometer. The potentiometer is supplied with a stabilised and regulated DC voltage from any stabilised DC voltage supply. The system employs a precision rotary potentiometer, a pair of gears, two pulleys and a piece of non-stretchable drive cord. When the cradle moves along the track which pulls the drive cord whose two ends are fixed on the cradle and then drives the pulleys so as to drive the potentiometer via the two match gears. The angular displacement of the potentiometer is proportional to the linear displacement of the cradle. As a result, the change of resistance of the potentiometer is proportional to the linear displacement of the cradle.

Temperature of oil reflects the working state of the hydraulic system of the drill. If the oil temperature was too high, the hydraulic system might work improperly or might be overloading so that it would reduce the efficiency of the drill due to the energy loss caused by heat. The measurement of oil temperature by using a thermocouple is a simple and suitable method for monitoring the oil temperature because it is cheap and accurate. The thermocouple is very small so that it has a very good dynamic response and will not affect the system being measured. The thermocouple consists of two dissimilar electrical conductors joined together. There is a difference in electrical potential across the junction, the output is measured by connecting the junction into a circuit whose output voltage is related to temperature been measured.

The selection of the transducers is based on several principles; 1) measurement range of the transducers must include the range of machine performance 2) safety to the operator and people working nearby 3) suitable dynamic response and life time 4) reasonable accuracy and stability 5) economics. The layout and arrangement of all the transducers which are used in the experiment is shown in a technical drawing. The transducers actually used in the experiment are listed in the Table 1.

2.3. Data Recording Devices

Some of the measuring quantities could be measured at a comparatively low scan rate such as displacement of drilling, thrust, torque and temperature etc.. But some of the measured quantities need to be measured at very high scan rate such as hammer displacement which is valuable when transient values are analyzed. A 3530 D Orion Delta data logger made by Schlumberger is used for recording low scan rate data. Which has a display with front panel controls, a built-in printer and DC 100 cartridge recorder. Control and programming can be achieved using the front panel

Table 1: Transducers for the Experiment

Measurement quantity	Measurement	Transducer type	Model	Source
Moving trace	50 mm	LVDT	1000DC-D-056	Schaevitz
Thrust oil pressure(high)	325 bar	Pressure transducer	P721-0001	Schaevitz
Thrust oil pressure(low)	32.5 bar	Pressure transducer	P721-0001	Schaevitz
Penetration	2.2 m	Rotary potentiometer		
Drill rod rotary speed	500 rpm	Magnetic Pick up		RS
System oil pressure	32.5 bar	Pressure transducer	P721-0001	Schaevitz
Hammer inlet pressure	650 bar	Pressure transducer	P721-0001	Schaevitz
Rear chamber pressure	650 bar	Pressure transducer	P721-0001	Schaevitz
Hammer outlet pressure	65 bar	Pressure transducer	P721-0001	Schaevitz
Motor inlet pressure	103.5 bar	Pressure transducer	P721-0001	Schaevitz
Motor outlet pressure	103.5 bar	Pressure transducer	P721-0001	Schaevitz
Motor oil flow	16 lpm	Gear type flowmeter	LT-20	Webster
Impact system oil flow	114 lpm	Turbine flowmeter	LT-125	Webster
Hammer blow rate	5000 bl/m	Magnetic pick up		RS

keys in conjunction with 'prompt' message which appear on the display. The built-in cartridge recorder is used for storage of measurement data and setting up routines and the printer will give instant print-outs of measurement data and program listing. Signals can be conditioned and digitized in the logger before recording. Control and programming also can be achieved from remote devices connected to one of the interfaces at the rear of the logger. The data logger is connected to an IBM PC computer via a RS 232 interface with which data recorded in the data logger can be transferred to the computer for further processing.

Dynamic signals are monitored and recorded by a Gould 1425 digital oscilloscope. This digital oscilloscope can provide dual-channel storage with a 1K×8 bit storage with simultaneous sampling of the two channels. The sample rate can go from 20 samples/s at 1 s/div to 100 M samples/s at 1 μs/div. Communication to an IBM PC computer system is provided by a RS 423 interface. This enables programming of the device to be undertaken, for stored data to be sent to the computer for further data processing. The oscilloscope also can provide outputs for obtaining hard copy of the stored data on a HP X-Y plotter.

Most of the transducers are connected to the data logger for recording and some of them need to be conditioned before entering the data logger. Few transducers are connected to the oscilloscope with external conditioning. A block diagram in Fig. 1 shows the connections of the transducers with the data logger and the oscilloscope. The control of the data logger, the communications between the data logger and the computer and between the oscilloscope and the computer are all performed by running separate computer programs written in BASIC language.

3. ANALYSIS OF EXPERIMENTAL RESULTS

The experiments undertaken for the drilling monitoring project are divided into two major parts. The first part deals with the dynamic aspect of the hammer impact

system. The time scale for this kind of experiments is in micro seconds and the process of the hammer action will be limited to a few cycles. The second part deals with the whole machine performance in a macro aspect. The variables affecting the performance will be monitored and measured in a time scale of a few minutes.

3.1. Dynamic Analysis of Hammer Impact System

Due to the magnification of errors from the differentiation, the white noises with higher frequencies will appear on the derived traces which largely affect the use of the numerical differentiation. A digital filter is introduced to eliminate or reduce the effects of this kind of noises. Since the LVDT transducer is mounted on the drill and the position for the flushing water assembly was occupied by it, a special flushing system with special modified hammer and drill rod is used.

When the drill rod was taken out, the hammer has to be stopped by the action of the high pressure oil in the front chamber instead of being stopped by hitting on the drill rod. A group of typical curves of the dynamic characteristics of the hammer impact system was obtained as seen in Fig 2. The stroke of the hammer can then be derived by the displacement at front end minus the displacement at rear end. The time spent for hammer moving from rear end to front end T_f (working stroke) plus the time spent when hammer moving from front end to rear end T_r is hammer impact cycle time T_c. Then the blow rate of hammer B_r can then be calculated based on the time spent for one complete cycle.

Experiments under different running conditions have been done. All the curves have similar shapes and strokes. The velocity and blow energy are different with different blow rates and rear chamber pressures. Table 2 lists some of the results obtained from the experiments.

Table 2: Data from Hammer Impact System experiments

File	T_f ms	T_r ms	T_c ms	B_r bl/m	Stroke mm	max. V m/s	max. E Joule	R
OSCI1	16.5	49	55.5	1081	40	5	8	0.30
OSCI2	7.5	18	25.5	2353	50	10	40	0.29
OSCI3	11.5	32.5	44	1364	42	7	12	0.26
OSCI4	6	21.5	27.5	2182	26	8	26	0.22

It is clear that the return time is much longer than the stroke time at any situation. The ratio R of stroke time T_f to the whole cycle time T_c are all under 0.3. It is also noticed that there are no rest times at both front end and rear end of the stroke. The lower R ratio means the hammer can produce much more energy for the impact action of the hammer due to higher forward velocity and acceleration while the lower return velocity wastes less energy when returning the hammer to the rear end. However, the lower return velocity will take longer to return the hammer from front end to the rear end which reduces the hammer blow rate, which is not

desirable. The time ratio between stroke time and return time is governed by many factors like working areas on the hammer, dimensions of orifices, mass of the hammer and system pressure *etc.*. More investigation is required to decide on the optimum ratio for optimum drill performance.

The situation is very different when a drill rod is in the drill while drilling, The thrust was applied sufficiently to ensure the bit well contacted to the rock and the flushing water was provided as well to remove the cuttings produced. Data listed in last row in Table 2 Shows the difference. There are also severe hydraulic shocks when the hammer is in the return stroke, possibly because the rebound of the hammer and energy accumulation in the chambers. Both working and return strokes are much smaller.

3.2. Drilling in the Rocks

This part of the experiments was carried out by using different bits and rocks and setting the variables at different values. Due to the difficulty of control, the variables were in fact set at a small range other than a definite value. Normally, the rotary speed was adjusted in the range of 90–250 rpm, blow rate was adjusted from 1500 to 3000 bl/min, thrust is in the range of 100–2000 newton and the inlet pressure was from 70 to 200 bar. Three different bits are used which are button bit (43 mm) and cruciform bits (32 mm and 43 mm) made by Boart UK. The flushing water was provided at a rate of about 7 l/min. 225 holes were drilled in four different rocks in drilling experiments. The rocks used are springwell sandstone, Pennant sandstone, Whinstone and Mootlaw limestone. They pose different geological and mechanical characteristics. The mechanical properties of the rocks are tested by using standard methods of rock testing. Table 3 lists the mechanical properties of the rocks tested.

Table 3: Mechanical Properties of the Rocks

Mechanical property	Springwell Sandstone	Pennant Sandstone	Whinstone	Mootlaw Limestone
Uniaxial compressive strength(MPa)	38.30	197.17	268.05	237.71
Tensile strength(MPa)	3.02	11.22	16.01	10.54
Shear strength(MPa)	5.51	23.67	32.75	
Young's modulus(GPa)	11.90	17.86	25.83	43.21
Poisson's ratio	0.28	0.23	0.18	0.28
Shore Scleroscope hardness	41	75	85	
Schmidt hammer number	52	60	64	60
Cone indentation test	1.98	4.25	6.41	5.52
Bulk density (Mg/m^3)	2.18	2.68	2.88	2.30

3.3. Drilling Data Processing

The number of the parameters monitored in the drilling process is as many as twelve and this can be seen in Fig. 1. The experimental data were recorded,

transferred and precessed by using a series computer programs. Linear regression is used in the final processing. The independent variables involved in the rotary percussive drilling mainly are: inlet pressure of the drill by which the impact energy is input into the drill and transferred to breaking energy of the drill, blow energy which is the energy delivered to the drill bit to break the rocks, blow rate which is the energy delivery rate of the drill, rotary speed which is the rate of delivering the torque to the drill and thrust which governs the contact condition between the bit and rock.

The dependent variables involved in the rotary percussive drilling mainly are: penetration rate which is the production rate, torque which is the reaction of drag force on the drill bit and this is the difference from the pure percussive drilling, flow rate which is the energy delivery rate to the drill.

Relationships between inlet pressure and rear chamber pressure, flow rate, blow rate, rotary speed, penetration rate and motor outlet pressure are linear or fairly linear and the regression results are significant. The linear relationship between motor inlet pressure and torque means that the torque produced by the hydraulic motor is only affected by the inlet pressure of the motor when the outlet pressure is linearly related to the inlet pressure. After observing all the regressed equations, we can summarise that among the variables affecting the torque, the most significant variable is thrust. Blow rate and rotary speed do not have much influence on the torque.

Blow rate has the most significant influence on the penetration rate and secondly the rotary speed. The thrust has no significant effect on the penetration rate which proved a early study (Hustrulid, 1968), the thrust is only needed for percussive drilling to keep the drill bit well contacted to the rock drilled. Increasing the thrust above this minimum value can only increase the torque produced and bit wear rate since the torque is linearly related to the thrust applied. The input energy will increase due to increased torque and so the efficiency of the drill will decrease. Both blow rate and rotary speed have a great influence on the flow rate due to the nature of the drill. The rise of oil temperature has little influence on the flow rate, although it can change the viscosity of the oil and so increase the leakage.

The values of specific energy for different rocks are different and are not constant for a particular rock with great variations. So it cannot be used for prediction purposes for this particular drilling method. The bits used for drilling experiments have different effects on drilling process. The cruciform bits are better for drilling in comparatively softer rocks while button bit s are better for harder rocks. From the analysis of cuttings produced under the same drilling conditions, the button bits can produce more coarse cuttings than the cruciform bits which can produce more fines. Since the energy required to break the rock is related to the size reduction ratio, the button bits should have a higher drilling efficiency than cruciform bits. Fig. 3–Fig. 6 show regressed relations between the variables monitored in the drilling experiments and as can be seen the relations between these parameters are mostly linear.

Acknowledgements

This reasearch work has been part of the project sponsored by the grants from Victor products and the University of Newcastle upon Tyne, United Kingdom.

REFERENCES

JIAO, D., 1989; "Analysis of Variables Affecting the Performance of A Hydraulic Rotary Percussive Drill," Ph.D Thesis, University of Newcastle upon Tyne, UK.

HUSTRULID, W. A., 1968; "Theoretical and Experimental Study of Percussive Drilling of Rock," Ph.D Thesis, University of Minnesota, USA.

BENTLEY, J. P., 1983; "Principles of Measurement Systems," Published by Longman Inc., New York, USA.

CHEN, Y., 1981; "Mining Machinery (Drilling Machines)," Publishing Company of Metalurgy Industry, Beijing, China.

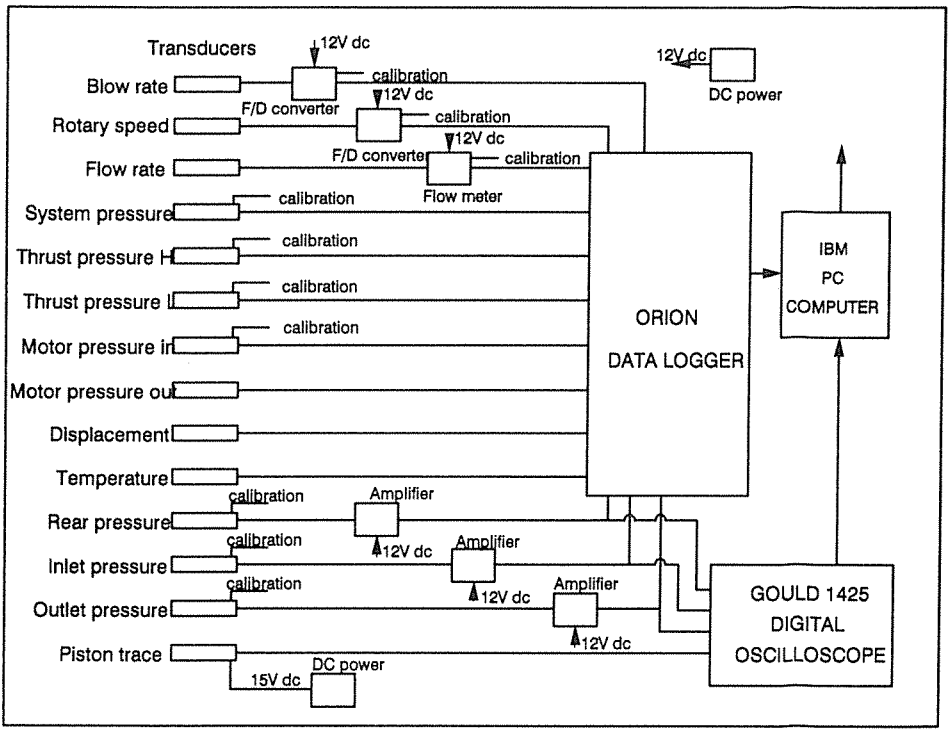
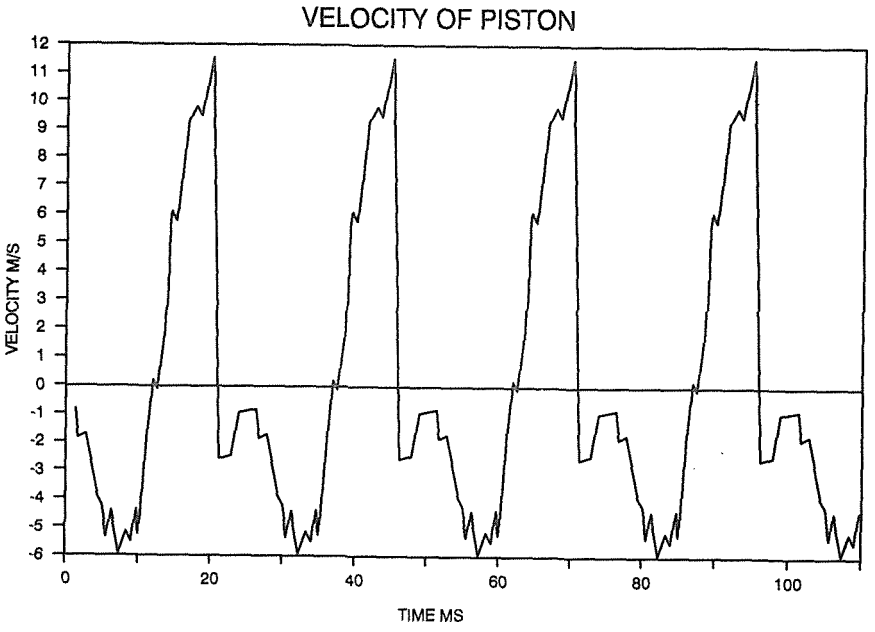


Fig. 1 Connection of transducers with recording devices



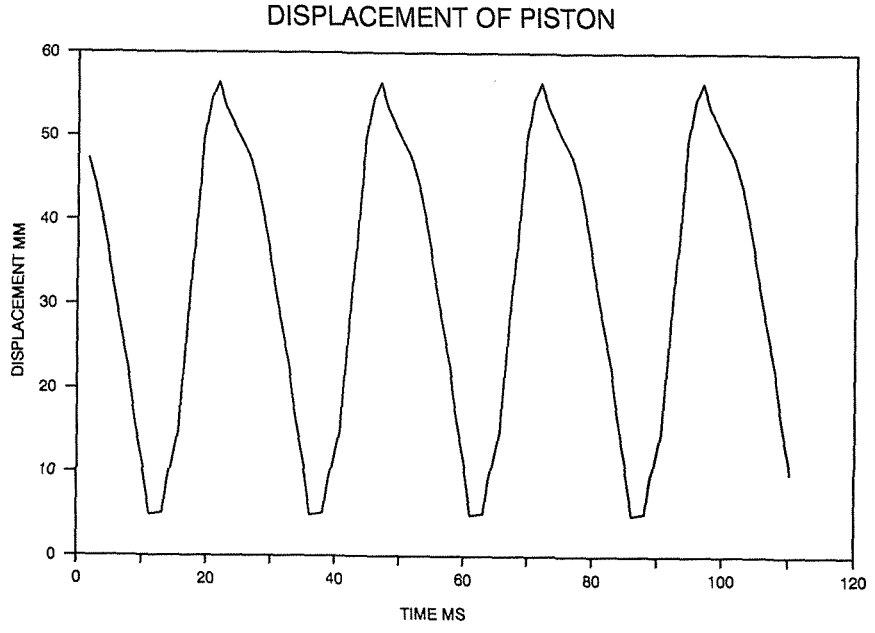


Fig. 2 Hammer moving velocity and displacement

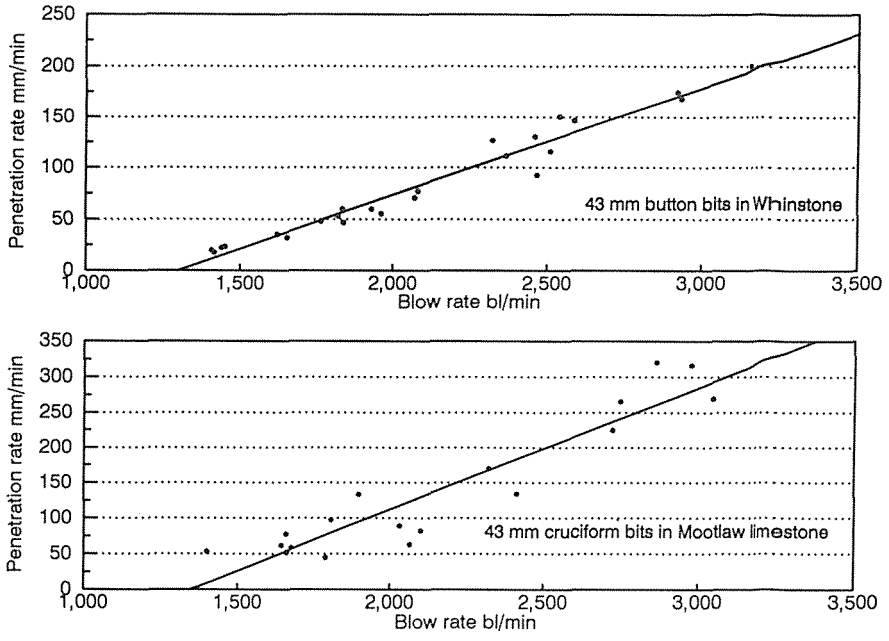


Fig. 3 Penetration rate versus blow rate

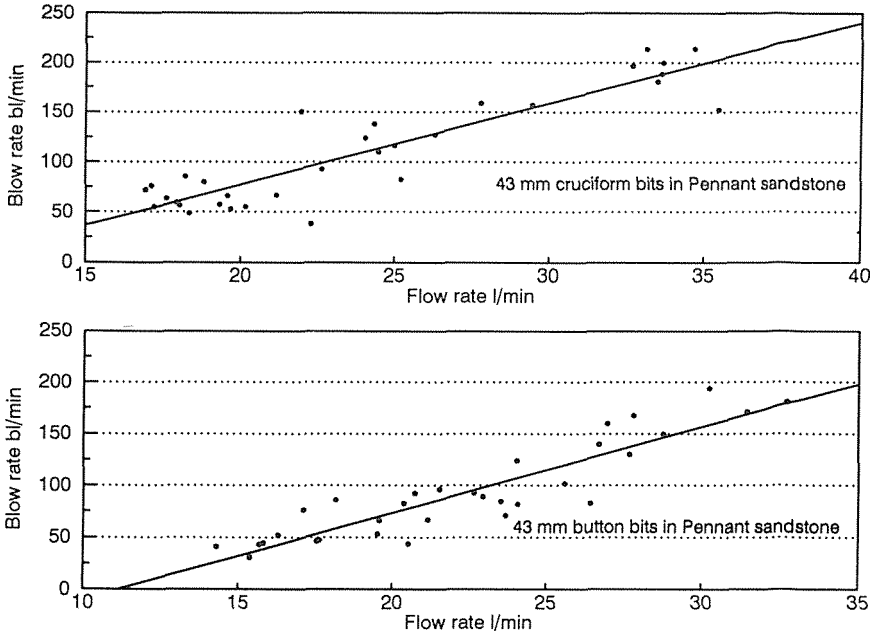


Fig. 4 Blow rate versus flow rate

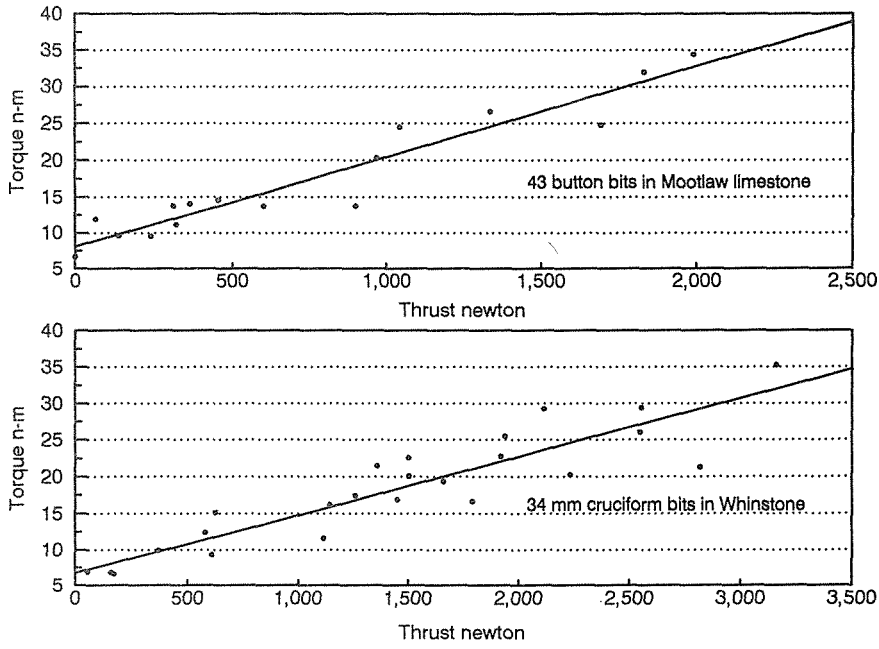


Fig. 5 Toque versus thrust

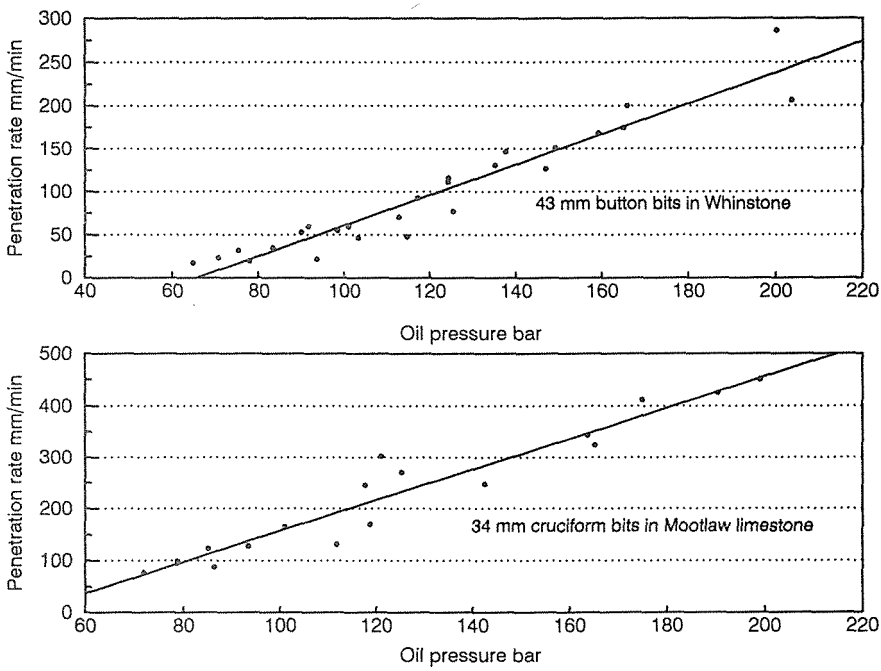


Fig. 6 Penetration rate versus oil pressure

THE PREDICTION OF MACHINE DETERIORATION BY WEAR DEBRIS PARTICLE SIZE DISTRIBUTION

AŞINMIŞ PARÇACIKLARIN BOYUT DAĞILIMI YÖNTEMİ İLE MAKİNALARDAKİ HASARIN ÖNCEDEN BELİRLENMESİ

Bilhan ELMACI *
Michael John RICHARDS**

ÖZET

Yağ örneklerinden aşınmış parçacıkların ayrıştırılarak analizi, iş makinaları için bilinen en etkili makina verimi, bakım ve hasar kontrolü yöntemlerinden biridir. Bu çalışmada periyodik yağ örneklerinden metalik parçacıkların ayrıştırılması, Parçacık Sayıcı (D. T.) ve Malvern 3600 Parçacık Boyut Ölçücüsü analiz sistemleri birlikte kullanılmıştır. Maden makinalarının sürekli kontrolleri için geliştirilen bir analiz yöntemi ana hatları ile sunulmuştur. Analiz sonuçlarının doğruluğuna, sistemin etkinlik ve verimliliğine etki eden faktörler, önemli bulgular, analiz sonuçları ve sistemin faydaları detaylı olarak tartışılmıştır.

ABSTRACT

The extraction and analysis of wear debris from lubricating oil samples is known to be one of the most effective methods for assessing the running condition of lubricating machinery. The wear debris analysis techniques employed in this project involve the extraction of ferrous particles from oil samples and utilisation of both the Debris Tester and the Malvern 3600 Particle Sizer. A routine condition monitoring of coal winning machinery is outlined. The factors that affect the efficiency and success of the monitoring, major findings and benefits of the system are discussed in detail.

* B. Sc., Ph. D.; T.K.İ. (Turkish Coal Authority), Ankara/Turkey
* B.Sc., Ph. D., C. Eng., M.I. Min. E. , Lecturer; The University of Nottingham, Dept. of Mining Eng., Nottingham, NG7 2RD, England

1. INTRODUCTION

The four stringent demands on present day capital intensive machinery of highly mechanised industries such as mining are to extend the useful and economic life of plant, to increase reliability and availability of plant, to reduce breakdown maintenance costs and safety hazards, and to improve returns on invested capital. British Coal has already applied an effective machine health monitoring system at collieries and regional laboratories. One of the short comings in these systems was found to be the measurement of particle size distribution of wear debris, as debris readings alone do not provide enough information to predict the severity of wear and the deterioration of components sufficiently.

The main objectives of this work were to develop a monitoring system by means of particle size distribution of wear debris in used lubricating oils to be operated in conjunction with the Debris Tester at the colliery level to determine the severity of wear efficiently, to determine the effect of contamination, to evaluate the effects fine (under 5 mic.) wear debris and to establish machine running norms globally.

2. THE MONITORING PROCEDURE

2.1. The Selection of Machinery to be Monitored

In the mining industry it may be said that gearboxes are vital components as they are highly critical in terms of machine reliability, cause significant loss of production and high maintenance costs due to unexpected breakdown, work under a very dirty environment, have a high performance duty and are not easily accessed due to design and face conditions. The examination of used lubricating oils from the right hand gearbox of 270 hp. Anderson Strathclyde double ended drum shearers was undertaken which are in use at Thoresby Colliery in the Nottinghamshire Area of British Coal.

Gearboxes of these sharers were selected as they are one of the most important coal winning machines in the U.K. mining industry . They are well known to have

relatively short working life, usually less than a year due to the heavy loading they experience and the design limitations, mainly of size to which they are constructed and they are expected to be capable of working in the most arduous conditions (1).

2.2. The Selection of Monitoring System

It is agreed that none of the wear debris monitoring techniques alone can provide all the information that is required. The optimum choice is the combination which provides the most useful information at the lowest cost at a suitable period. Thus, leaving time for the correct decision to be made, before any breakdown occurs during production. From the information the chemical composition indicates the components being worn out and the shape and colour of particles provide information about wear mechanisms occurring during the operation. The amount and size distribution of wear debris indicate the severity of wear.

The main objectives of this work were to detect the severity of wear that occurs in coal winning machinery, to evaluate the effects of fine (under 5 mic.) wear debris, to establish machine running norms and to determine the effect of contamination on the deterioration of the components. The work was carried out by applying the Malvern 3600 Particle Sizer in conjunction with the Debris Tester. The decision of this combination was affected by the following factors:

1. British Coal has already applied an effective machine health monitoring systems at collieries and regional laboratories. One of the omissions of these systems was found to be measurement of particle size distribution of wear debris, as debris readings alone do not provide enough information to predict the severity of wear at colliery level.

2. The majority of components in British Coal gearboxes are made from ferrous material (2). Thus, almost all the particles can be collected by an electromagnet developed by the authors and the monitoring results only present the size distribution of wear debris as contaminants such as coal and stone dust are avoided.

3. At British Coal the debris readings involve the filtration of 2 ml oil samples

through 5 mic. millipore membrane filters. In this work, the debris readings and particle size distribution results were obtained by the use of 1 mic. millipore membrane filters and compared with the readings obtained at the colliery in order to determine the generation of wear debris under 5 mic.

2.3. The Monitoring Chart

The monitoring system consists of the following main steps:

1. Sampling (once a week),

2. Filtration (WCN cellulose nitrate membrane filter papers),

3. Debris reading and visual examination (Debris Tester, naked eye and an optical microscope through 5 mic. millipore filter papers at the colliery and 1 and 5 mic. millipore filter papers by the authors),

4. Collection of ferrous particles from the sample (by an electromagnet),

5. Particle size distribution by means of laser beam diffraction (the Malvern 3600 Particle Sizer),

6. Derivation of particle size characteristics (25, 50 and 75 % from the particle size distribution of the cumulative weight of wear debris particles to show wear debris growth against machine running time),

7. Presentation and interpretation of results.

The features of this procedure and the principles of the systems that were used for monitoring have been outlined in previous publications by the authors (1, 3, 4, 5).

At the colliery decisions which concern the oil changes, top ups or removal of gearheads were taken by the management by the use of debris readings (through 5 mic. filter papers) and visual examination results which were interpreted according to the chart developed by HQTD (6). The particle size distribution results were not taken into account by the colliery management during the interpretation. Therefore, these gearboxes were monitored by the authors separately from the management by using the above information in conjunction with the particle size characteristics to justify these decisions and determine the benefits which may be gained by the application of the

combination of debris readings and particle size distribution.

In order to determine the amount and size distribution of wear debris under 5 mic. particle size distribution results were obtained by the use of 1 mic. millipore filter papers. In Case Study 1, the debris readings involve both 1 and 5 mic. millipore filter papers to show the difference. In Case Study 2, the debris readings were obtained only through 5 mic. millipore filter papers.

3. CASE STUDY 1

This gearhead was monitored from the fifth week of its production period it was removed for 16 weeks. In Figure 1 the debris readings (through 5 mic. filter papers) and particle size characteristics are presented. The oil changes (max. 8 gal.) and oil top ups are shown at the top of the figure to interpret the results properly. The debris readings obtained by the use of 1 and 5 mic. millipore filter papers are compared in Table 1. This table also includes visual examination results and quantities of oil changes and top ups and maximum particle sizes.

The gearhead had relatively short working life of 20 weeks, although it had contamination free operation except the weeks between 4 and 7. Generally, the majority of particles remained over 15 mic. and debris readings remained relatively high all through the monitoring period, despite continuous oil changes and/or top ups from week 7. The inspection in week 16 revealed that the motor gear and pinion were stripped. Therefore, the gearhead was removed at the weekend in order to avoid unexpected breakdown.

It should be noted that in the weeks between 2 and 6 the particle size characteristics remained almost constant. Debris readings gradually increased and 25% of the particles were between 20 and 87.2 mic. Despite heavy contamination which started in week 4, clear water presence in weeks 5 and 6 and continuous high debris readings the oil was not changed and the gearhead was run over a month under this condition. Therefore, it may be said that the initial damage occurred during this period which would have been cured by oil changes to avoid the contamination and water

presence. Although, in the following weeks the oil was either changed and/or topped up frequently the debris readings remained constantly high which showed the existence of severe wear and grinding without any sign of contamination.

4. CASE STUDY 2

This gearhead was monitored from the second week from its installation until the face ceased production. The operation was satisfactory until week 36 without indication of impending failure. From week 36 leakage was observed, but the head was kept in the production, as there was no economical benefit to remove the head just few weeks before the face ceased production.

In Figure 2, the debris readings and particle size characteristics are plotted. The oil changes and top ups are included at the top of the figure. The visual examination results, the quantity of oil changes and top ups and maximum particle sizes are presented in Table 2. All the debris readings for this case study involve only 5 mic. millipore filter papers. According to the trend of particle size characteristics the machine running norms may be divided into two significant phases as follows:

1. From the installation to week 16: The particle size characteristics remained almost constant and particles up to 261.6 mic. were found. Except the slight contamination observed in weeks 11 and 12, contamination did not occur. The readings decreased gradually and remained almost constant in acceptable level. Although, big particles were determined as no sharp increases occurred in the monitoring results and slight increases were cured by oil changes, it may be said that the operation of the system was satisfactory. The characteristics decreased sharply after week 15. As the debris readings remained constant, this was most probably caused by the grinding of the particles worn away previously.

2. From week 16 to the end: From week 16 contamination occurred continuously after every cure by oil changes and/or top ups. Therefore, generally, almost all the particles remained under 28.1 mic. and the majority of these particles were under 5 mic.

It should be pointed out that during the periods weeks between 16 and 19, weeks between 22 and 26 the oil was only topped up despite heavy contamination. If the oil had been washed out by clean oil when the contamination occurred, the problem could have been cured more quickly, as the problem continued for about 14 weeks until week 31. During this period the dominant wear process was grinding. The abrasive nature of contaminants and frequent oil top ups was most probably masking the generation of large particles, as they ground after their appearance.

Although, slight contamination was observed in week 33, until this became heavy and debris readings increased sharply no action was taken until week 36. The oil was changed twice in week 36 and leakage from trunnion seals was observed which continued until the face ceased production. However, the management did not take any action on the leakage, except changing the oil once in week 38, as it was not economical to replace the head for short period

5. DISCUSSION

The monitoring procedure outlined in this paper originally involved ten gearboxes in six districts with various working lives over a year period. The results have proved that the particle size characteristics in conjunction with debris readings give trend information on which decisions can be made on the severity of wear and the deterioration occurring in a gearbox. However, there are number of factors and circumstances which affect the results, and they should be kept in mind to have better understandings of the results to avoid misinterpretation. These are as follows:

1. Accuracy of sampling; The role of craftsmen who take the samples is one of the most important factors which directly affect the efficiency and reliability of the results. The samples should be obtained consistently when the machine just stopped, while it is at normal working temperature, always from the same sampling point and the same level of the oil to obtain the accuracy.

2. Oil changes and top ups; One of the most obvious successes obtained by the application of wear debris analysis is making sure that there is always enough oil

in the gearboxes (7). However, in the cases where oil top ups became too frequent due to contamination and/or oil loss, the actual wear process and generation of wear debris may be masked. Consequently, the level of debris readings will be lower than the real generation, and the occurrence of an abnormal wear would not be noticed, because of the dilution of the oil. Furthermore, it has been found that in many cases the oil changes or tops are not recorded sufficiently and often the amount of of oil is undefined. The debris readings were decreasing without any record of oil changes.

On the other hand, unless the whole oil is changed, the oil top ups do not affect particle size distribution of wear debris,as the percentages for each size band will remain the same as long as there is no leakage from the gearbox. Thus, recorded or unrecorded, the oil top ups affect the debris readings directly, but particle size characteristics give clear indication about the severity of wear.

3. Cleanliness of the oil; Because of the arduous conditions of the underground environment it is difficult to keep a lubrication system used underground contamination free. Furthermore, oil changes and top ups provide easy access for contaminants and water. Consequently, the abrasive nature of coal and rock dust and corrosion due to water result in excessive wear on rotating seals which increase the entry more easy. It has been observed during this research that in one of the cases, after the start of leakage, it took only 3 weeks for the seals to fail completely (4).

A survey on reasons of gearhead removals carried out at Thoresby Colliery revealed that 20 gearheads (11 left hand and 9 right hand gearheads) were removed between May 1986 and January 1989. All these gearboxes were removed without ant loss of production time and no production occurred during the production. The reasons for these removals are as follows (4);

Scheduled change	: 1
Face slide lug broken	: 1
Internal gear teeth stripped	: 1
Casing cracks	: 1

Table 1 The Monitoring Results for Case Study 1

WEEK NO	OIL CLEAN.	DEBRIS R. (5 mic.)	DEBRIS R. (1 mic.)	MAX. SIZE (mic.)	OIL CH. (gal.)
1	Sw Ss	3.2	3.4	261.6	8
2	Sw Ss	3.2	3.6	87.2	8
3	Sw Ss	4.3	4.5	87.2	
4	Hc Sw Ss	5.8	6.0	87.2	
5	Hc W Ss	5.4	6.2	53.5	
6	Hc W Ss	4.6	6.0	87.2	
7	Hc Sw Ss	3.3	4.1	87.2	2+8
8	Sw Ss	3.4	3.5	87.2	8
9	Sw Ss	3.5	4.0	87.2	2
10	Sw Ss	4.8	4.8	87.2	8
11	Sw Ss	2.8	3.4	53.5	3+2
12	Sw Ss	3.6	3.6	87.2	2
13	Sw Ss	1.9	2.4	87.2	2
14	Sw Ss	2.8	3.7	37.6	8
15	Sw Ss	2.0	3.5	28.1	
16	Sw Ss	1.9	2.6	87.2	
HEAD REPLACEMENT					

Hc: Heavy contamination Sw: Slight water present
Ss: Small steel particles W: Water present

Generation of many bearing/gear steel (under 20 mic. /up to 100 mic.) : 1

High debris readings : 3

Trunnion seal failure : 12

This survey and the results obtained in this research have shown that **contamination** is one of the biggest enemies of these gearheads.Therefore, by using this monitoring procedure efficiently as a guide to change the oil when required the economic life of these gearheads may be extended.

4. Millipore size of filter papers; At British Coal the debris readings involve the filtration of 2 ml oil sample through 5 mic. millipore filter papers. It was clear from the results (see Table 1) that when the rate of wear debris under 5 mic. increases due to contamination, grinding or various other reasons, the debris readings obtained through 5 mic. millipore filter papers were relatively lower than the readings obtained through 1 mic. ones. In fact, generally, the fine particles under 5 mic. are generated by abrasive contaminants or grinding of the particles worn away previously. Therefore, it is important to measure the wear debris, when they are initially generated in a large amount, so that secondary damage may be avoided by changing the oil.

5. Success of the combination; The monitoring procedure can provide the following information:

a. The cleanliness of the oil,

b. the presence of water,

c. wear debris amount,

d. classification of wear debris into size classes and particle size characteristics, i.e. (25, 50, 75)%,

e. physical analysis of particles through optical microscope,

f. establishment of steady running norms and failure mode of a machine,

g. the oil level and consistency control.

It should be pointed out that total capital investment for this monitoring system

would be £ 20000 (debris testing equipment approx. £ 5000, particle size distribution system involving the Malvern 3600 Particle Sizer approx. 15000, 1989 prices). The consumable items for 120 oil samples per week it would cost approx. £ 10000 to run 48 week year period (4). However, at current levels of coal face performance, when machines are on duty, every minute a machine is broken down, will result in losses in proceeds of up to £ 800 a minute (8).

The system provides an easy, quick and accurate method of measuring the amount and particle size distribution of wear debris and highly skilled staff is not required to run the system. Consequently, reliability and cost effectiveness of existing machinery as a result of developments, design changes and appropriate selection of machinery through data storage and interpretation of inspection reports of removed machinery may be increased.

It is important to conclude that the financial saving, initially, is not spectacular. The most evident saving is made on machinery for continuous production by eliminating catastrophic breakdowns. The saving becomes more clear when using the system over a period of time. It should be also kept in mind that none of the monitoring systems alone or in combination ensures 100% effective prediction of impending failure.

6. CONCLUSIONS

The results demonstrated that the use of the combination of the Debris Tester and the Malvern 3600 Particle Sizer with the aid of visual examination is sufficient enough to be used for routine condition monitoring of underground machinery. The combination can give trend information from which decisions can be made about the deterioration taking place in a gearbox.

By comparing the debris readings with particle size characteristics the severity of the wear can be determined, since oil top ups do not affect the particle size distribution as long as there is no leakage, but mask the readings. Consequently, any sign for abnormal wear can be easily determined by using these techniques in

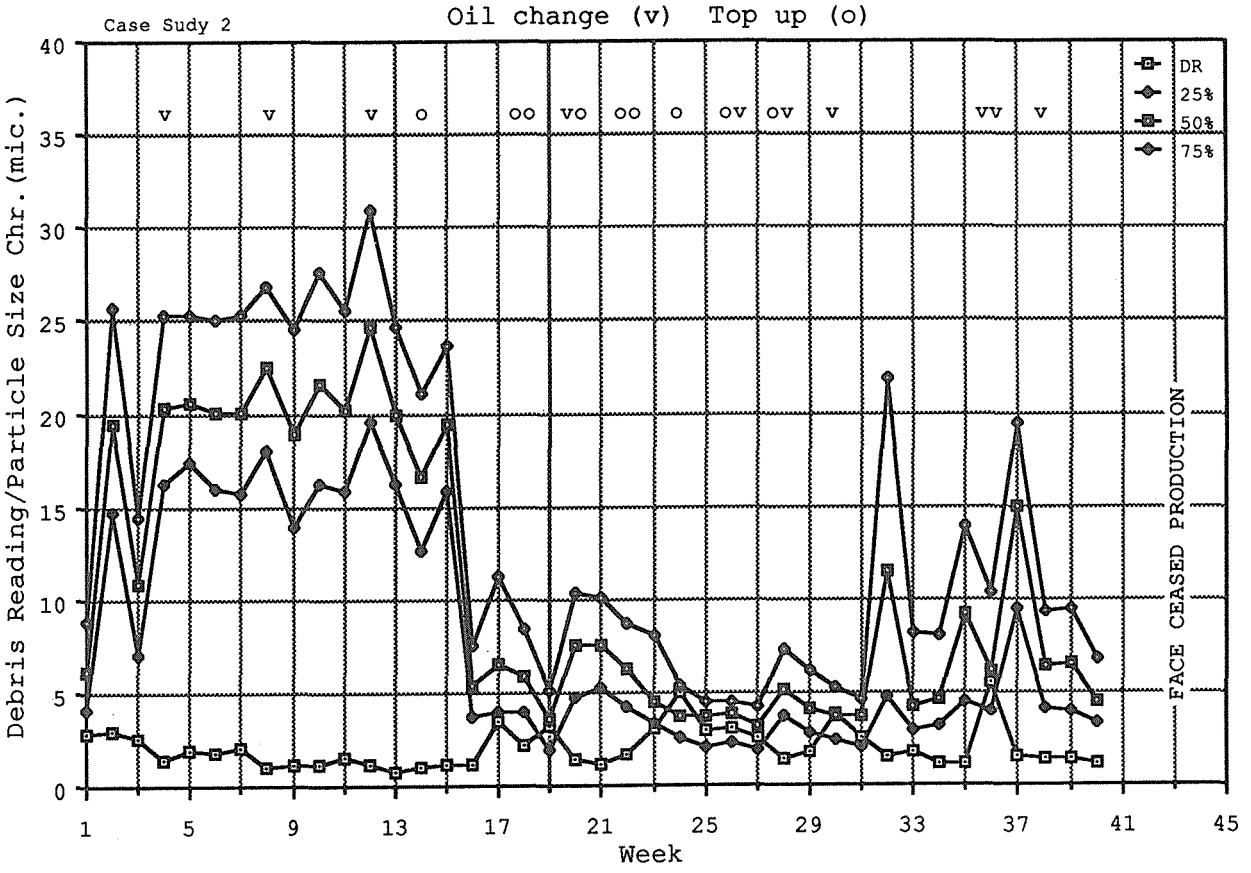


Figure 2 The Debris Readings and Particle Size Characteristics for Case Study 2

Table 2 The Monitoring Results for Case Study 2

WEEK NO	OIL CLEAN.	DEBRIS R. (5 mic.)	MAX. SIZE (mic.)	OIL CH. (gal.)
1	Sw Ss	2.8	53.5	
2	Sw Ss	2.9	261.6	
3	Sw Ss	2.6	53.5	8
4	Sw	1.4	87.2	
5	Sw	1.9	87.2	
6	Sw Ss	1.8	87.2	
7	Sw Ss	2.0	87.2	8
8	Sw Ss	1.0	87.2	
9	Sw Ss	1.1	261.6	
10	Sw Ss	1.1	87.2	
11	Sc W Ss	1.5	261.6	8
12	Sc Sw Ss	1.1	261.6	
13	Sw Ss	0.8	261.6	
14	Sw Ss	1.0	87.2	2
15	Sw Ss	1.2	87.2	
16	Hc Sw Ss	1.1	28.1	
17	Hc Sw Ss	3.4	53.5	2
18	Hc Sw Ss	2.2	28.1	7
19	Hc Sw Ss	3.2	37.6	8
20	Hc Sw Ss	1.4	53.5	2
21	Sw Ss	1.2	53.5	2
22	Sw Ss	1.7	37.6	2
23	Hc Sw Bs	3.1	53.5	3
24	Hc Sw Bs	5.0	28.1	
25	Hc Sw Bs	3.0	21.5	4
26	Hc Sw Bs	3.1	13.0	8
27	Sc Sw Bs	2.6	16.7	3
28	Sc Sw Bs	1.4	28.1	8
29	Sc Sw Bs	1.8	28.1	
30	Hc Sw Ss	3.8	21.5	8
31	Sw Ss	2.5	21.5	
32	Sw Ss	1.5	261.6	
33	Sc Sw Ss	1.8	53.5	
34	Sc Sw Ss	1.2	37.6	
35	Sc Sw Ss	1.1	37.6	
36	Hc Sw Ss	5.5	87.2	8+8
37	Sc Sw Ss	1.5	87.2	
38	Hc Sw Ss	1.4	87.2	8
39	Hc Sw Ss	1.4	87.2	
40	Hc Sw Ss	1.1	28.1	
FACE CEASED PRODUCTION				

Sw: Slight water present
W : Water present
Sc: Slight contamination
Hc: Heavy Contamination
Ss:Small steel part.
Bs: Large amount of Ss

conjunction.

However, for better understanding of the results and optimum use of the combination a great importance should be given to the following factors ; consistent and accurate oil sampling and measurements, efficient storage of oil changes and top ups and the control of oil cleanliness.

ACKNOWLEDGEMENTS

The authors would like to thank Prof. T. Atkinson for his encouragement, Mr. L. Crellin Chief Engineer for the Nottinghamshire Area of British Coal for the permission to supply the samples and all the information, Dr. E. D. Yardley Head of Metallurgy and Materials Branch of HQTD for the permission to use HQTD facilities and all the information and Mr. E. E. Jarvis Senior Mechanical Engineer of the Maintenance Department of HQTD for his invaluable advice. Thanks are also due to all the personnel of Thoresby Colliery for their helpfulness and kind co-operation.

The views expressed in this paper are those of the authors and not necessarily those of British Coal.

REFERENCES

1. M. J. Richards and B. Elmaci, Wear Debris Particle Size Distribution in Mining Machine Health Monitoring. In: Proc. of the Sixth Coal Cong. of Turkey, May 23-27, Zonguldak, 1988, pp. 43-55.

2. G. Moreton and E. D. Yardley, The Use of Wear Debris Analysis to Monitor Gear Transmissions Used Underground. In: Proc. of an Int. Conf. on Condition Monitoring, Ed. M. H. Jones, Apr. 10-13, Swansea, 1984, pp. 491-502.

3. M. J. Richards and B. Elmaci, Maintenance Management by the Application of Machine Health Monitoring within the U.K. Mining Industry. In: Proc. of the Eleventh Mining Cong. of Turkey, Apr. 23-27, Ankara, 1989, pp. 525-537.

4. B. Elmaci, The Detection of Wear in Mining Machinery by Debris Particle Size Distribution. Ph.D. Thesis, The University of Nottingham, Dept. of Mining Eng.,

1989, 327 p.

5. B. Elmaci and M. J. Richards, Effective Machine Condition Monitoring by Wear Debris Analysis. World Mining Equipment, 13 (6) (June) (1989), pp. 38-39.

6. HQTD, Wear Particle Atlas, British Coal, Tech. Dept., 14 p.

7. M. F. Lester and A. Brooks, Debris Testing Progress and Further Developments. In: Proc. of an Int. Conf. on Condition Monitoring, Ed. M. H. Jones, March 31 - Apr. 3, Swansea, 1987, pp. 372-390.

8. B. Goddard, Machine Reliability: The Key to Success. Colliery Guardian, 236 (8) (Aug) (1988), pp. 274-276.

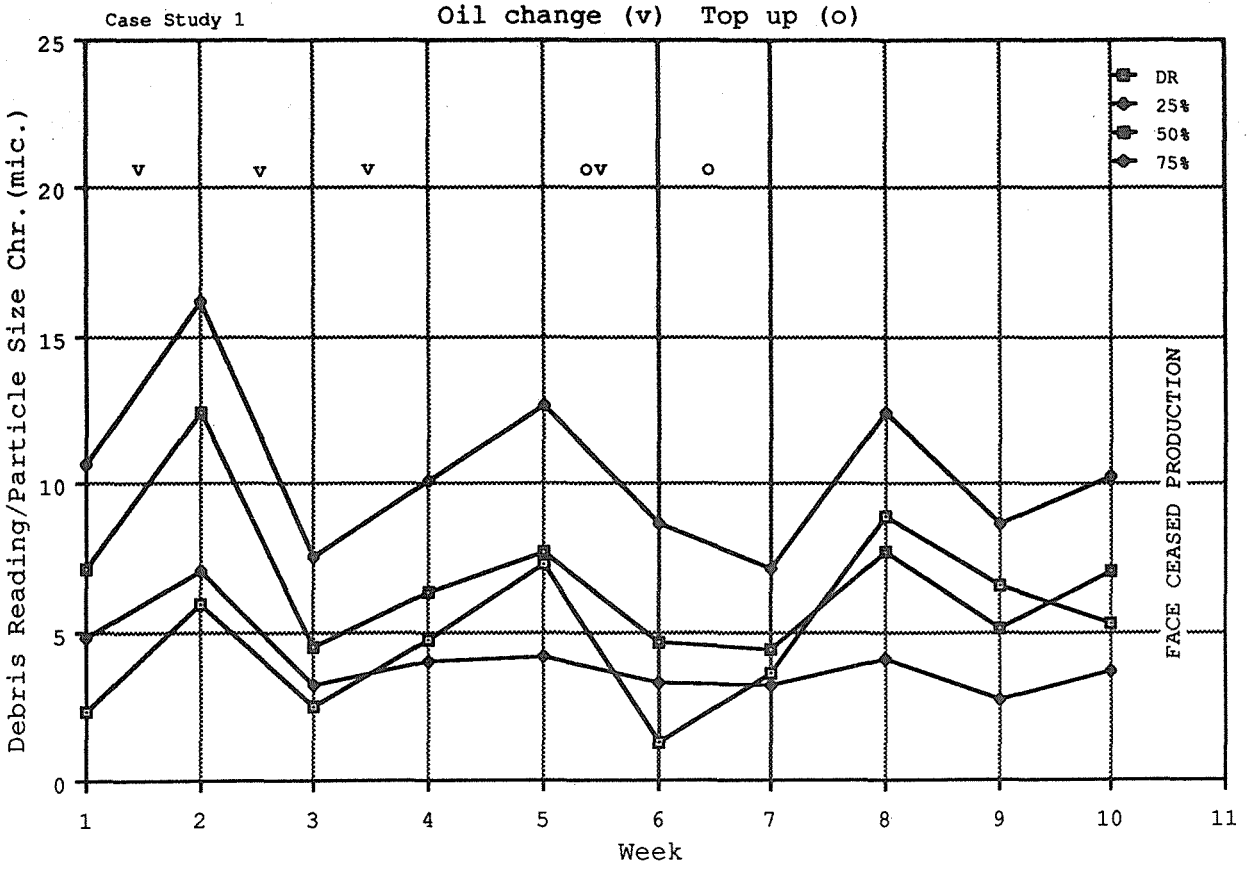


Figure 1 The Debris Readings and Particle Size Characteristics for Case Study 1

E.L.İ. EYNEZ YERALTI OCAĞINDA MEKANİZASYON UYGULAMASI

APPLICATION OF MECHANISATION AT EYNEZ COLLIERY

Bahtiyar ÜNVER *
Recep ÇETİNER **
Cavit NAMLITÜRK **
O. İlham YALMAN **

ÖZET

ELİ Eynez İşletme Müdürlüğüne ait yeraltı ocağında Eickhoff ESA - 60-L tipi bir tamburlu kesici-yükleyici makina Şubat 1990 tarihinden itibaren hidrolik direk çelik sarma tahkimatlı, doğrultu boyunca ilerleyen yatay dilimli ve arkadan göçertmeli olarak çalışılan +457 no'lu uzunayak panosunda kullanılmaktadır. Bu bildiride yöntem, uygulama detayları ve karşılaşılan sorunlar, elde edilen tecrübenin ışığı altında sunulmuştur.

ABSTRACT

A pilot project on mechanisation was initiated at Eynez Mine of Aegean Lignites Enterprises in February 1990 and has been in operation since. A retreating longwall face with sublevel caving along strike of the seam is supported by using single hydraulic props and corrugated roof bars. Coal winning is achieved by using a single drum shearer. This paper briefly describes the method of working and support system details together with consequences of the operation and experience gained over the period of application.

* Dr. Maden Müh., ELİ Eynez İşletme Müdürlüğü, Soma
** Maden Müh., ELİ Eynez İşletme Müdürlüğü, Soma

1. GİRİŞ

Genel olarak Soma Havzasında farklı zamanlarda oluşmuş üç adet linyit damarı mevcuttur. Eynez İşletme Müdürlüğü'ne ait ruhsatlı sahada KM1 ve KM2 olarak adlandırılan miosen yaşlı iki adet linyit damarı bulunmasına karşın bunlardan sadece KM2 damarı ekonomik değerdedir.

Havzanın temel kayaçlarını paleozoik yaşlı grovak ve mesozoik yaşlı kristalize kireçtaşları oluşturur. Bu temel üzerinde miosen ve pliosen yaşlı, neojen kömürlü seriler diskordan olarak bulunmaktadır.

Damarın tabanı 1-50 m kalınlıkta kil-kum-kumtaşı-çakıl biçimindedir. Nemden ve sudan kolayca etkilenen taban kilinin kohezyonu 0-0,9 kg/cm^2 ve içsel sürtünme açısı 14^o-37^o'dir. Ana damar KM2'nin üstünde 90-130 m kalınlıkta 700-1200 kg/cm^2 basma dayanımına sahip gri marnlar yer alır. Ana damar kalınlığı 30 m'ye kadar çıkmaktadır. Kömürün tek yönlü basma dayanımı 230 kg/cm^2 civarındadır.

Damar eğimi 10^o-25^o arasında değişmektedir. Saha tektonizmadan önemli ölçüde etkilenmiştir. Faylar genellikle normal fay olup, büyük bir kısmı doğrultu yönünde oluşan makaslama faylarıdır ve sahanın temele yakın kısımlarında meydana gelmiş olan subsidans sonucu oluşmuşlardır. Fay atımları genellikle 10 - 60 m arasındadır.

Linyit damarının metan emisyonu eser miktardadır ve yapılan sondajlardan elde edilen verilere göre Eynez İşletme Müdürlüğü'ne ait sınırlar içinde kömür rezervi 300 milyon tonun üzerindedir.

Linyit kalitesinin yüksek olması nedeniyle, Eynez kömürüne olan talepte son yıllarda oldukça hissedilir bir artış gözlenmiştir. Üretilen linyit kömürünün alt ısı değeri 5000 kCal/kg' a ulaşabilmektedir ve kükürt

içeriği, sadece yarısının yanabilir özellik göstermesiyle, % 1'den daha azdır. Bu nedenle Eynez kömürü sanayi tesisleri ve özellikle hava kirliliğinin yoğun olarak yaşandığı kent merkezleri tarafından aranılan bir yakıt olmuştur.

Artan ihtiyacın karşılanabilmesi için 1986 yılında +340 ile +460 kotları arasında yeralan 17 milyon ton linyit kömürünün üretilmesi için 700.000 tüvenan-ton/yıl üretim kapasiteli Eynez I Projesi hazırlanmış olup yatırımlar sürdürülmektedir. Aynı projenin tam mekanizasyon ile 1.5 milyon-tüvenan-ton/yıl düzeyine çıkarılması için Eynez I projesi revize edilmiştir. Havza güney bölgesindeki +340 kotunun altında bulunan kömürlerin üretilmesi için Eynez II adı altında yeni bir işletme projesi üzerinde çalışmalar devam etmektedir.

2'. EICKHOFF PANOSU

Mekanize üretime geçişin denenmesi amacıyla doğrultu boyunca ilerleyecek olan bir uzunayak panosu 1989 yılında hazırlanarak 19 Şubat 1990 tarihinde üretime başlamış ve halen devam etmektedir. Söz konusu ayakta ayna kazısı Eickhoff firması tarafından imal edilen ESA-60-L tipi tek tamburlu bir kesici yükleyici makina ile yapılmaktadır. Ayağın tahkimatı hidrolik direk ve mafsallı çelik sarmalar kullanılarak yapılmaktadır. Eickhoff ESA-60-L tipi kesici yükleyicinin ve deneme ayağının günlük raporları, çalışmanın başlangıcından itibaren düzenli olarak tutulmuştur.

3.1.Makinanın Teknik Özellikleri

Tamburlu kesici-yükleyici makinanın değişik teknik özellikleri aşağıda sunulmuştur.

Tipi	: ESA-60-L
Motor Gücü	: 60 kW
Çalışma Gerilimi	: 550 V
Toplam Ağırlığı	: ~ 5.5 ton
Maksimum Kesme Yüksekliği	: 2300 mm (Değişiklikten sonra 2130 mm)

Tambur Çapı	:	1400 mm
Kesme Derinliği	:	625 mm
Kesme uç çeşidi ve adedi	:	Konik, 32 Adet
Yürüyüş Sistemi	:	Eicotrack dişli

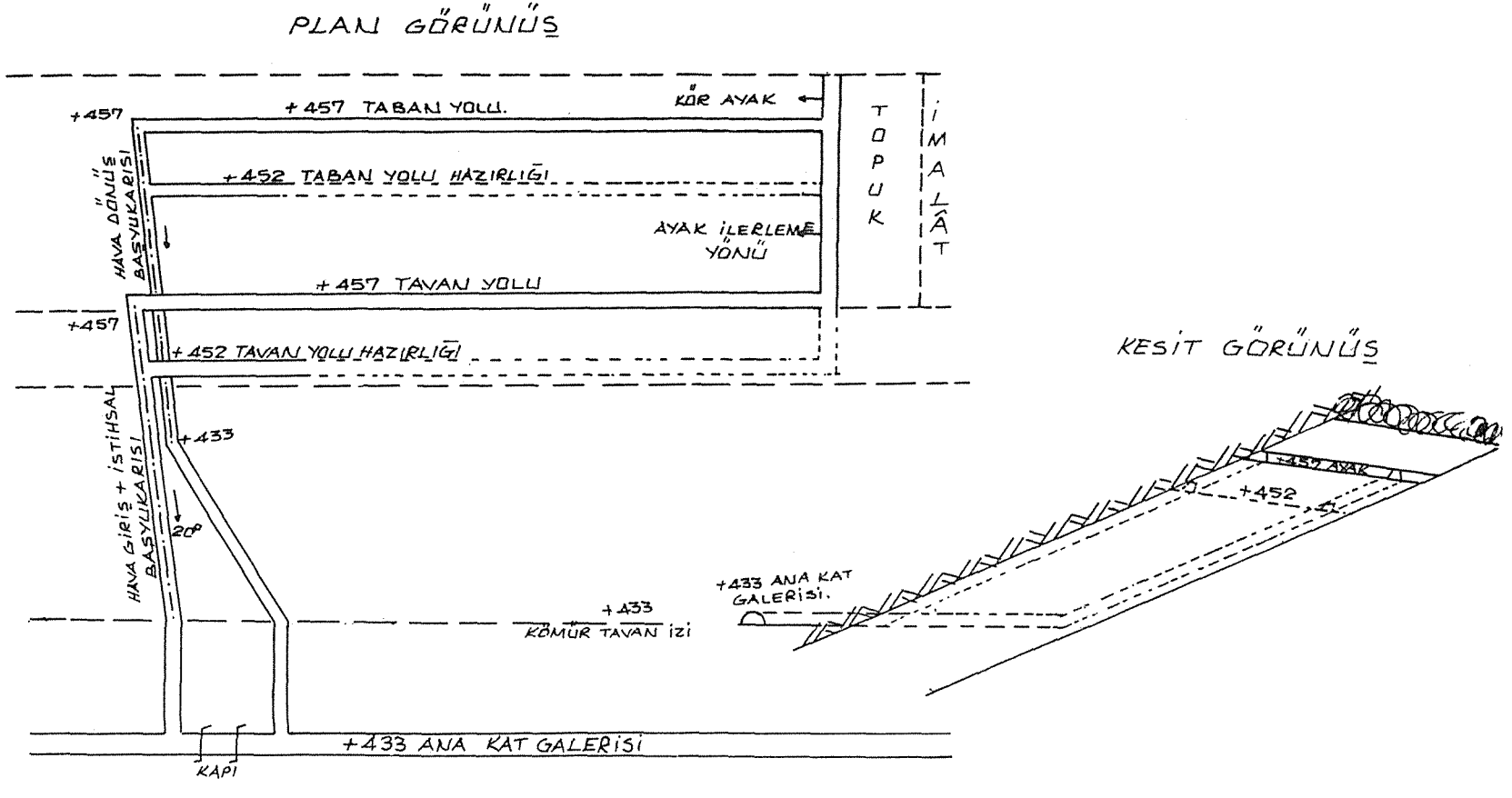
2.2.+457 Eickhoff Panosu Üretim Yöntemi:

+457 Eickhoff Panosu doğrultu boyunca ilerleyecek şekilde hazırlanmıştır. Şekil 1'de panonun plan ve kesit görünüşleri verilmiştir. +433 ana kat galerisinden kömür tavanına doğru yatay olarak sürülen hava giriş ve istihsal rekubunun kömür tavanını kestiği noktadan tavan elde olacak şekilde +457 kotuna bir başyukarı çıkılmıştır. Aynı anda yatay olarak sürülen hava dönüş rekubu kömür tabanını +433 kotunda bulmuş ve tabanı takiben +457 kotuna bir başyukarı çıkılmıştır. Her iki başyukarıdan +457 kotunda doğrultu boyunca tavan ve taban yolları sürülmüş ve bu yollar birleştirilerek ayak teşkil edilmiştir. Ancak taban yolu, tabanda bulunan kilin duraysızlık problemleri yaratmasından dolayı tabandan yaklaşık 5 m içeride olacak şekilde sürülmüştür. Tabanda kalan kömür teşkil edilen kör ayak sayesinde kazanılmaktadır.

Taban kilinin duraysızlığı nedeniyle taban kabarması problemiyle karşılaşılan taban yolları tamir ve taban alma işlemleri sayesinde açık tutulmuştur. Diğer taraftan, tavan taşı kömür kontağında sürülen tavan yolunda önemli bir duraysızlık problemi ile karşılaşılmamıştır.

2.3.Kesici-Yükleyici Makina ile Kazı Şekli :

Makina ayna kazısına motorbaşı tarafından başlamaktadır. Ayna konveyörüne yapılan ilaveler sayesinde makina tavan yolu ortasına kadar gelmekte ve motorbaşında kesici tambur için elle yer açılmamaktadır. Makina önce hava giriş rekubundan tavan dilimini kazarak hava çıkış rekubuna kadar gelmekte ve kesici tambur aşağı indirilerek taban dilimi kesimi ile motor başına dönmektedir. Taban dilimi kazısında kazı derinliği olarak konveyörün taban seviyesi esas alınmaktadır. Daha sonra taban temizliği yapılmak üzere makina, tamburu çalıştırılmadan hava çıkışa gitmekte ve buradan hava girişe taban temizliğini yaparak dönmektedir.



Şekil 1. +457 Eickhoff Panosu plan ve kesit görünüşleri.

Kazı derinliği, tambur eni olan 62.5 cm ve tavan dilimi kazısı yüksekliği tambur çapı olan 140 cm olmaktadır. Taban dilimi kazısı yüksekliği ise yaklaşık 70-80 cm olarak gerçekleşmektedir.

2.4. Tahkimat Yöntemi:

Ayakta tahkimat elemanı olarak hidrolik demir direk, 1.25 m uzunluğunda mafsallı çelik sarma ve ağaç kamalar kullanılmaktadır. Tamburlu kesicinin çalışmasından bugüne kadar sırasıyla çift konveyörlü çalışma ile şeş-beş tahkimat, tek konveyörlü çalışma ile fırçalı tahkimat ve tek konveyörlü çalışma ile şeş-beş tahkimat olmak üzere üç değişik tahkimat yöntemi kullanılmaştır.

Makinanın montajı yapıldığında ayakta ayna ve göçük konveyörü olmak üzere iki adet konveyör kullanılmıştır. Ayna konveyörüne bağlı olan ve üzerinde kesici makinanın yürüdüğü talazlıkların yüksekliği nedeniyle, göçük kömürünün temizlenebilmesi için göçük tarafında ikinci bir konveyörün bulunması zaruriyeti doğmuştur. Ancak, daha sonra talazlıklar ve kılavuz pabuçlarının yeniden tasarlanması sonucunda ayna ve arka kömürünü ayak içinde bir konveyör kullanarak nakletmek mümkün olmuş ve uygulamaya geçilmiştir.

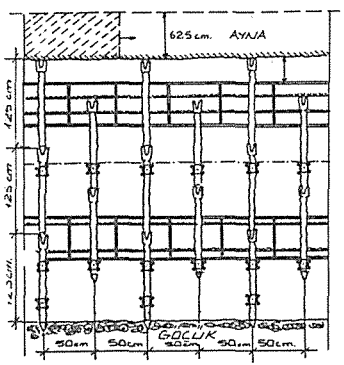
a) Çift Konveyörlü Çalışma ile Şeş-beş Tahkimat Yöntemi:

Ayağın tahkimatı, şeş-beş düzeninde yerleştirilen mafsallı çelik sarma ve hidrolik direk kullanılarak yapılmıştır. Ayakta ayna ve göçük konveyörü olmak üzere iki adet konveyör kullanılmış ve ayağın en az ve en çok açıklığı sırasıyla 3.75 m ve 4.25 m olarak gerçekleşmiştir. Bu yöntem de kasa aralıkları 50 cm olarak seçilmiştir. Konveyörlerin ve tahkimat elemanlarının değişik çalışma aşamalarında aldıkları pozisyonlar Şekil 2'de plan, Şekil 3'de de kesit görünüş olarak sunulmuştur.

Bu yöntemin uygulaması, her dilim kazı (62.5 cm) sonunda göçüğe en yakın olan sarmaların sökülmesi ve ayak arkasından 62.5 cm enindeki kömür diliminin göçertilerek kazanılması şeklinde olmuştur.

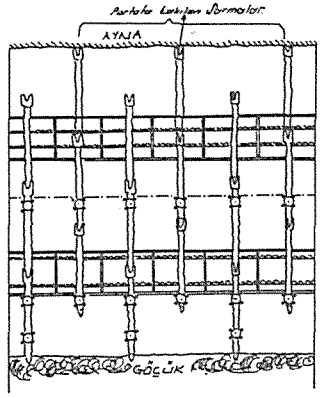
Ayak ilerleme hızının artırılabilmesi amacıyla söküm işleminin bir ayna kazısı yerine bir tam have olan (1.25 m) iki ayna kazısı sonunda yapılması denenmiştir. Bu uygulamada söküm sonunda göçük tarafından 1.25 m eninde bir kömür dilimi göçertilerek göçük konveyörü ile kazanılmıştır.

*. I. Yarım hava kazısı başlangıcı.



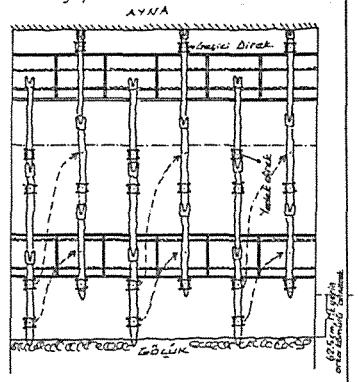
I

*. Tavan dilliminin kazısı yapıldıkça yedekte duran sarma aynaya portalo olarak takılacak.



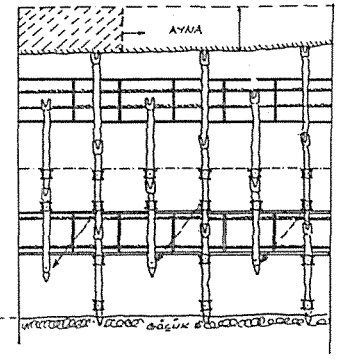
II

*. Portalo takılan sarmaların altına geçici direk dikilecek.
*. Ayna konveyörü 62.5 cm ötelenecek.
*. Yedek direk Portalo duran sarma altına dikilecek.
*. Arka konveyörü 62.5 cm ötelenecek.
*. En arkadaki sarma ve 2 direğin sökümü yapılacak.



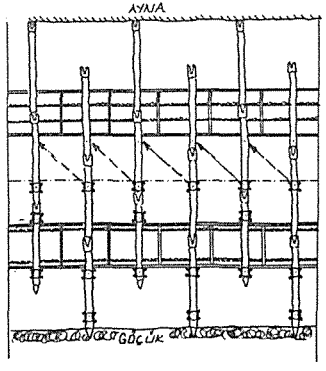
III

*. I. Yarım havenin ve yarım hava arka tahkimatının alınmasının sonu.
*. II. Yarım havenin başlangıcı.



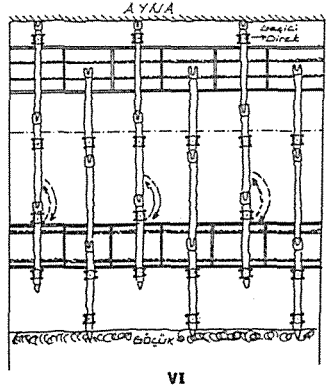
IV

*. II Yarım hava tavan dilimi kazısı yapıldıkça aynaya portalo sarma takılacak.



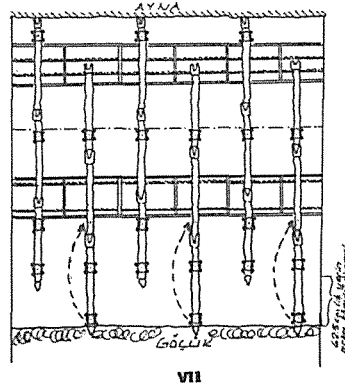
V

*. II Yarım hava taban dilimi kazısını takiben bir önceki durumda portalo takılan sarmaların altına geçici direk dikilecek.
*. Taban dilimi kazısı yapıldıkça ayna konveyörünü aynaya 62.5 cm. ötelenecek.
*. En ön sıradaki direkler 62.5 cm. ileriye ötelenecek. (Bir yedek direk kullanılarak)
II. Yarım Hava kazısı sonu.



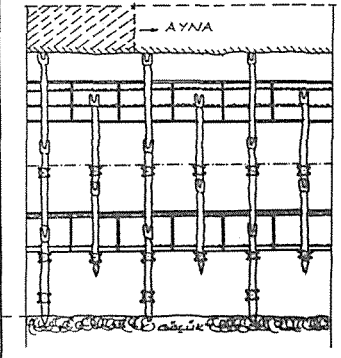
VI

*. Arka konveyörünün önündeki direkler konveyör çekilinceye kadar geçici olarak sökülecek çekimden sonra eski yerine dikilecek.
*. Arka konveyörü 62.5 cm aynaya çekilecek (Demontaj yapılmadan)
*. En Arkadaki Sarma ve 2 direğinin sökümü yapılacak.
(Direkler işaretli yerlere dikilecek.)



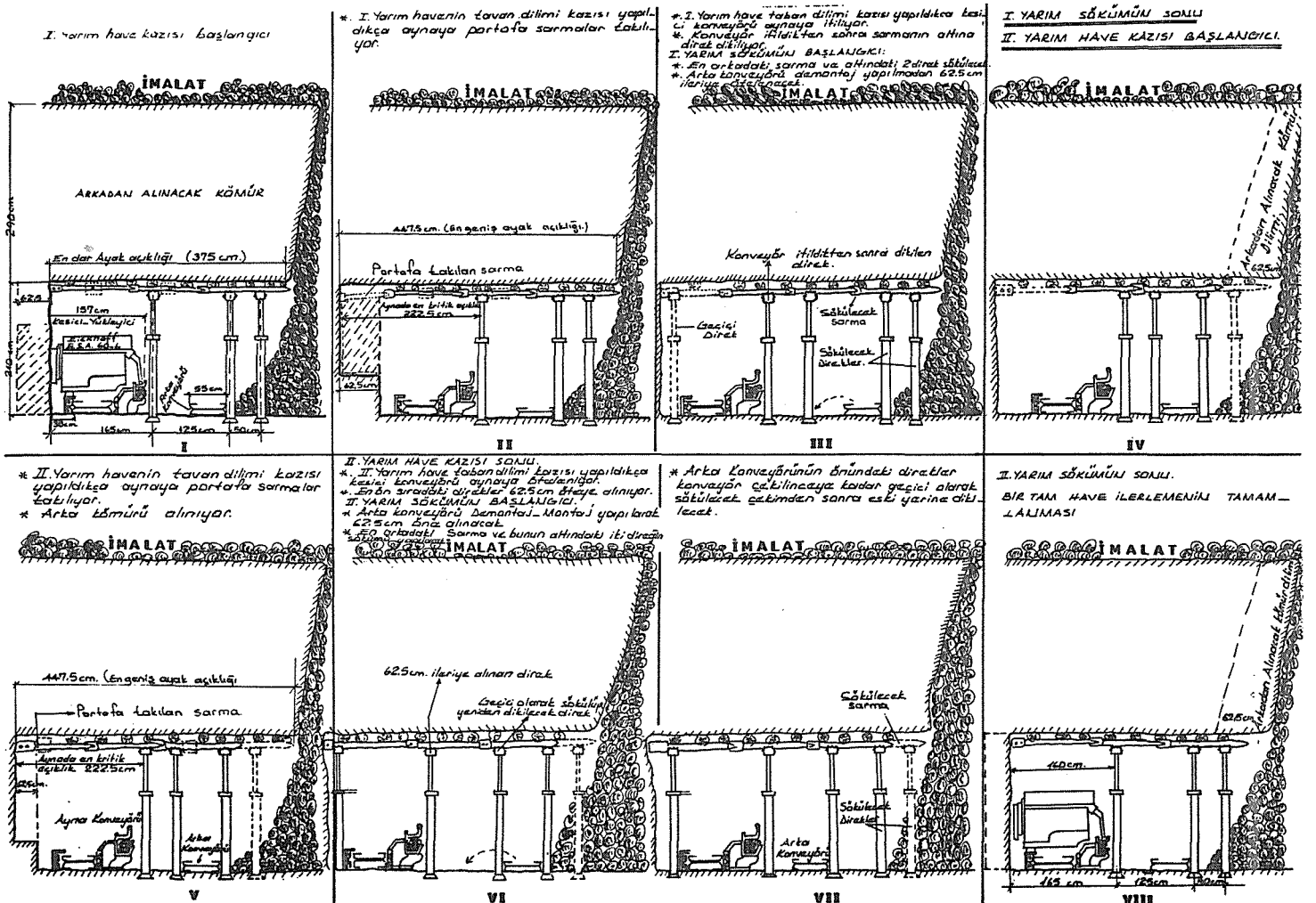
VII

*. Bir tam hava ilerleme sonu, ikinci hava ilerlemesinin I. Yarım Hava kazısı başı.



VIII

Şekil 2. Çift konveyörlü çalışma ile şeş-beş tahkimat yönteminin plan görünüşü.



Şekil 3 . Çift konveyörlü çalışma ile şeş-beş tahkimat yönteminin kesit görünüşü.

Uygulama sonunda ayak ilerleme hızında bir miktar artış kaydedilmesine rağmen, ayak açıklığının artması nedeniyle tahkimatın tamir ve tarama işleri de artmıştır. Bu nedenle uygulamadan vazgeçilmiştir.

b) Tek Konveyörlü Çalışma İle Fırçalı Tahkimat Yöntemi :

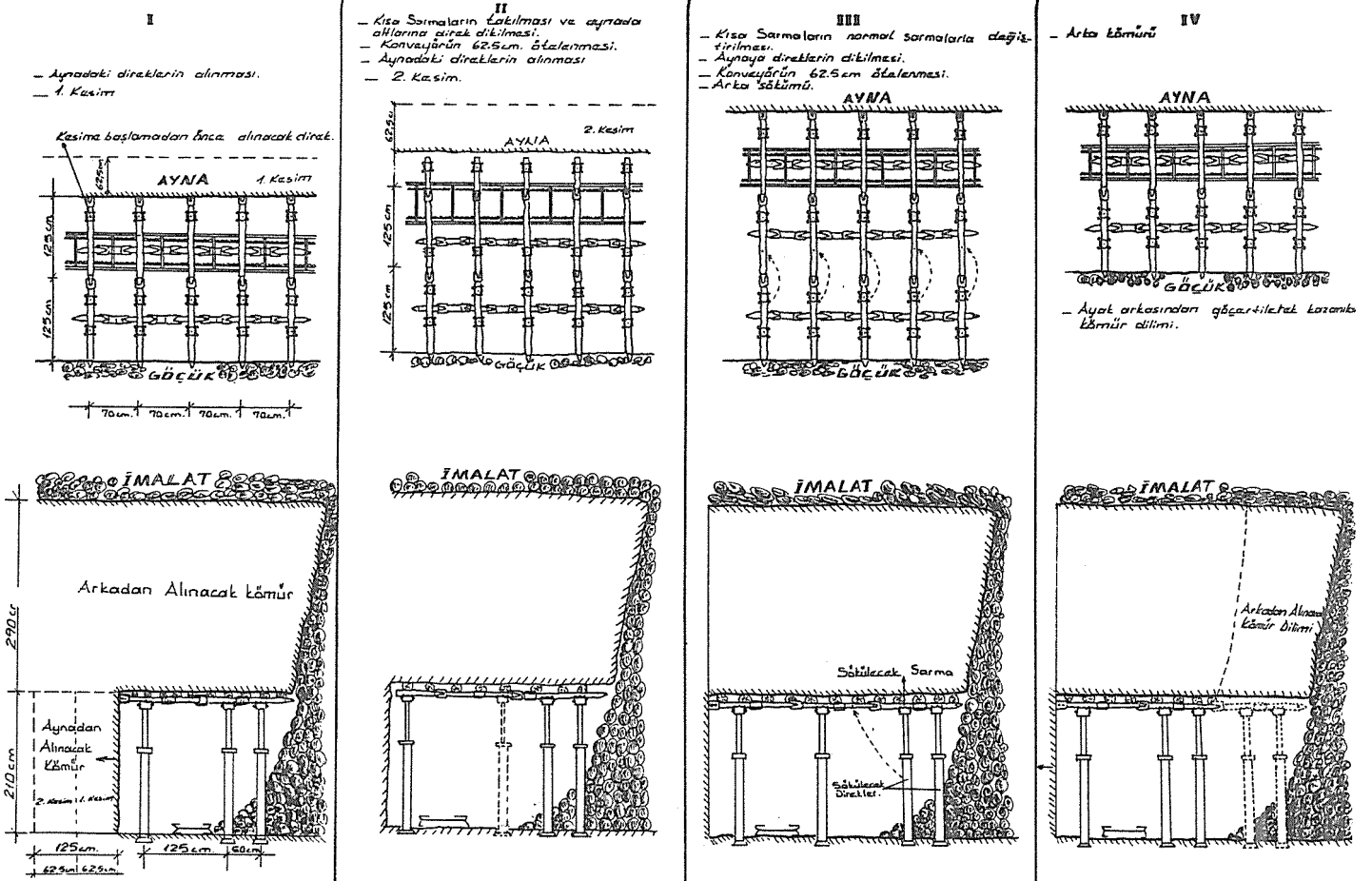
Ayak içi kömür nakliyatının ayna ve göçük kömürü için olmak üzere iki ayrı konveyörle yapılması sonucu ayna açıklığının geniş olması ve ayakta iki adet konveyörün çalışması sonucu oluşan dezavantajların ortadan kaldırılabilmesi amacıyla tek konveyörlü bir tahkimat yöntemi tasarlanmıştır. Söz konusu yönteme ilişkin kazı, tahkimat ve arka kömürünün alınması aşamaları Şekil 4'de sunulmuştur. Şeş - beş tahkimat sisteminde 50 cm olan kasa aralığı 70 cm'ye çıkarılmıştır. Ancak, mafsallı sarmaların ortalarından her iki tarafına simetrik olarak sarma kuyrukları kaynak edilmiş ve bu kuyruklar birbirlerine simetrik olarak kaynaklanan sarma başları yardımıyla kasalar arasına fırça vurulmuştur. Bu yöntemde kasalar arası bağlantı elamanının bulunması sayesinde bütün tahkimat tek ünite olarak çalışmıştır.

Ayak içinde ayna ve göçük kömürünün tek konveyör kullanımı ile alınması sağlanmıştır. Ancak, göçükten alınan kömürün konveyör üzerine çekilebilmesine olanak sağlamak amacıyla Eickhoff yürüyüş dişlisinin bulunduğu talazlık tekrar dizayn edilerek yüksekliği düşürülmüş ve yeni tip talazlıklar merkez atölyede yaptırılmıştır. Makinanın altında bulunan kılavuz pabuçları da 17 cm kesilerek kısaltılmış ve makinanın kesebilme yüksekliği 2300 mm'den 2130 mm'ye düşmüştür.

Arka sökümü her iki dilim ayna kesimi sonunda yapılmıştır. İlk kesim sonunda aynada oluşan 62.5 cm'lik açıklığın tahkimatı özel olarak kesilmiş olan 62.5 cm'lik sarmalar ile yapılmış ve ikinci dilim kesildikten sonra yarım sarmalar 1.25 m uzunluğundaki normal sarmalarla değiştirilmiştir. Daha sonra göçük tarafındaki sarmalar sökülmüş ve 1.25 m enindeki kömür dilimi göçertilerek kazanılmıştır.

Fırçalı tahkimat uygulamasından aşağıda sıralanan dezavantajlar nedeniyle vazgeçilmiştir.

- Arka kömürünü alma işlemini takiben ilk ayna kesiminin yapılması



Şekil 4 . Tek konveyörlü çalışma ile fırçalı tahkimat yönteminin plan ve kesit görünüşleri.

sırasında makina operatörünün göçük tarafında yer olmaması nedeniyle makina önünde bulunmak zorunda olması operatör için emniyetsiz çalışma koşulu yaratmıştır.

- Kasalar arası bağlantı ünitesi olan fırçaların takılmasında güçlüklerle karşılaşılmıştır.

- Sarmaların birbirleri ile bağlantısını sağlayan eklem noktalarının aynaya paralel düz bir hat boyunca yer alması nedeniyle, aynı hat boyunca tavanda kırılma olmuş ve ayakta tahkimat problemleri gözlenmiştir.

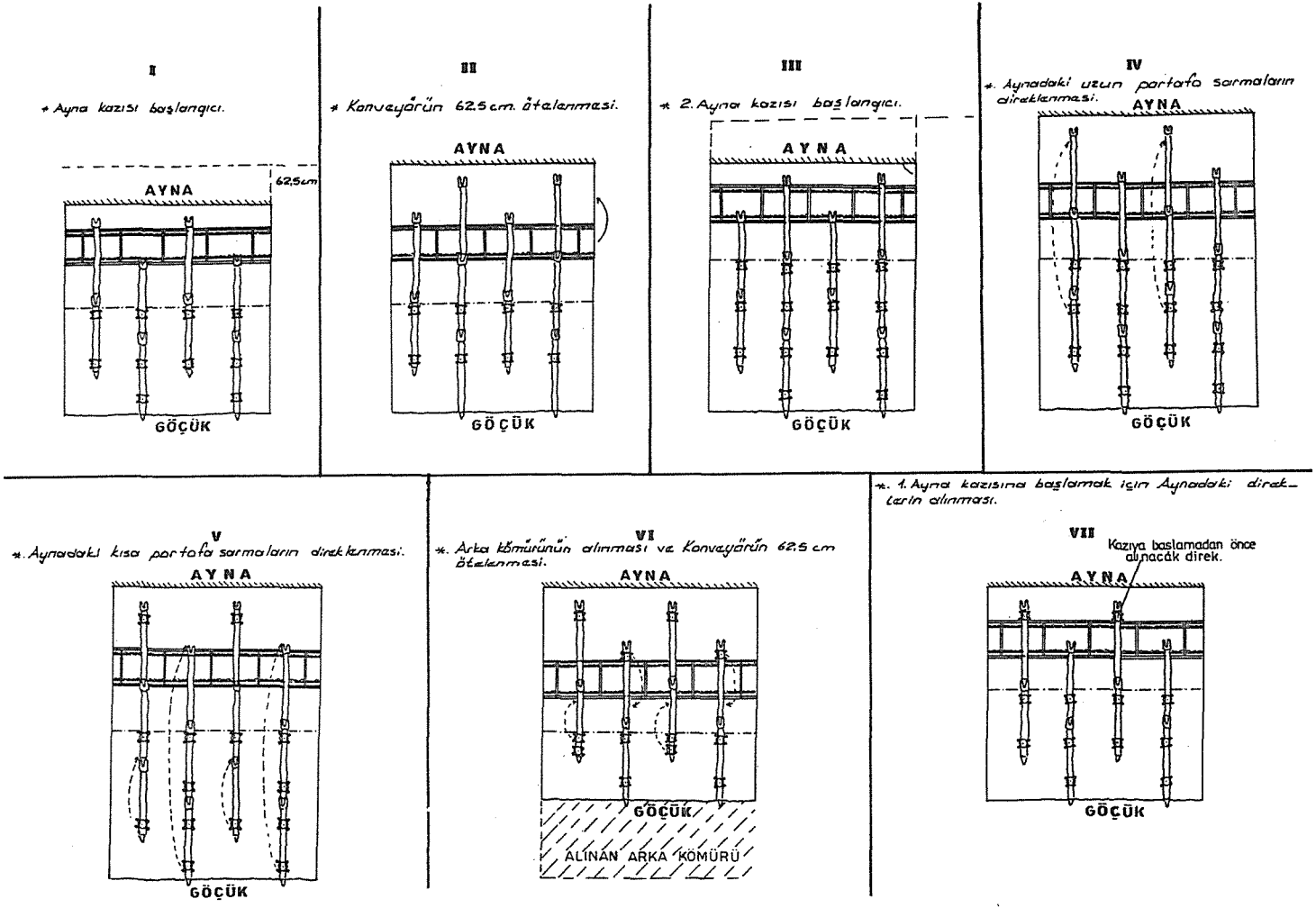
- İlk ayna kazısının sonunda aynaya takılan kısa sarmaların ikinci ayna kazısı sonunda 1.25 m uzunluğundaki sarmalarla değiştirilmesi sırasında tavandan akmalar meydana gelmiştir.

- Sarma ortasında simetrik olarak kaynaklanan kuyruklar yüzünden sarmaların söküm sırasında alınmaları güçleşmiştir.

c) Tek Konveyörlü Çalışma İle Şeş - Beş Tahkimat Yöntemi :

Fırçalı tahkimat yönteminin uygulanması sırasında ortaya çıkan olumsuz çalışma koşullarının giderilebilmesi amacıyla tekrar şeş-beş tahkimat yöntemine, bu defa ayak içinde tek konveyör kullanımı ile, dönülmüştür.

Bu yöntemde kasa aralığı 50 cm olarak seçilmiş olup ayak açıklığı en az 3.125 m ve en çok 4.375 m olmaktadır. Şekil 5'de ayna kazısı, tahkimat ve arka kömürü alınması aşamaları verilmiştir. Ortalama uzunluğu 50 m olan ayakta, ayna kazısının başlamasından önce yedek olarak 100 adet hidrolik direk ve 100 adet mafsallı sarma bulunmaktadır. Birinci dilim ayna kesimini takiben aynadaki açıklığın tahkimatı portafo sarmalar bağlanarak sağlanmakta ve konveyör aynaya ötelenerek ikinci dilim ayna kesimine hazır hale getirilmektedir. İkinci ayna kesiminden sonra aynaya tekrar portafo sarmalar bağlanarak altları direklenmektedir. Konveyör ötelemeden arka sökümü yapılmakta ve 1.25 m enindeki dilim ayak arkasından göçertilerek kazanılmaktadır. Ayak arkasından göçertilen kömürün temizlenmesinden sonra konveyör ötelenerek



Şekil 5 . Tek konveyörlü çalışma ile şeş-beş tahkimat yönteminin plan görünüşü.

tekrar birinci kesim başlangıcı konumuna getirilmekte ve çevirim devam etmektedir.

3. +457 EİCKHOFF AYAĞININ PERFORMANSI

Eickhoff ayağının çalıştığı dönemde elde edilen performansına ilişkin detaylar, aylık olarak Çizelge 1'de, değişik çalışma yöntemlerinin uygulandığı dönemler ve genel sonuçlar için de Çizelge 2'de verilmiştir.

Ayna kazısı için patlayıcı madde kullanımı ihtiyacı duyulmamıştır. Lağımlama arka kömürü için yapılmış olup ton başına patlayıcı madde sarfiyatı oranları söyledir :

-Dinamit sarfiyat oranı : 18 gr/ton
-Kapsül sarfiyat oranı : 0.073 adet / ton

Ortalama olarak bir dilim ayna kazısı yaklaşık 90 dakika sürmükte - dir. Kazı süresi detayları aşağıda verilmiştir.

-Ortalama tavan dilimi kazısı süresi : 50 dakika
-Ortalama taban dilimi kazısı süresi : 25 dakika
-Ortalama temizlik süresi : 15 dakika

Bu değerlere göre ayak çalışmasında makina ile kazı yapma süresi (1 vardiya = 6 saat kabulu ile) oranı % 9 olmaktadır.

Makinanın ortalama ilerleme hızı 1.8 m/dak olarak gerçekleşmiştir. Makinanın ilerleme hızı ile ilgili detaylar aşağıda sunulmuştur.

-Tavan dilimi kazısı ortalama ilerleme hızı : 0.82 m/dak.
-Taban dilimi kazısı ortalama ilerleme hızı : 1.64 m/dak.
-Temizlik sırasında ortalama ilerleme hızı : 5.46 m/dak.

4. MAKİNANIN DEĞİŞTİRİLEN PARÇALARI VE ARIZALARI

Sözü edilen dönem içinde ESA 60-L kesici - yükleyici makinanın yenilenen parçalarının dökümü aşağıda sunulmuştur.

Çizelge 1. Eickhoff Ayağının Performansına İlişkin Aylık Değerler.

	ÇİFT KONVEYÖR ŞEŞ-BEŞ TAHKİMAT DÜZENİ								TEK KONVEYÖR FIRÇALI SARMA		TEK KONVEYÖR ŞEŞ-BEŞ TAHKİMAT		
	MART	NİSAN	MAYIS	HAZİRAN	TEMMUZ	AĞUSTOS	EYLÜL	1-16 EKİM	17-31 EKİM	1 -9 KASIM	9-30 KASIM	ARALIK	OCAK
Çalışılan İş - Günü Sayısı	25	24	30	30	24	30	30	16	12	9	20	28	29
Üretim Miktarı (Ton)	7256	7224	8220	9225	7762	9421	9384	4235	3956	2641	5209	7223	9368
Ortalama Günlük Üretim (Ton/gün)	290	301	274	307	323	314	313	265	304	293	260	258	323
Üretimi Yapılan Ayak Alanı (m^2)	455	665	760	1282	1010	830	760	442	300	350	700	660	1100
M^2 den Üretilen Kömür Miktarı (Ton/m^2)	15.95	10.86	10.87	7.20	7.69	11.35	12.35	9.58	13.18	7.55	7.44	10.94	8.52
Katedilen Rekup Boyu (m)	13	19	17.7	28	22.3	19	17.5	10	6.5	4	8.3	12.3	18.8
Ortalama Ayak Uzunluğu(m)	35	35	43	45	46.3	44	43	50	50	54	57	56.5	58.5
Günlük Ortalama İlerleme (M/Gün)	0.52	0.79	0.60	0.93	0.93	0.63	0.58	0.63	0.50	0.44	0.42	0.44	0.65
Toplam Ayak Yevmiyesi	1750	1875	2383	2552	2069	2468	2385	1244	992	681	1440	2182	2589
Ortalama Günlük Yevmiye (Yev./Gün)	70	78	79	85	86	82.3	79.5	77.8	76.3	75.7	72	77.9	89.2
Ayak Randımanı (Ayak için toplam)	4.15	3.85	3.45	3.61	3.75	3.82	3.93	3.40	3.99	3.88	3.62	3.31	3.62
Kazı Randımanı (Have + Söküm + Dam)	11.91	10.49	11.22	10.39	10.21	9.56	9.92	11.41	10.95	11.27	10.47	9.63	10.69
Kazmacı Randımanı(Kazmacı + Damcı)	21.03	17.32	20.07	18.36	18.20	16.54	16.29	19.69	15.84	14.78	13.46	13.02	18.12
Yapılan Ayna Kazısı Adedi	21	28	29	35	31	37	32	15	10	8	16	20	35
Ortalama Kazı Derinliği (m)	0.62	0.68	0.61	0.80	0.72	0.51	0.55	0.67	0.65	0.50	0.52	0.55	0.54
Yapılan Söküm Adedi	20	28	28	36	32	36	32	14	9	4	10	11	17
Tüketilen Kapsül Adedi	362	452	704	590	683	913	878	296	94	234	241	538	1051
Tüketilen Dinamit Adedi	691	926	1122	1160	1374	1844	1813	612	187	487	498	1083	2172
Değiştirilen Kesici Uç Adedi	--	--	--	10	6	2	1	32	--	—	1	2	1

Çizelge 2. Eickhoff Ayağının Değişik Çalışma Yöntemleri Sonucu Elde Edilen Performans Detayları

	ÇİFT KONVE. ŞEŞ-BEŞ	TEK KONV. FIRÇALI SARMA	TEK KONV. ŞEŞ-BEŞ	GENEL
	MART-16 EKİM	17 EKİM 9 KASIM	9 KASIM ARALIK	MART ARALIK
Çalışılan İşgünü sayısı	209	22	48	279
Üretim Miktarı (ton)	62727	6597	12432	81756
Ortalama Günlük Üretim(Ton/gün)	300	300	259	293
Üretimi Yapılan Ayak Alanı (M^2)	6204	650	1360	8214
M^2'den Üretilen Kömür Miktarı (Ton/m^2)	10.11	10.15	9.14	9.95
Katedilen Rekup Boyu(m)	146.5	10.5	20.6	177.6
Ortalama Ayak Uzunluğu(m)	42.47	51.64	56.71	45.64
Günlük Ortalama İlerleme (m/gün)	0.701	0.475	0.432	0.637
Toplam Ayak Yevmiyesi	16726	1673	3622	22021
Ortalama Günlük Yevmiye (Yevmiye/Gün)	80.03	76.05	75.46	78.93
Ortalama Ayak Kazısı İşçiliği(Yev./gün)	7.67	9.09	10.83	8.32
Ortalama Sökim İşçiliği (Yev./gün)	12.08	9.55	7.42	11.08
Ortalama Arka Kömürü Alınması İşçiliği(Yev./gün)	9.80	10.73	10.33	9.97
Ortalama Ayak Randımanı	3.75	3.94	3.43	3.71
Ortalama Kazı Randımanı	10.57	11.08	9.98	10.51
Ortalama Kazmacı Randımanı	18.33	15.41	13.20	17.22
Yapılan Ayna Kazısı Adedi	228	18	36	282
Ortalama Kazı Derinliği (m)	0.643	0.583	0.572	0.629
Kapsül Sarfiyat Oranı (Adet/Ton)	0.077	0.049	0.063	0.073
Dinamit Sarfiyat Oranı (Adet/Ton)*	0.152	0.102	0.127	0.144
Kesici Uç Sarfiyat Oranı (Adet/Ton)	0.00081	0.00	0.00024	0.00066

* 1 Adet Dinamit Lokumunun Ağırlığı ~ 115 gr'dır.

-Kesici uç değişimi (Uç sarfiyatı yaklaşık 1.000 ton için 1 adet)	: 54	Adet
-Su fisketesi	: 25	Adet
-Su vanası kolu	: 1	Adet
-Hidrolik başınç göstergesi	: 1	Adet
-Tambur kolu şanzumanı yağ gösterge camı	: 1	Adet

Makinanın montajından bugüne kadar arızası toplam 52.5 saat olmuştur. Bunun 16.5 saati mekanik, 36 saati ise elektrik arızası olup, dökümü aşağıda verilmiştir.

a) Mekanik Arızalar :

-Yürüyüş motoru arızası	: 8	saat
-Tambur kolu şanzumanı yağ gösterge camı değişimi	: 0.5	saat
-Tıkanan ve kırılan su fisketesi	: 3	saat
-Tambur civatası gevşemesi	: 3	saat
-O-ring değişimi	: 2	saat
TOPLAM	: 16.5	saat

b) Elektrik Arızaları :

-Kablo ezilmesi ve kablo arızası	: 27.5	saat
-Termik açması	: 4.5	saat
-Yağ sıcaklığı yükselmesi	: 0.5	saat
-Su siviç kablosu arızası	: 1.5	saat
-Kumanda devre bataryası değişimi	: 1	saat
-Kumanda kablosu ve diğer arızalar	: 1	saat
TOPLAM	: 36	saat

5. SONUÇ

Gelecekte Eynez kömürüne olan talebin karşılanabilmesi için üretim mekanizasyonu gerekli olacaktır. Mekanize üretim yöntemine geçişin hızlandırılabilmesi açısından mevcut uygulamanın oldukça olumlu bir etki - sinin olduğu düşünülmektedir.

+ 457 Eickhoff Panosu'nun doğrultu boyunca ilerleyecek biçimde

tasarlanması sayesinde, ayak montajı ve demontaji için harcanan süreler minimum düzeyde tutulmuştur. Doğrultu boyunca çalışmanın ayak tahkimatı açısından daha uygun olduğunun gözlenmesi ile birlikte üretilen kömür kalitesi de değişken olmamıştır.

Ayak arkasının göçertilmesi sırasında, damar tavanının yaklaşık 2 m altında bulunan silisli kömür bandının yüksek mukavemete sahip olması nedeniyle, zaman zaman problemlerle karşılaşılmıştır. Ayak arkasının kendiliğinden göçmediği durumlarda sistematik olarak lağımlama yapılarak göçertilmiştir. Taban yolu, taban kilinden yaklaşık 5 m içeride sürülmüş ve bu sayede bir miktar tamir ve tarama işlemiyle açık tutulmuştur. Ayağın hava çıkış tarafında teşkil edilen kör saye - sinde rezerv kaybı en az düzeyde tutulmuştur.

Üzerinin eski imalat olması nedeniyle ayak başınç rahatlaması olmuş bir bölge altında teşkil edilmiştir. Bu nedenle, ayakta çok yüksek basınç oluşumları, ayak arkasında boşlukların oluştuğu durumlar dışında, gözlenmemiştir.

Kömür damarı yapı olarak kazma veya martopikör ile kazılmaya uygun değildir. Klasik üretim yöntemi, ayna kömürünün gevşetilmesi için sürekli olarak patlayıcı madde kullanılmasını gerektirmekte olup işin sürekliliğinin ve sağlıklı çalışma ortamının oluşturulması açısından oldukça olumsuz olmaktadır. Ayna kazısının mekanizeye dönüştürülmesi ile işin sürekliliğinin sağlanması ile birlikte sağlıklı ve emniyetli bir çalışma ortamı da yaratılmıştır.

Ayak içinde iki adet konveyörün bulunduğu çalışma yönteminde, ayakta gerekli direk ve sarma hareketinin yapılabilmesi için yeterli alan bulunmaktadır. Bununla birlikte, çift konveyörlü sistemde ayak açıklığı fazla olmaktadır. Diğer taraftan, tek konveyörlü sistemde bu alanın dar olması nedeniyle, direk ve sarma hareketleri açısından çift konveyörlü sisteme göre daha elverişsiz olduğu gözlenmiştir. Ancak , tek konveyörlü çalışma ile şeş-beş tahkimat sistemi, ayak açıklığının az olması nedeniyle tahkimat açısından çift konveyörlü sistemden daha uygun olmuştur.

Mevcut tahkimat sistemi ile günlük ayak ilerlemesi, 1 vardiya

2 ayna kazısı, 1 vardiya söküm ve 1 vardiyada arka kömürü almak üzere 1.25 m olarak amaçlanmıştır.

Ayak performansı toplu iş sözleşmelerinde oluşan aksaklıklardan önemli ölçüde etkilenmiştir. Bu sorun çözüldüğünde, ilerleme ve randıman diğerlerinde gözle görülür bir artışın olması beklenmektedir.

Kesici - yükleyici makinadan yeterli randıman alınabilmesi için uygun tahkimat sistemi ile çalışması gerektiği düşünülmektedir. Eynez Yeraltı Ocağı'nda kesici - yükleyici makina - pencereli kalkan tahkimat kombinasyonunun başarılı olarak uygulanabileceği kanısına varılmıştır.

KAYNAKLAR

.....1990; E.L.İ. Eynez İşletme Müdürlüğü, Günlük ve Aylık Faaliyet Raporları.

E.L.İ. SOMA İŞLETMESİ DARKALE YERALTI OCAĞINDA İŞLETME YÖNTEMLERİNİN KARŞILAŞTIRILMASI

THE COMPARISON OF CAVİNG METHODS IN DARKALE UNDERGROUND PIT, E. L. İ. SOMA DISTRICT

Yavuz Selim İNCİ *

Ali DERİN **

Ö Z E T

Bu tebliğde, kalın linyit damarı işleten E.L.İ. yeraltı işletmelerindeki üretim yöntemi anlatılmış ve bu ocaklardan Darkale bölümünde ayak çalışma yönünün değiştirilmesinin getireceği fayda ve zararlar irdelenerek önerilen sistemin üstünlükleri ortaya konmuştur.

A B S T R A C T

In this paper, the production method of thick seams employed in E.L.İ. underground pits has been explained and in Darkale pit, benefits of changing working directions have been elobaroted and perfor mance of proposed system has been put forward.

* Maden Müh-Darkale Yeraltı Bölüm Müh. Soma
** Maden Müh-Darkale Yeraltı Ocak Müh. Soma

1. GİRİŞ

Ülkemizin enerji üretim ve tüketimi her geçen gün artmaktadır. Enerji üretim kaynağı olarak ilk akla gelen kaynaklardan birisi de Linyit'dir. Bu nedenden dolayı ülkemiz Linyit üretiminin dahada artması zorunludur. Bu artış ise Linyit rezervlerinin rasyonel olarak plânlanması ile sağlanabilecektir.

Ülkemizin önemli bir linyit üretim merkezide TKİ Kurumuna bağlı olarak çalışan Ege Linyitleri Müessesesidir. E.L.İ.'de yeraltı ve açıkocak madencilik yöntemleri ile üretim yapılmaktadır.

Müessesenin toplam rezervi yaklaşık 500.000.000 tondur. Bu rezervin % 40'ı 4.000 kcal/kg ısıl değerden yüksek ısıl değere sahiptir. E.L.İ. 1989 yılında 5.200.000 ton'luk üretim ile T.K.İ.Kurumu üretiminin % 15'ini gerçekleştirmiştir.

Müessese rezervinin % 50'si yeraltı işletmeciliğine elverişlidir. Ancak, günümüzde, Müessese üretiminin % 20'si yeraltından karşılanmaktadır. Önümüzdeki yıllarda açıkocak rezervlerinin azalması ile ağırlıklı üretimin yeraltından sağlanması gerekecektir.

E.L.İ. Müessesesi yeraltı üretimi (3 yeraltı ocağı) yılda yaklaşık 1.000.000 ton'dur. Önümüzdeki 10 yıl sonunda bu üretimin 6-7 kat artması gerekecektir. Bu üretimin ise, şu andaki yöntemlerle sağlanması mümkün değildir. Bu nedenden dolayı, yeraltı mekanizasyonu, buna bağlı olarakta ayak çalışma yönteminde değişikliğe gidilmesi gerekmektedir.

Bu yazıda, ilerde uygulanma olasılığı fazla olan doğrultu boyunca ayak çalışmanın şu anda uygulanan sistemle karşılaştırılması yapılmış ve üstünlükleri ortaya konmuştur.

Doğrultu boyunca çalışmanın, üstün tarafları bilinmesine rağmen, gündeme gelmesi, bu çalışmaya uygun, faydan etkilenmemiş uzun panoların (yaklaşık 450 m.) Darkale Bölümünde tesbiti ile olmuştur.

2. ŞU ANDA UYGULANAN İŞLETME YÖNTEMİ VE BAZI İSTATİSTİKLER

E.L.İ.Müessesesi üç ayrı ocakta yeraltı işletmeciliği ile üretim yapmaktadır. Müesseseye ait her üç ocakta da tabandan tavana ilerleyen ayaklarda arka göçertme ile çalışılmaktadır. Keza bu ocaklardaki stratifrafik yapıda biribirinin benzeridir.

Damar kalınlığı 6-20 m. arasında, meyili 11^{o}-25^{o} arasında de-

ğişim göstermektedir. Damar tavanını marn, tabanını ise 10-20 m kalınlıklı kil oluşturmaktadır. Taban kilinde galeri sürme vede durağan tutma zorluğundan dolayı tüm hazırlıklar tavan taşında yapılmaktadır.

Ana nakliye galerisi damardan 15-20 m. yatay uzaklıktan sürülmektedir. (Şekil - 4 ve Şekil - 6) Ayak hazırlığı için, ana nakliye galerisinden kısa rekuplarla kömür tavanı yakalanarak, kömür-Tavan kontağından gerekli kota kadar çıkılmakta, bu kotta galeri düzlenerek kömür içinden damar tabanına kadar sürülmektedir. Sistemde iki ayak birlikte çalıştığından biri hava giriş, ikiside hava çıkış olmak üzere üç adet galeri sürülerek hazırlık yapılmaktadır. Taban kilini bulan galeriler tabanda birleştirilerek ayaklar oluşturulmakta ve bu ayaklar tavana doğru çalışmaktadır.

Ayakta have yüksekliği 2 m. arkadan göçertilerek alınan kömür miktarıda 3 m.'dir.

Ayak uzunlukları 75'er metredir. Ayna kazısı iki vardiyada patlayıcı madde ve martopikör yardımı ile yapılmaktadır. Arka kömürüde bu iki vardiyada kazanılmaktadır. Üçüncü vardiyada tahkimat sökümü, konveyör demontajı, toplayıcı konveyörün kısaltılması, tamir bakım v.b işler yapılmaktadır.

Ayakta tahkimat olarak sürtünmeli demir direk ve çelik sarma kullanılmaktadır.

Arka göçertme sırasında kömür kaybının % 10-15 düzeyinde olduğu sanılmaktadır. Arkadan kömüre karışan tavantaşı ise tüvenan üretimin % 25-30'u civarındadır.

Ayak ömrü, tavandan tabana sürülen galeri boyuna bağlı olmaktadır. Bu değer 40-90 m. arasında değişmektedir. Günlük ortalama ayak ilerlemesi 1.00 m. olduğundan dolayı ayak ömrü 40-90 gün olmakta,bu süre sonunda bu ayak terkedilerek 5.0mkot farkı ile altta hazırlanan yeni ayakta üretime devam edilmektedir.

Terkedilen ayak göçüğünde kalan kömürün yanmasını önlemek için ayak terk yerlerinde baraj kurularak, göçük, termik santral külü ile doldurulmaktadır. Bu işlem, külün, bir yerüstü tesisinde elenip su ile karıştırılarak borularla iletilmesi ile sağlanmaktadır.

Yazıda bahis konusu olan Darkale Bölümüne ait bazı istatistiklerde şu şekildedir.

	1989 YILI		1990 YILI (Kasım sonu)	
	Proğ.	Fiili	Proğ.	Fiili
Tüvenan Üretim (Ton)	400.000	266.685	364.000	270.188
Yeraltı Servis Randıman(Ton/yöv)	2,724	2,726	2,729	3,111
Maden Direği Sarfı (dm^3/ton	11,250	11,230	11,068	10,936
Dinamit Sarfı (Kg/ton)	0,100	0,127	0,873	0,120
Kapsül Sarfı (Ad/ton)	0,375	0,449	0,371	0,381
Elektrik Sarfı (Kwh/ton)	6,000	6,149	6,419	5,219
Basınçlı Hava Sarfı (m^3/ton)	37,500	36,775	36,880	30,443

3. ÖNERİLEN AYAK ÇALIŞMA YÖNTEMİ

Önerilen doğrultu boyunca çalışmada,have yüksekliği, arkadan alınacak kömür kalınlığı,tahkimat uygulaması, have yapılması, arka kömürün kazanılması, vardiya düzeni gibi tüm değişkenler halen çalışılan yöntemdeki gibi uygulanacaktır.

Sistemdeki değişiklik, ayak çalışma yönünde olacaktır. Önerilen sistemde ayak çalışma yönü halen uygulanan sisteme tam dik yönde, yani,damar doğrultusu boyunca olacaktır. (Şekil - 3 ve Şekil - 5)

Sistemlerdeki karşılaştırma, önerilen sistemin uygulanacağı 450 m.'lik pano baz alınarak yapılmıştır. Panonun üst çalışma kotu +290, alt çalışma kotu +240'dır. Çalışma 5'er metrelik dilimler halinde olacağından panomuzda; $\frac{290 - 240}{5}$ = 10 kat bulunmaktadır.

Ayak çalışma yönünü değiştirmekle önerilen sistemin getireceği avantaj ve dezevantajlar şöyle olacaktır;

3.1. Doğrultu Boyunca Çalışmada Ayak Tahkimatını ve Konveyörleri Ayak Taşımak Amacıyla Sökme, Taşıma ve Kurma İşlemi Daha Az Olacaktır.

Şu anki sistemde ayak ömrü, tavandan tabana sürülen galerilerin boyuna bağlı olmaktadır. Bu rekupların boyu, damar kalınlığı ve yatımına göre değişim göstermektedir.Bu değişkenlere bağlı olarak Darkale bölümünde bu değer 40 - 90 m. arasında değişmektedir.Günlük ayak ilerlemesinin 1.0 m. kabulü ile bir ayağın ömrü 40-90 gün arasında değişmektedir. Böylece,her 40-90 günde terkedilen ayağın malzemeleri sökülmekte, taşınmakta ve 5 m. altta hazırlanan yeni ayakta kurulmaktadır.

450 m.'lik panoda klasik sistemle, her katta, herbiri 75'er m. uzunluklu 6 ayak kurulabilir. Bu altı ayak ömürleri sonunda terkedilip bir alt ayağa taşınacaktır. Halbuki önerilen sistem ile, 450 m.'lik panoda doğrultu boyunca çalışacak bir ayak ile üretim yapılacaktır. Pano sonunda bu ayak 5 m. alttaki kata taşındığında sadece bir ayaklık malzeme sökülmüş, taşınmış ve kurulmuş olacaktır. Diğer bir deyişle; bu işler için harcanan işçilik giderleri önerilen sistemde, şuandaki uygulamanın 1/6'sı kadar olacaktır.

Darkale bölümünde yapılan bir çalışma, 75 m.'lik bir ayağın malzemelerini sökmek, taşımak ve kurmak için yaklaşık 200 yövmiye harcandığını göstermiştir. Böylece 450 m.'lik panonun bir katında klasik sistem ile, 200 yöv. x $\frac{450 \text{ m.}}{75 \text{ m.}}$ = 1200 yövmiye harcanırken, önerilen sistemde sadece 200 yövmiye harcanmış olacaktır. Kazanılan 1000 yövmiyenin parasal değeri olan 1000 TL x 50.000 TL/yöv. =50.000.000 TL. kazanılmış olacaktır. Pano ömrü sonunda bu değer; 10 x 50.000.000 = 500.000.000 TL. olacaktır.

Kazanılan bu işçiliğin üretime yönlendirilmesi ile de 1000 yövmiye x 2,372 ton/yöv. = 2372 ton, 10 kat sonunda;10 x 2372 = 23720 ton tüvenan kömür üretimi yapılmış olacaktır. Darkale bölümünde üretilen kömürün termik santrale satış fiatını 32.000 TL.kabul edersek, kazanılan kömürün parasal değeride; 2372 x 32000 = 75.904.000 TL. olacaktır. Bu değer 10 kat için; 75.904.000 = 759.040.000 TL. olacaktır.

3.2. Doğrultu Boyunca Çalışmada, Kül Taşıma ve Külleme İşlemi Daha Az Olacaktır.

E.L.İ.'nin diğer ocaklarında olduğu gibi Darkale bölümünde de kömür, kendiliğinden yanmaya meyillidir. Bundan dolayı her ayak terkinde barajlar yapılarak, termik santral külünün su ile karıştırılmasından oluşan kül + su karışımı pompalanmaktadır. Her ayak için gerekli kül miktarı yaklaşık 250 m^3'tür. Gerekli kül klasik sistem için 6 x 250 = 1500 m^3, önerilen sistem içinde 250 m^3'tür. Böylece önerilen sistemde daha az kül kullanılacak, bundan dolayıda daha az kül, kül tesisine taşınacaktır. 1 m^3 külün taşıma ederini 5000 TL alırsak, 1 kat için 1250 x 5000 = 6.250.000 TL.'lık bir değer kazanılmış olacaktır, 10 kat için bu değer 10 x 6.250.000 = 62.500.000 TL. olacaktır.

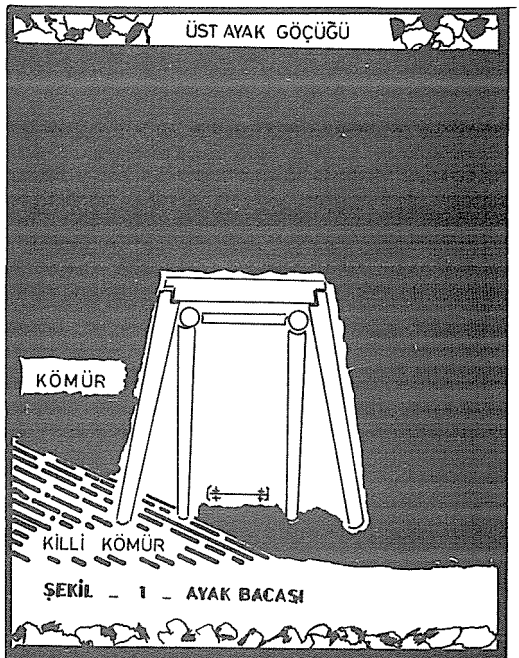
Diğer yandan ise bir ayağı küllemek için kül tesisi ve barajında harcanan işçilik yaklaşık 90 yövmiyeyi bulmaktadır. 450 m'lik bir

katta bu yoldan kazanılacak parasal değerde; (6x90-90)x50.000 = 22.500.000 TL.'yı bulacaktır. Bu değer 10 kat sonunda 10 x 22.500.000 = 225.000.000 TL.'ye ulaşacaktır.

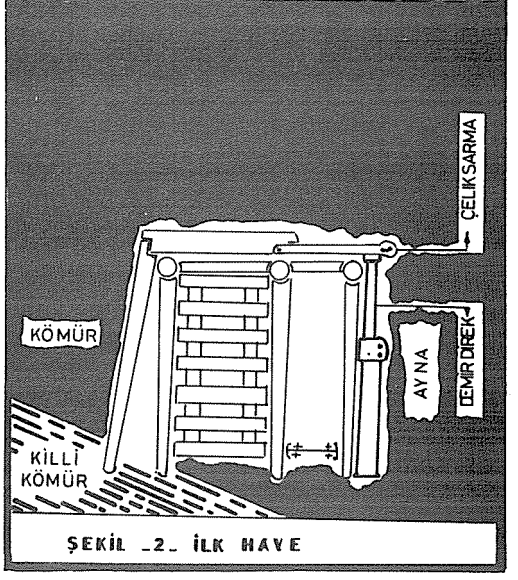
Kazanılan 5 x 90 = 450 yövmiyede üretime yönlendirilecektir. Kazanılan üretim, 1 kat için; 450 yöv. x 2,372 ton/yöv. = 1.067 ton, 10 kat için 10.670 ton, bunun parasal değeride 1 kat için; 1.067 x 32.000 = 34.144.000 TL., 10 kat için 10 x 34.144.000 = 341.440.000 TL olacaktır.

3.3. Önerilen Sistemin Bir Avantaşıda; Ayaklar İlk Haveye Geçerken Harcanan İşçilik ve Malzeme Miktarının, Üretim Kaybının Daha Az Olmasıdır.

Bilindiği gibi, şu anda uyguladığımız sistemde, tavandan tabana sürülen galeriler "taban" ı bulunca taban boyunca ayak oluşturmak amacıyla birleştirilmektedir. Bu galeriler ağaç tahkimatla sürülmekte ve altına kilit sarma çekilmektedir. İlk have işlemi ise çelik sarma ve direklerle, çelik sarmalar kilit sarma üstüne gelecek şekilde yapılmakta ve ayna altına tekrar kilit sarma çekilmektedir. (Şekil-1 ve Şekil - 2). Ayrıca bu işlem sırasında galerinin ayak ilerleme yönündeki baca direkleride sökülmektedir. Geri kalan kısma ise 1 m. aralıklı domuz damı kurulmaktadır. Arkalar oturduktan sonra bu domuz damları ayaktan çıkartılmakta fakat % 40 - 50'si kayıp olmakta yada kullanılmayacak şekilde hasar görmektedir.



ŞEKİL - 1 - AYAK BACASI



ŞEKİL -2- İLK HAVE

Şimdiki sistemde, ayak oluşturmak amacı ile sürülen bu galeriler önerilen sistemdede sürülecektir. Bundan dolayı aşağıdaki değerler bu galerinin ayağa dönüştürülmesi için gerekli ek işçilik ve malzemeyi kapsamakta, baca sürülürken kullanılan malzemeyi kapsamamaktadır.

1) Baca içine kilit sarma çekme işlemi :

A. Maden direği : 12,7 m^3

B. İşçilik : 1 usta 2 işçisi ile birlikte vardiyada 3 kilit sarma çekerse : $\frac{20}{3}$ x 3 = 20 yövmiye.

2) Yön have yaparken; baca direklerinin sökülmesi :

1 usta 1 yedeği ile ayakta 20 m. boyunca 1 vardiyada direkleri sökerse : $\frac{75}{20}$ x 2 = 8 yövmiye.

3) İlk have sırasında kilit sarma çekme işlemi :

A. Maden direği : 7,5 m^3

B. İşçilik : 1 usta 1 işçisi ile 3 sarma çekerse : $\frac{20}{3}$ x 2 =13 yövmiye.

4) Domuz damı kurma ve sökme işlemi : (35 domuz damı).

A. Maden direği : 15,0 m^3 .

B. İşçilik :

1. İlk kurma : 1 usta 1 yedeği ile vardiyada 7 domuzdamı kuracaktır; $\frac{35}{7}$ x 2 = 10 yövmiye.

2. Sökme-kurma : Ayak arkası oturana kadar, (5-6 havelik ayak ilerlemesi boyunca) 35 adet domuz damı her ayak ilerlemesinde sökülüp kurulacaktır. Bu işlem sökümcü usta tarafından çelik tahkimatın sökülüp kurulması sırasında yapılacak fakat işlem, sökümcü ustanın yaptığı işi çoğaltacaktır. Bu işlemden dolayı ortaya çıkan ek işçilik; domuz damı sökme ve kurma işlemini, çelik tahkimat söküm işleminden bağımsız bir ekibin yaptığı kabulü ile şu şekilde hesabedilebilir;

1 usta 1 yedeği ile vardiyada 5 adet domuz damı söküp kuracaktır; $\frac{35}{5}$ x 2 = 14 yövmiye.

Domuz damı söküp-kurma işlemi arkaların oturduğunda emin olunduktan sonra son bulacaktır. Bu işleminde 5 havelik bir ilerlemede olduğu kabul olunursa bu işlemden dolayı olacak kayıp yövmiyede 14 x 5 = 70 adet olacaktır.

Yukarıda yapılan hesaplar sonucunda, galerinin ayağa (75 m) çevrilmesi işlemi sırasında 35 m^3 maden direği, 121 yövmiye sarfedilmektedir. 450 m'lik bir katımızda bu işlem, şu anki sistemimiz için 6

kez,önerilen sistem için ise 1 kez yapılacaktır. Bu durumda,doğrultu boyunca çalışma uygulandığından, bir katta; 6 x 35 - 35 = 175 m^3, maden direği 6 x 121 - 121 = 605 adet yövmiye, 10 katta; 10 x 175 = 1750 m^3 maden direği, 10 x 605 = 6050 yövmiye kazancımız olacaktır. Kazanılan maden direğinin parasal değeri 1 kat için; 175 x 250.000= 43.750.000 TL., 10 kat için; 10 x 43.750.000 = 437.500.000 TL.'sıdır. Yövmiyenin parasal değeri ise 1 kat için 605 x 50.000 = 30.250.000 TL., 10 kat için; 10 x 30.250.000 = 302.500.000 TL.'dir.

İlk ayak oluşturma sırasında harcanan işçilik üretimde dalgalanma ve kayıplara neden olmaktadır. Sistem değiştirmekle kazanılacak 605 yövmiye üretime yönlendirilecek ve böylece bu işçilik ile bir katta; 605 yöv. x 2,372 ton/yöv. = 1435 ton, 10 katta ise; 10x1435= 14350 ton kömür üretilecektir. Kazanılan kömürün parasal değeride 1 kat için; 1435 x 32000 = 45.920.000 TL., 10 kat için; 10x45.920.000= 459.200.000 TL.'dır.

3.4. İlk Ayak Oluşturma Sırasındaki Arka Kömürü Kaybı Önerilen Sistemde Daha Azdır.

Uygulanan sistemde, tavandan tabana sürülen galeriler tabanda birleştirilip ayağa dönüştürüldüğünde, ayak tavanını kırılmamış tavan oluşturmaktadır. Arka kömürünü kazanmak için ayak arkasındaki tavanın göçmesi gerekmektedir. Bu amaçla,ilk haveden (yön have)sonra kurulan domuz damlarının (1'er m. aralıklı) arasından arkalar lağımlanmakta ve kömür böylece konveyöre çekilmektedir.Bu işlemler sırasında bir üstte terkedilen ayağın terk işleri olduğundan oluşturulan ayağın ilerleme hızı düşmekte, ayrıca ayak killi formasyonda oluşturulduğundan dolayı, ayakta taban kabarmaktadır.

Ayağın bozulması ve sık domuz damı kullanma zorunluluğundan dolayı arkadan kömür kaybı olmaktadır. Bu kayıplar,ayak arkasının tamamen oturup, domuz damları ayaktan çıkartılana kadar sürmektedir.

Bu işlemlerden dolayı kayıplar, şu anki sistemin özelliğinden dolayı 450 m.'lik katımızda 6 kez tekrarlanırken önerilen sistemde bir kez söz konusu olacaktır.

3.5. Önerilen Sistemde, Damarın Çalışılamayan Kısımlarıda Çalışılabilecek ve Rezerv Kaybı En Aza İndirilecektir.

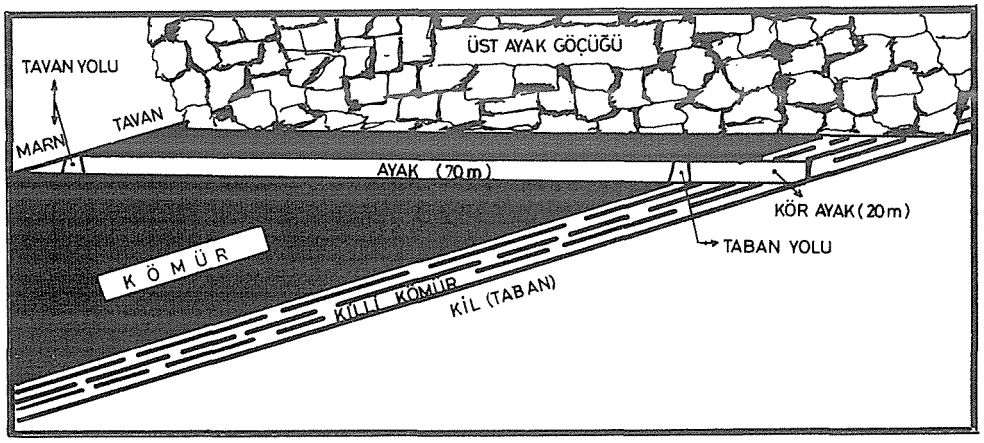
Uygulanan sistemdeki rezerv kaybının nedeni, ayakların tamamen taban kili kömür sınırından uzakta kalmaktadır.

Birincisi; kömürden taban kiline geçiş aşamalı olmaktadır. Damarın üst kısımlarında kil bulunmazken, kil içeriği tabana doğru artmaktadır. Damar içindeki kil miktarı ise burada kurulacak olan ayağın duraylılığını etkilemektedir. Kilin fazla olduğu yerde kurulan ayaklarda tavan basması, taban kabarması razla ve hızlı olmaktadır. Bu durumda ayak tahkimatı bozulup, çelik tahkimat tabana gömülmektedir. Buda her havede tavan taramasını yani ek işçilik gerektirmekte, ayrıca arkadan göçük kömürünün kazanılmasıda zorlaşmaktadır.Tahkimatın sökülmeside batmadan dolayı zor olmaktadır. Bu nedenlerden dolayı ayaklar, taban kilinden belli bir uzaklıkta bir miktar kömür kaybına katlanılarak hazırlanmaktadır.

İkincisi; tabana doğru kil oranı artarken damarın ısıl değeri düşmektedir. Yerinde ısıl değerin belli bir değere düştüğü noktadan daha ileride ayak oluşturulmamaktadır. Bu değerde 2200 Kcal/kg' lık değerdir. Bu ısıl değer göçükten kömüre karışan tavantaşı ile birlikte 2000 kcal/kg değerine düşmektedir. Buda termik santrale verebileceğimiz kömürün alt sınırını oluşturmaktadır. Üretilen kömürün ısıl değeri tabandan tavana artmakta ve tavanda 3000 kcal/kg değerine ulaşmaktadır.

Gerek ayak durağanlılığı, gerekse belli bir ısıl değerde kömür elde etme zorunluluğundan dolayı, damar tabanında kömür kaybı olmaktadır. Yerinde yapılan gözlem ve ölçümlerle bu değerin, klasik sistemle alınabilecek kömür rezervinin % 25-30'u değerine ulaştığı hesaplanmıştır.

Önerilen sistemle yukarıda bahsedilen sakıncaların yokedilmesi ve rezerv kaybının önlenmesi mümkün olacaktır. Şekil - 3'de görüldüğü gibi hava dönüş için kullanılacak taban yolu kömür içinden sürülecektir. (Bu seviye, uygulanan sistemde ayak kurduğumuz seviyedir.) Tabanda kalan killi kömür ise kör ayak oluşturularak alınacaktır. Ayağımız devamlı kömürde olacağı için ayakta bozulma olmayacaktır. Körayağın killi olmasından dolayı burada bir miktar bozulma olacak fakat hızlı ayak ilerlemesi ve kısa bir ayak olması nedeniyle bu bozulma çalışmaları etkilemeyecek seviyede olacaktır.



ŞEKİL _3_ DOĞRULTU BOYUNCA ÇALIŞAN AYAK

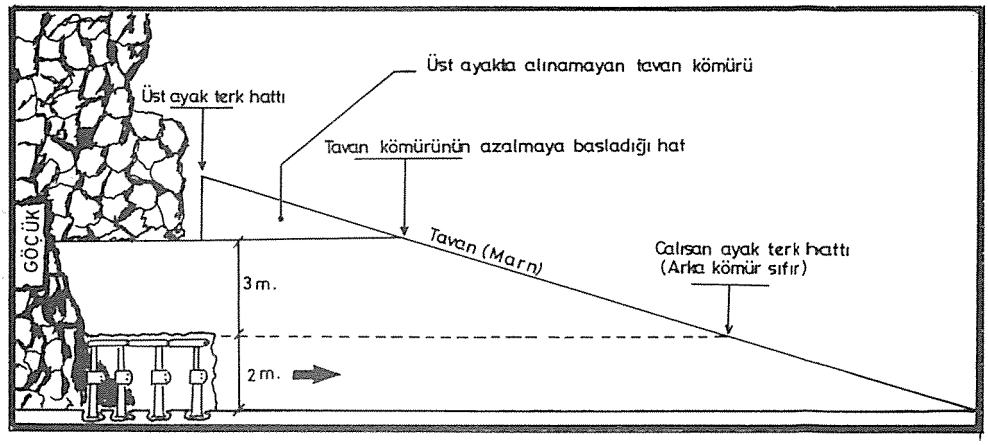
Diğer yandanda bu şekilde oluşturulan bir ayakla her havede, damarın değişik ısıl değere sahip seviyeleri aynı anda kazanılacak ve kömürün paçal olmazı sağlanacaktır. Böylece düşük kalorili killi kömür, yüksek kalorili tavan kömürü ile karışacak ve üretilen kömürün ısıl değeride ayak ömrü boyunca büyük değişiklik göstermeyecektir.

Ayak çalışma yönünün doğrultu boyunca olması, sonuçta; % 25 - % 30 düzeyine varan rezerv kaybını önleyecektir. Baz olarak incelediğimiz 450 m.'lik panomuzdan klasik sistemle alacağımız kömür miktarı; 1.856.250 ton, önerilen sistemle alabileceğimiz miktar ise; 2. 362.500 ton'dur. Böylece önerilen sistem uygulanmakla;2.362.500-1. 856.250 = 506.250 ton kömür kaybı önlenmiş olacaktır. Bu kömürün bugünkü satış fiatı ile parasal değeride; 506.250 ton x 32.000 TL/ton = 16.200.000.000 TL.'dır.

3.6. Önerilen Sistemde Üretim, Ayak Ömrü Boyunca Sabit Kalacaktır.

Uygulanan sistemde, ayaklar tavana yaklaştığında arkadan göçertilerek alınan kömür, ayak, üst ayağın terk noktasını geçtiği anda, üst ayakta tavanda alınamadan kalan kömürden dolayı bir miktar artmakta, 5-6 have sonra ise azalarak devam etmekte, ayak terkedilmeden önceki son havede ise sıfıra inmektedir. (Şekil - 4)

Arkadan alınacak kömürün azalması ile hem üretimde dalgalanma olmakta hemde, arka kömürünü kazanmakla görevli işçiler verimsiz işlerde çalıştırılmaktadır.



ŞEKİL _4_ ÇALIŞILAN SİSTEMDE TAVANDA AYAK TERKİ

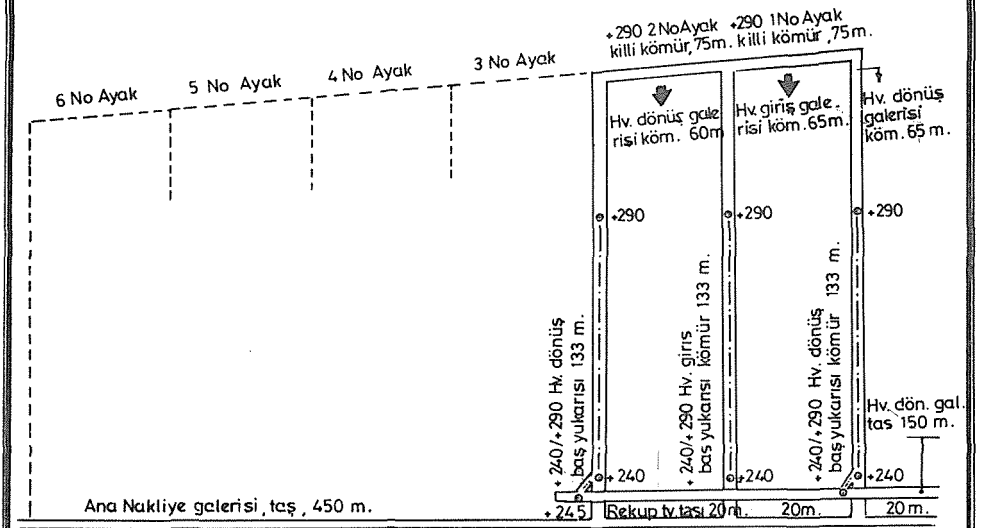
Önerilen sistemde ise, ayak ömrü boyunca ayak arkasından alınacak kömür miktarı sabit miktarda olacak ve bu nedenden dolayı üretimde düşme olmayacak, işçiliğin verimli olarak harcanması sağlanmış olacaktır.

3.7. Sistemler, Çalışırken Açık Olması Gereken En Fazla Galeri Uzunluğu ve Baz Aldığımız Pano Ömrü Boyunca Sürülecek Galeri Uzunlukları Açısından Karşılaştırılmış ve Aşağıdaki Sonuçlara Varılmıştır. (Şekil - 5 ve Şekil - 6)

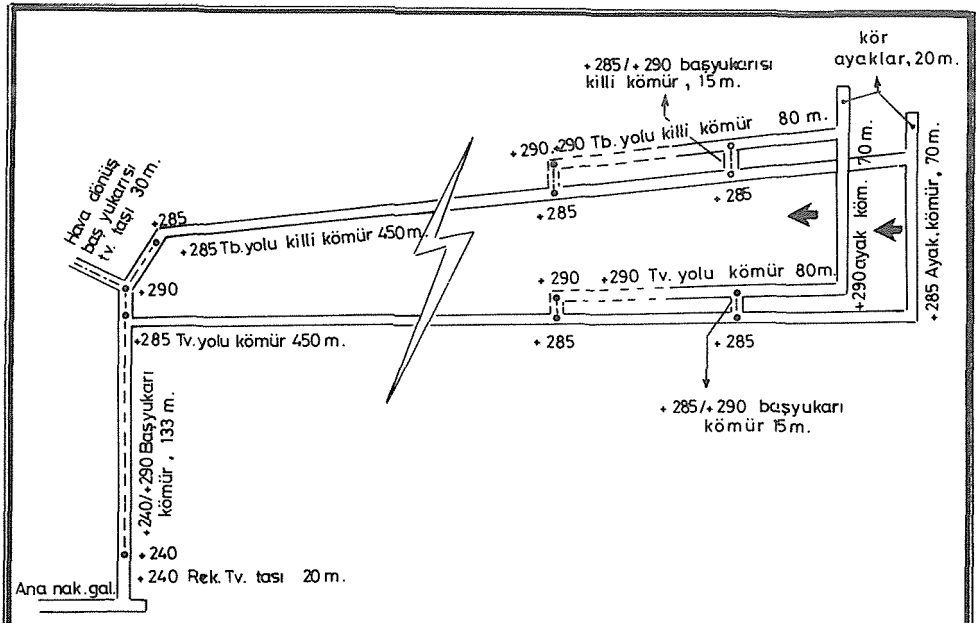
A) Sistemler çalışırken açık olması gereken en fazla galeri uzunlukları şöyledir;

Sistemler	Taşta (m) :	Kömürde (m) :	Killi Kömürde (m) :	T O P L A M (m) :
Doğrultu boyunca	20	678	545	1243
Tabandan tavana	660	594	-	1254

Görüldüğü gibi iki sistemde açık olması gereken galeri uzunlukları arasındaki fark çok çok küçüktür. Doğrultu boyunca uygulanacak sistemde killi kömürde bulunan galeri önerilen sistemin olumsuz yönünü göstermektedir. Çünkü bu formasyonda galeriyi tutmak için gerekli tamir tarama işçiliği yüksek olacaktır. Uygulanan sistemde ise taşta sürülen galeri uzunluğu çok fazladır. Üstelik bu galerinin 450 m.'si ana nakliye galeri olarak kullanılacaktır. Bundan dolayı geniş kesitli olacaktır. Böylece maliyeti yüksek olacaktır.



ŞEKİL _6_ TABANDAN TAVANA DOĞRU ÇALIŞAN AYAKLAR



ŞEKİL -5- DOĞRULTU BOYUNCA ÇALIŞAN AYAKLAR

Sonuçta, önerilen sistem uygulanmakla killi formasyonu durağan tutma maliyeti, taşta geniş kesitli galeriden vazgeçilerek karşılanmış olacaktır.

B) Sistemler için, baz alınan pano ömrü boyunca, sürülmesi gereken galeri uzunlukları, üretim miktarları ve 1 m. galeri boyuna düşen kömür miktarlarda şöyledir;

Sistemler	Taşta (m)	Kömürde (m)	Killi kömürde (m)	Toplam (m)	Toplam üretim (Ton)	Ton/m.
Doğrultu boyunca	50	6383	4950	11383	2362500	207,546
Tabandan tavana	1180	6147	4500	11827	1856250	156,950

Yukarıda görüldüğü gibi, önerilen sistemde pano ömrü boyunca sürülecek galeri uzunluğu, uygulanmakta olan sistem için sürülmesi gereken galeri uzunluğundan daha azdır. Üstelik önerilen sistemle daha fazla kömür kazanılacağı için sistem değiştirmekle 1 m.galeri uzunluğuna düşen kömür miktarıda uygulanan sistemden 207,546-156,950 = 50,596 ton daha fazladır.

Önerilen sistemde daha az galeri daha yüksek üretim ile üretim maliyetide düşecektir. Şöyleki;

Ekim 1990 sonu itibari ile Darkale bölümü ton kömür maliyeti; 39.350 TL.'dır. Klasik sistemle baz panomuzdan 1.856.250 ton kömür alabileceğimize göre panodan klasik sistemle üretilecek kömür maliyeti; 1.856.250 ton x 39.350 TL/ton = 73.043.400.000 TL.'dır. 1 m.galeri maliyetinin 500.000 TL. kabulü ile, söz konusu pano klasik sistemle çalışıldığında sürülecek olan 11.827 m. galerinin toplam maliyeti; 11.827 x 500.000 = 5.913.500.000 TL.'dır. Panodan elde edilecek kömürün galeri dışı maliyetide; $\frac{73.043.400.000-5.913.500.000}{1.856.250}$ = 36.164 TL/ton'dur.

Tüvenan kömür maliyetini etkileyen unsurların, galeri maliyet dışında sabit kaldığını varsayarsak önerilen sistemle aynı panodan kazanılacak 2.362.500 ton kömürün toplam maliyeti; 2.362.500 x 36.164 = 85.437.400.000 TL. olacaktır. Önerilen sistemde sürülecek olan 11.383 m. galerinin toplam maliyetide; 11.383 x 500.000 = 5.691.500.000 TL. olacaktır. Böylece, önerilen sistemle elde edilecek kömürün ton fiyatıda; $\frac{85.437.400.000 + 5.691.500.000}{2.362.500}$ = 38.573 TL, olacaktır.

Sonuçta önerilen sistemi uygulamakla daha az galeri süreceği-

miz için ton başına, 39.350 - 38.573 = 777 TL. kazanmış olacağız. Diğer bir deyişle önerilen sistem uygulanmakla galeri etkisi ile 1 ton kömürü, $\frac{39.350 - 38.573}{39.350}$ = % 2 oranında daha ucuza maletmiş olacağız. Kömürün ton başına 777 TL daha ucuza maledilmeside pano sonunda; 2.362.500 x 777 = 1.835.660.000 TL. kazandırmış olacaktır.

4. SONUÇLAR :

Darkale bölümünde ayak çalışma yönünün değiştirilerek doğrultu boyunca çalışılması ile;

a) Pano boyu uzun olacağından, ayak ömrü uzayacaktır.

b) Ayak ömrü uzadığından dolayı, ayak terki sırasında uygulanan tahkimat ve konveyör sökümü, taşınma ve kurulması işlemleri azalacaktır. Böylece, pano ömrü sonunda 10.000 yövmiye tasarruf edilmiş olacaktır. Bunun parasal değeri; 500.000.000 TL.'dır.

c) Kazanılan 10.000 yövmiye üretime yönlendirilecek, böylece bu yövmiye ile 23.720 ton üretim yapılacaktır. Bu kömürün parasal değeride; 759.040.000 TL.'dır.

d) Ayak ömrü uzadığından, külleme işi azalacak, böylece pano ömrü boyunca daha az kül tesise taşınmış olacaktır. Bu yolla 62.000.000 TL. tasarruf edilecektir. Ayrıca külleme işinde daha az işçi çalıştırılacaktır. Bunun parasal değeri 225.000.000 TL.'dir.

e) Küllemenin azalması ile kazanılan 4500 yövmiye üretime yönlendirilecek böylece bu yövmiye ile 10.670 ton üretim yapılabilecektir. Bu kömürün parasal değeri 341.440.000 TL.'dir.

f) Ayak ömrü uzadığından, daha az ayak kurulacak; bundan dolayıda ilk ayak kurmak için daha az malzeme ve işçilik harcanacaktır. Bu yolla 10 kat sonunda 1750 m^3 maden direği tasarruf edilecektir. Bunun parasal değeri 437.500.000 TL.'dir. Tasarruf edilen yövmiye miktarı, 6050 olacaktır. Bunun parasal değeri, 302.500.000 TL.'dir.

g) Kazanılan 6050 yövmiye üretime yönlendirilecek, böylece bu yövmiye ile 14.350 ton üretim yapılacaktır. Bu kömürün parasal değeri, 459.200.000 TL.'dir.

h) Oluşturulan ayak sayısı az olacağından, ilk ayak oluşturma sırasındaki arka kömürünün kaybı daha az olacaktır.

i) Damarın düşük kalorili taban seviyeleride işletilebilecek, ta-

van ve taban kömürü paçal olduğundan tüvenan kömürün ısıl değerinde dalgalanma olmayacaktır. Böylece 506.250 ton daha fazla üretim yapılabilecek. Bu kömürün parasal değeri, 16.200.000.000 TL.'dir.

k) Dilim kalınlığı ayak ömrü boyunca sabit kalacağından, klasik sistemde ayak sonlarındaki üretim dalgalanması elimine edilmiş olacaktır.İşçiliğin verimsiz çalıştırılmasıda böylece önlenmiş olacaktır.

l) Üretim sırasında açık olması gereken en fazla galeri uzunluğu her iki sistemdede farklı olmayacaktır. Önerilen sistemde, killi formasyonda sürülecek galeri olumsuz, taşta sürülen galerinin azlığı ise olumlu etkide bulunacaktır.

m) Pano ömrü boyunca sürülmesi gereken galeri boyu azalacaktır. Buda üretilen kömürün maliyetini etkileyecek, maliyette % 2'ye varan azalma olacaktır.

n) Sağlanacak son ve en önemli fayda da, uygulama sonucunda elde edilen sonuçların önemli olmasıdır. Çünkü, E.L.İ. Yeraltı ocaklarında mekanizasyon uygulamasına gidildiğinde ilk uygulanacak çalışma şekli doğrultu boyunca çalışma olacaktır.

OAL MÜESSESESİNDEKİ TAMBURLU KESİCİLER VE KARŞILAŞILAN SORUNLAR

PROBLEMS ENCOUNTERED WITH THE DRUM SHEARS EMPLOYED IN OAL

Osman Zeki HEKİMOĞLU *

ÖZET

Bu tebliğde TKİ kurumuna bağlı OAL Müessesesindekı tamburlu kesicilerin bir genel değerlendirilmesi yapılmıştır. Yapılan bir dizi yeraltı çalışmaları ile makinada titreşim ve yüksek keski yuvası aşınmalarından kaynaklanan ve tambur dizaynlarının yetersizliğinden ileri gelen ciddi problemlerin olduğu anlaşılmıştır. Bu nedenle çok daha iyi performans elde etmek için mevcut tambur dizaynlarının yerine yeni bir dizayn kullanılması vurgulanmıştır.

ABSTRACT

This paper sets out, in general, the performance evaluation of the coal shearers, employed in OAL Mine, a subsidrary of Turkish Coal Enterprises. Through a series of underground investigations, it was understood that the machines have suffered serious problems arising from vibrations and severe tool-holder wear, which were then attributed to the poor drum-lacing currently used. The existing cutting drum design was therefore emphasized to be abandoned and a new lacing-pattern should be employed in an effort to achieve better overall performance.

* Doç. Dr., Öğretim Üyesi, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Beytepe/Ankara

1. GİRİŞ

Yeraltı maden işletmeciliğinde yüksek üretim kapasitesi tam mekanize sistemler ile gerçekleşir. Uygun maden yatağı koşullarında tam mekanize uzun ayak uygulaması günümüzde oldukça yaygınlaşmıştır. Tamburlu kesiciler bu tür sistemlerdeki kazı işleminin en vazgeçilmez unsurlarıdır. Bu makinalarda iyi bir işletme randımanı için makina üzerinde değişen koşullara göre değişiklikler yapılabilir. Örneğin İngiltere'deki kömür ocaklarında bulunan tamburlu kesicilerin tambur dizaynları ocağın değişen koşullarına göre değiştirilmektedir.

Ülkemizde tamburlu kesici kullanımı ilk kez TKİ Kurumuna bağlı Orta Anadolu Linyitleri Müessesesinde (OAL) başlamıştır. Tam mekanize uzun ayak projesi kapsamında alınan tamburlu kesicilerle yapılan üretim çalışmaları sırasında, işletmedeki mevcut damar koşullarından dolayı çeşitli sorunlar ortaya çıkmıştır. Ülkemizde Uygulanmasına kömürden başlanan bu makinaların giderek diğer endüstriyel hammaddelerde de kullanılması şimdiden düşünülmektedir. Bu makinalar ile ilgili teorik ve pratik bilgi birikimi ülkemizde yeteri kadar bulunmamaktadır. İlk yatırımı pahalı olan bu makinaların uzun vadede verimli olarak kullanılabilmeleri bunlarla pratikte karşılaşılan sorunların ve çözümlerinin iyice bilinmesine bağlıdır.

Bu bildiride TKİ kurumuna bağlı OAL müessesesindeki tamburlu kesicilerin şu ana kadar ki performanslarının bir özeti ve değerlendirilmesi yapılmıştır. Bu çalışmalar sırasında ne tür değişikliklerin yapıldığı ve tamburların uzun vadede kullanılabilmeleri için getirilecek çözümler önerilmiştir.

2. TAMBURLU KESİCİLER

2.1. Tamburlu Kesicilerin Bazı Teknik Özellikleri

Bu makinalar üzerlerinde bulunan tambur yada tamburlar ile kazı yapan ve yine bu tambur(lar) vasıtası ile kazılan malzemeyi üzerinde hareket ettikleri bir zincirli

konveyöre yükleyen maden makinalarıdır (Şekil 1). Bunlar kömür veya benzeri özellikte olan yumuşak formasyonların üretiminde kullanılırlar ve tam mekanize uzun ayak sisteminde en yaygın olarak bulunan kazı makinalarıdır.

Tamburlu kesiciler genel olarak tambur sayılarına göre 'Tek tamburlu' ve 'Çift tamburlu' olmak üzere ikiye ayrılırlar. Tek tamburlu kesiciler, bu makinaların ilk modelleri olup daha çok kesmenin tek yönde yapıldığı, damar kalınlığının sabit ve kalın olmadığı koşullarda kullanılırlar. Bu makinalar tek bir tambura göre dizayn edildiklerinden dolayı daha hafif ve kullanışlıdırlar. Ancak damar kalınlığının devamlı değiştiği koşullara uygun değildirler. Ayrıca ayakta kesmenin iki yönlü yapıldığı durumda 'Cep (Niche, Stable hole)' açılmasını gerektirirler. Bu dezavantajlar çift tamburlu kesicilerde yoktur. Bunlarla uygun tambur çapı kullanılarak değişken kalınlıklı damarlar daha kolay kesilir ve cep açılmaksızın iki yönlü kesme yapılabilir. Çift tamburlu kesicilerde öndeki tambur damar kalınlığının yaklaşık %70 ini arkadaki ise %30'nu keser. Bu durumda makina konveyörün hareket yönüne ters hareket derken, kazılan ve yüklenen malzemenin büyük kısmı makina ile konveyör arasındaki boşluktan geçmek zorunda kalır. Ancak bu boşluk sınırlı bir yüksekliğe sahip olduğundan kazılan malzemenin bir kısmı yüklenemeden, makina önünde sürüklenir ve böylece makinanın kesme hızı düşer. Bu durum eğim yukarı kesme sırasında oluşur. Bu nedenle tek tamburlu kesicilerde tambur genellikle makinanın ayak başı (Yüklemenin yapıldığı) tarafına yerleştirilir. Günümüzde en yaygın olarak çift tamburlu kesiciler kullanılmaktadır.

İnce damarlarda kullanılan tamburlu kesiciler 'In-web veya floor-based' kesiciler olarak bilinirler. Bu makinalarda gövdenin belli bir kısmı konveyörden ayak arınına doğru taşar ve taban üzerinde sürünerek hareket eder ve kazılan malzemenin daha kolay yüklenmesini sağlar.

Bir tamburlu kesici kabaca tahrik ünitesi, aktarma

ünitesi ve kesici yükleyici tambur(lar) dan oluşur. Çoğu makinalarda tahrik ünitesi gövde ortasında bulunan bir veya iki elektrik motorundan sağlanır. Bazı makinalarda ise bu motorlar, hareketli kollar üzerine dolaysız olarak konularak tamburların tahriğini sağlarlar. Makinanın zincirli konveyör üzerindeki yürüyüş hareketi 'Zincirli' ve 'Zincirsiz' olmak üzere iki şekilde yapılır. Zincirli yöntemde makina her bir ucu ayağın baş ve sonlarına sabitleştirilen bir zincir üzerinde hareket eder. Zincirsiz yöntemde ise makinadaki tahrik dişlileri konveyör üzerine monte edilen kramayer dişli sistemi düzeneği üzerinden destek alarak makinayı hareket ettirir. Zincirsiz yöntemde bazı makinalarda hidrolik pistonlarla yürüyüş sistemi de bulunmaktadır. Günümüzdeki makinalarda zincirsiz yürüyüş düzeni yaygın olup yine makinalardaki tüm tahrik sisteminin elektrik sistemiyle yapılmasına doğru bir eğilim bulunmaktadır

2.2. Tamburlu Kesicilerin Performanslarını Etkileyen Faktörler

Bir tamburlu kesicinin performansı daha çok kesme ve yükleme veriminin yeterliliği ile ölçülür. Sabit koşullarda kesme verimi tamburun dönüş ve ilerleme hızına bağlıdır. İlerleme hızı ise aynı koşullarda tamburdaki keskilerin dizilim düzenine (Tambur dizaynına) bağlıdır. Tambur dizaynı ise tamburun eni, spiral sayısı, keskiler arası açısal ve normal mesafe gibi faktörlere bağlıdır. İyi bir kesme verimi düşük dönüş hızında, yüksek ilerleme hızı ile elde edilir. Bu durumda toplam tork artarken kazılan malzemenin birim hacmini kesmek için gerekli olan enerji (Spesifik enerji) düşer. Böylece daha iri malzeme elde edilirken, keski sarfiyatı ve toz oluşumu azalır. İyi bir kesme verimi için tamburun kesme sırasında az titreşim oluşturması gerekir. Titreşimlerin bertarafı ise iyi bir tambur dizaynına bağlıdır. Tambur dizaynında keskiler iki ayri gurupta dizilir. Birinci gurupta helisler üzerinde bulunan keskilerin dizilimi yapılırken, ikinci

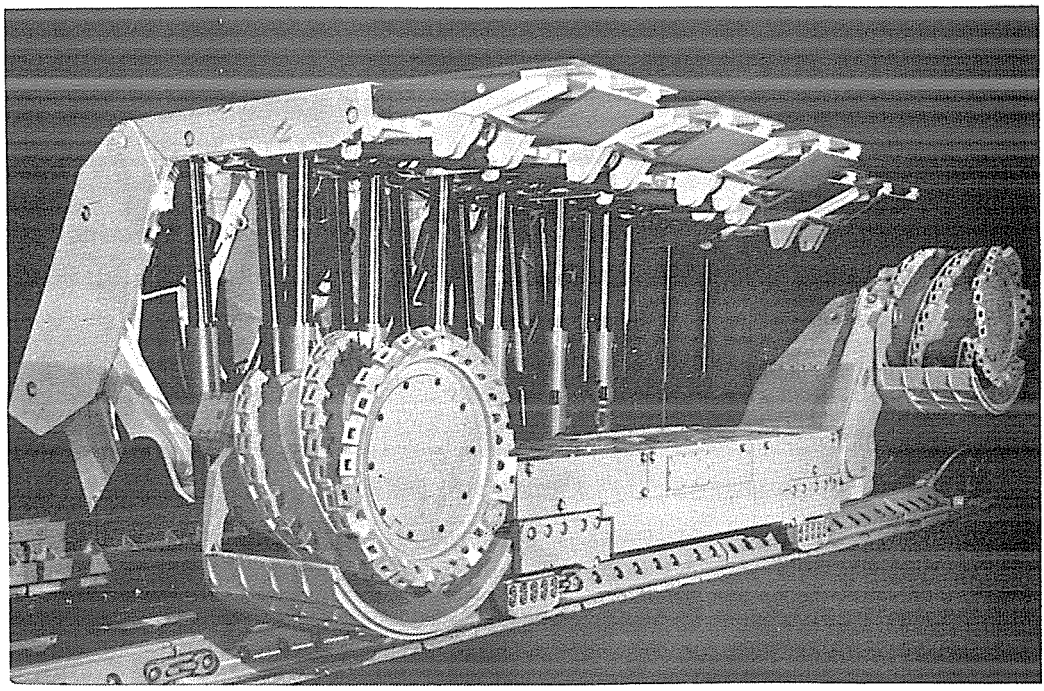
olarakta tamburun ayak arını tarafındaki köşe kesicilerin (Arın keskileri) dizilimi yapılır (Şekil 2). Kesme verimini, etkileyen faktörler literatürde ayrıntılı olarak bulunduğundan burada ayrıca verilmemiştir (Hurt, 1985; Hekimoğlu, 1984).

Tamburlu kesiciler kazılan malzemenin yüklenmesinide geçekleştirdiklerinden dolayı, tamburun yükleme randımanıda önem taşır. Yükleme randımanında tamburun dönüş ve ilrleme hızı, tambur çapı ve eni, spiral sayısı, spiral kanatlarının açısı ve derinliği gibi faktörler egemendir (Brooker, 1979). İyi bir yükleme verimi için tambur dönme hızı 30-40 devir/dak ve kanat açısı ise 8°-30° arasında değişir. Yükleme verimini etkileyen faktörler aynı zamanda kesme verimini etkileyen faktörlerde olduğundan, tambur dizaynı sırasında kesme ve yükleme verimi arasında iyi bir uyum olması gerekir. Pratikte kesme verimi daha öncelik taşır. Yüklemenin daha iyi olması için pratikte tamburlar 'Yükleme kalkanı (Cowl)' ile techiz edilirler.

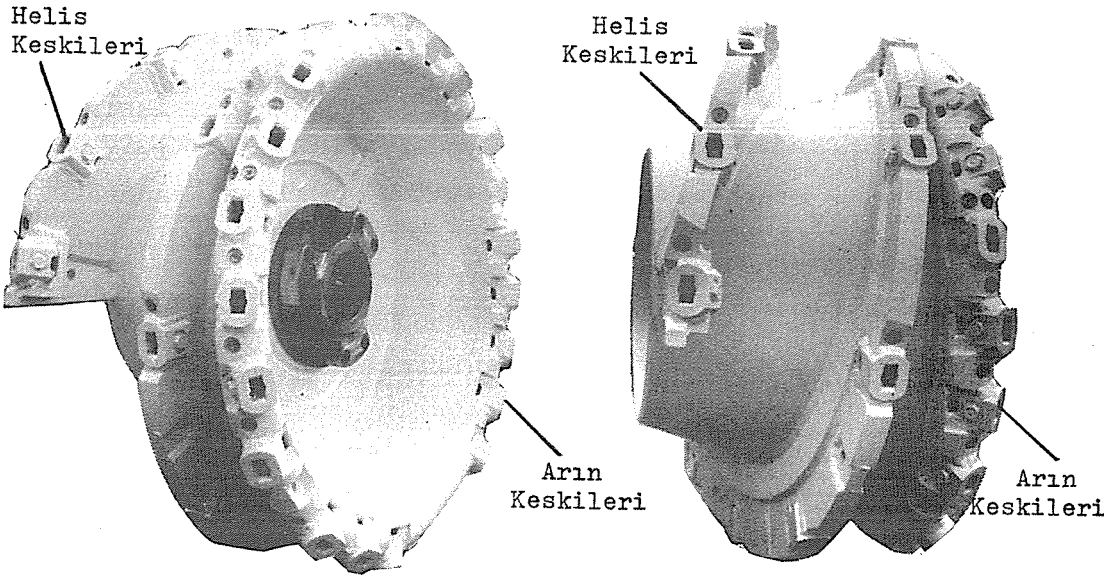
2.3. Tamburlu Kesicilerle Yapılan Kazı Şekilleri

Tam mekanize bir uzun ayakta tamburlu kesiciler ile yapılan kazı işlemi kabaca 'Tek yönlü' ve 'Çift yönlü' olmak üzere iki şekilde yapılır. Tek yönlü kazıda makina ayağın bir ucundan diğerine kazı yaparak gider ve tekrar aynı yere kesme yapmaksızın yalnızca yükleme yaparak döner. Bu yöntem daha çok tavanın sağlam ve damarın fazla eğimli olduğu koşullarda uygulanır. Böylece makina yalnızca eğim aşağı kesme yapar. Çift yönlü kazıda ise ayağın her iki ucundan başlanarak yapılır.

Kazı şekli ne olursa olsun tamburlu kesicilerde ilk kesme hareketinin başlaması ayrı bir önem taşır. Tamburun ayak arınına doğru hareket ederek batması bazı makinalarda uygulanıyorsa da, pratikte pek kullanılmaz. Kesme hareketinin başlaması genel olarak kademeli bir şekilde yapılır. Bunun için çeşitli yöntemler bulunmaktaysa da pratikte en yaygın olanları 'Ayak başı' ve 'Yarım ayak'



Şekil. 1 Bir Tamburlu Kesici.



Şekil. 2 Köşe Kesiciler ve Helis Üzerindeki Keskilerin Tambur Üzerindeki Konumu.

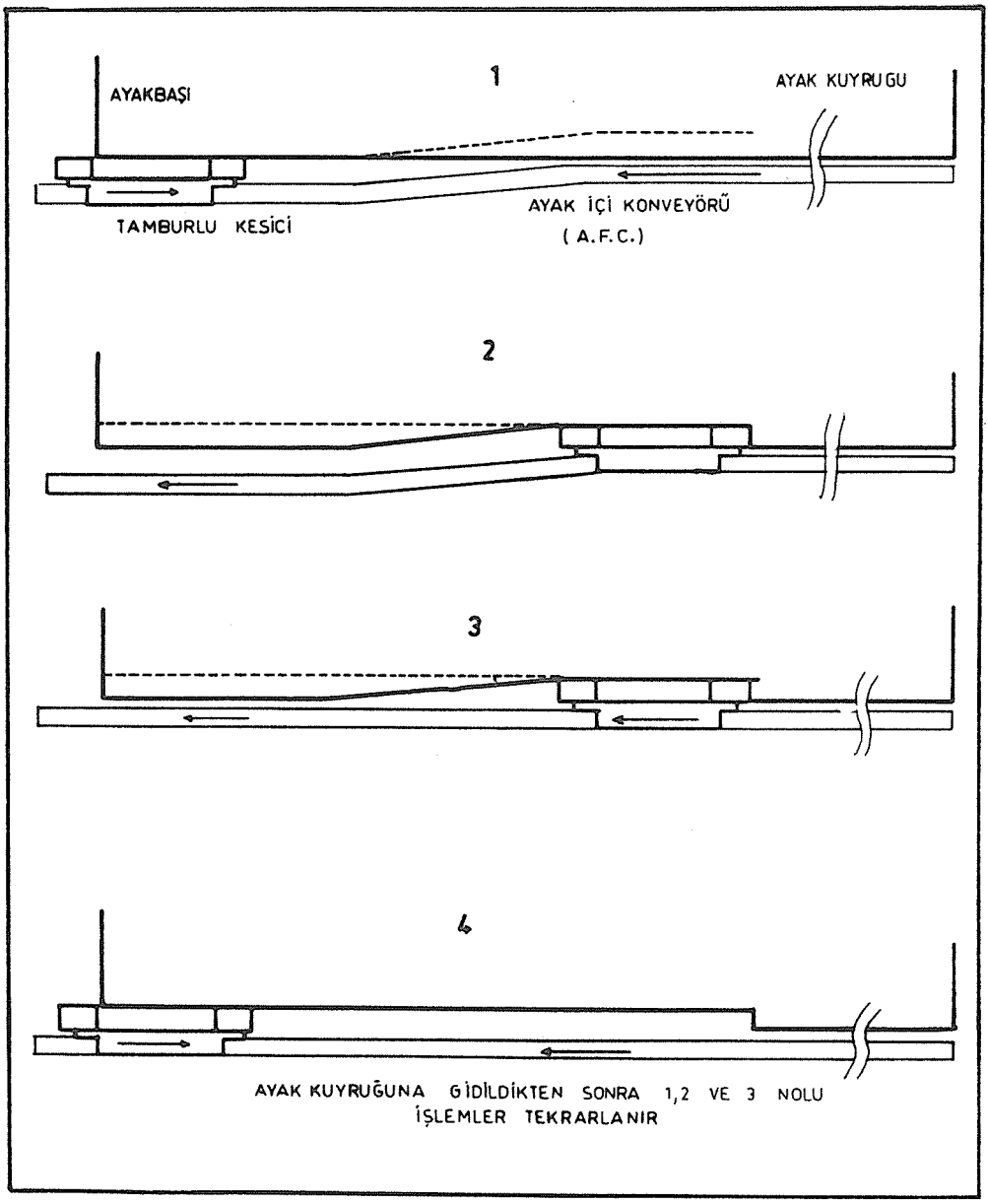
yöntemleridir (Peng, Chiang, 1984). Bunlardan yarımayak yöntemi bir yerde tek yönlü kesmeye eşdeğer olduğundan uygulamada daha çok ayakbaşı yöntemi tercih edilir. Bu yöntemde Şekil 3 de görüldüğü gibi ayak uçlarında bir dizi manevradan sonra asıl kesme işlemi başlar.

3. OAL MÜESSESİNDE TAMBURLU KESİCİLER VE KAZI SIRASINDA KARŞILAŞILAN SORUNLAR

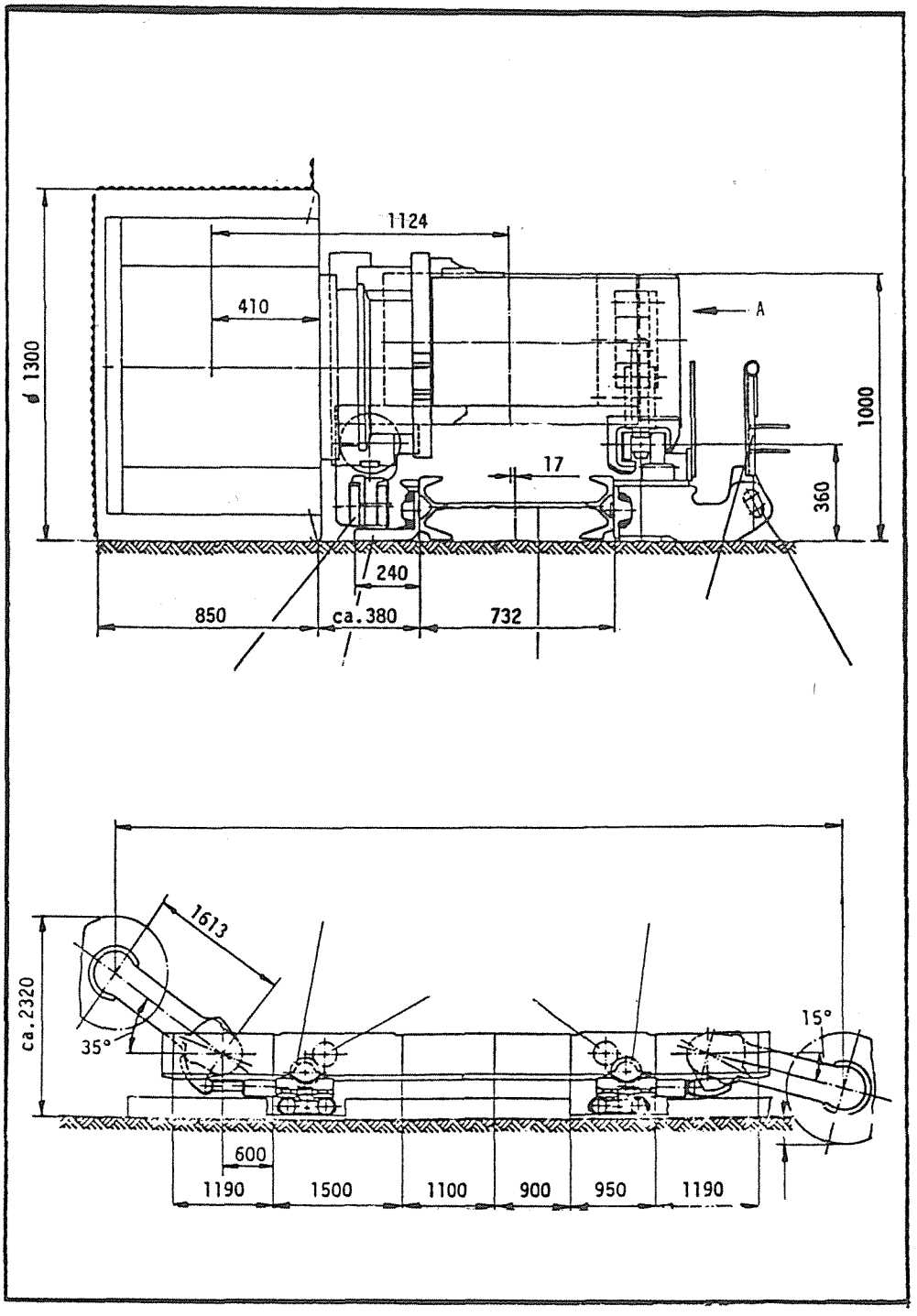
OAL Müessesinde çift tamburlu ve hareketli kollu kesicilerle kömür üretimi yapılmaktadır. Bu makinalar Alman Eickhoff Firması yapımı olan EDW-230 tipinde olup 230 kW lık tek bir elektrik motoru ile tahrik olunmaktadır. Güç, gövde ve hareketli kollardaki dişliler yoluyla tambura aktarılırken, yürüyüş dişlisi ise hidrolik olarak tahrik edilmektedir. Makinanın genel görünüşü ve boyutları Şekil 4 de verilmiştir.

Tamburlardaki keskiler herbirinde 13 keski bulunan toplam 3 spiral halinde dizayn edilmişlerdir. Tamburun dönüş hızı 37 devir/dak. dır. Arın keskilerinin sayısı ve dizaynı değişiktir. Bu rakam Eickhoff Firmasının yaptığı tamburlarda 18 olurken, yine imalatçı firmanın Krammpe Firmasından temin ettiği tamburlarda ise 21 adettir. Kesici uçlar 3 keski/halka düzenine göre sıralanmışlardır. Keskiler arası normal mesafe 70 mm ye kadar çıkmaktadır. Tamburlar üzerinde radyal ve kalem uçlu keskiler kullanılmaktadır. Radyal keskiler süngü tipli ve 75 mm'-lik kesme ağzına sahiptir. Kalem uçlu keskiler ise iki ayrı tiptedir. Bunlardan helisler üzerinde olanlar Kennametal U 40 tipi veya buna eşdeğer ince keskiler olurken, arın keskileri ise yine Kennametal U 47 tipine eşdeğer olan kalın tip keskilerdir.

Tamburlarda genel olarak arın keskilerinin yuvalarının sürekli aşınması sorunu vardır. Bu durum dolayısıyla tüm tamburun hasar görmesi sorununu beraberinde getirmektedir. Tavan kömürünün kazısında bu sorun daha sık oluşmaktadır. Bunun en büyük nedenlerinden birisi tavan kömür



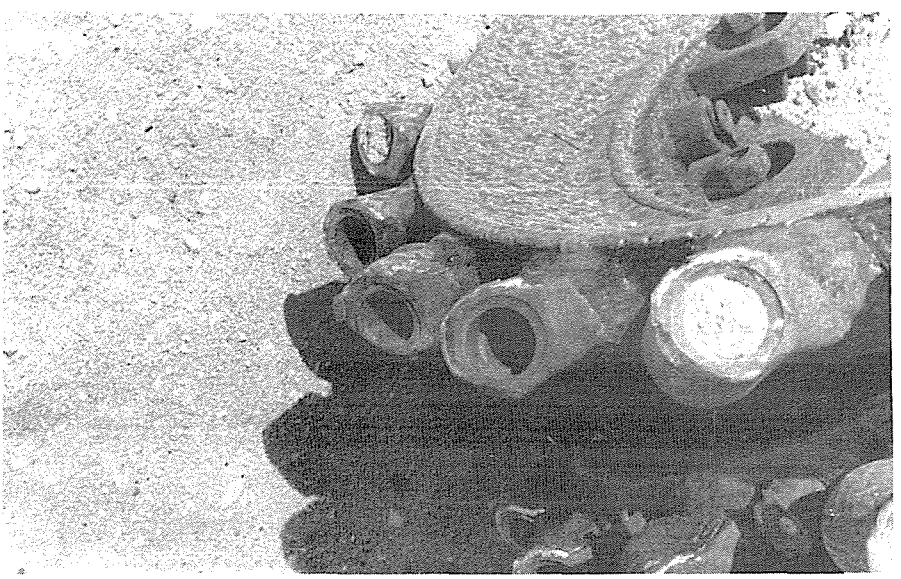
Şek. 3 AYAKBAŞI KAZI YÖNTEMİ



Şekil. 4 OAL Müessesesinde Kullanılan Eickhoff EDW-230 Tipi Tamburlu Kesicileri.

içersinde gelişigüzel dağılan ve sileks olarak tabir edilen silisli bant ve yumrulardır. Tavan ayaktaki makinaların özellikle sol taraftaki tamburlarında bu sorunlarla çok daha sık karşılaşılmaktadır (Şekil 5).

Tamburlardaki aşınmaların yanısıra makinanın gövdesi ile mekanik aksamlarında da ciddi sorunlarla karşılaşılmaktadır. Makinanın gövdesinde oluşan bu sorunlardan en belirgin olanı gövde elemanlarının birbirlerine bağlandığı düzenekte önemli gevşemeler şeklindedir. Bunun önlenmesi için firma tarafından makinanın altındaki platformun kalınlığı arttırılmış ve gövde elemanları üst kısımlarından geçen ve makinanın uçlarına sabitleştirilen çeşitli gergilerle rijit hale getirilmeye çalışılmıştır. Bunların yanısıra kazı sırasında özellikle sert formasyonlarda makinada gözle görülebilir titreşimler gözlenmektedir.



Şekil. 5 Sol Tamburdaki Aşınmış Arın Keski Yuvaları

4 TAMBURLU KESİCİLERDEKİ SORUNLARIN TEŞHİSİ VE ÇÖZÜMLERİ

Yazar tarafından yapılan çeşitli pratik araştırma ve gözlemler sonucu OAL Müessesesindeki tamburlu kesicilerde başta kesme olmak üzere yükleme sorunlarının da olduğu anlaşılmıştır. Bu tebliğde kesme sorunları amaçlandığından yükleme sorunlarına şimdilik burada ayrıca değinilmeyecektir. Tamburlu kesicilerdeki ana sorunlar, tamburlardaki kesici uç ve yuvalarındaki aşınmalar ile kesme sırasında oluşan yüksek titreşimler olmak üzere iki gruba ayrılabilir. Bunlar aşağıdaki gibi açıklanabilir.

Tamburlardaki kesici uç ve yuvalarının sürekli aşınması sorununun keski dizilim düzeninin yetersizliğinden ileri geldiği sonucuna varılmış ve bu durum yapılan araştırmalar ile açıkça kanıtlanmıştır. A 03 Panosu tavan ayakta sileks malzemelerinin fazla olduğu koşullarda önce imalatçı firmaya ait sol tambur denenmiştir. Bu tamburun takıldıktan hemen sonra arın keski yuvaları hemen aşınmaya başlamıştır. Daha sonra bu yuvalardan bir adedi kopmuş ve arın keski yuvaları tamamen kullanılmaz hale gelmiştir. Bunun üzerine bu tamburun aşınan arın keski yuvaları bu tebliğin yazarı tarafından yeniden dizayn edilerek değişik bir dizilim düzeni uygulanmış ve A 03 Panosu tavan ayakta tamamen aynı koşullarda denemeye tabi tutulmuştur. Yalnız bu ikinci değişiklik sırasında orijinal tamburdaki gibi gelişmiş ısıl işlem tekniği uygulanmadığı için keski yuvalarının gövdeye kaynatılması yeterli düzeyde oluşmamıştır. Bu nedenledir ki bu tamburdaki bir keski yuvası çalışmadan hemen sonra kaynak hatasından dolayı kopmuştur. Buna karşın bu deneme çalışması sürdürülmüştür. Bu çalışmanın sonuçları Tablo 1 de verilmiştir. Görüldüğü gibi yazar tarafından uygulanan dizayn yöntemi ile arın keskilerindeki aşınma orijinal tambura göre normal koşullarda 1/3 oranında azalmıştır. Yani yaklaşık % 300 lük bir verim artışı elde edilmiştir. Bu durum orijinal tamburdaki keski dizilim düzeninin yetersiz olduğunu açıkça kanıtlamaktadır.

TABLO - 1

İmalatçı Firmanın orijinal tamburu ile yazar tarafından yalnızca arın keskilerinin dizaynının değiştirildiği tamburun aynı koşullarda ki karşılaştırılması (Yalnızca arın keskilerindeki sarfiyatlar verilmiştir).

Orijinal tamburu ile

Üretilen toplam kömür miktarı	:	15912	ton
Toplam keski sarfiyatı	:	179	adet
Keski sarfiyat oranı	:	89	ton/keski

Yazarın dizayn ettiği tambur ile

(a) Keski yuvası kaynak hatasından dolayı kopuncaya kadar

Üretilen toplam kömür miktarı	:	3148	ton
Toplam keski sarfiyatı	:	12	adet
Keski sarfiyat oranı	:	262	ton/keski

b) Keski yuvası kaynak hatasından dolayı koptuktan sonra

Üretilen toplam kömür miktarı	:	7076	ton
Toplam keski sarfiyatı	:	33	adet
Keski sarfiyat oranı	:	214	ton/keski

Tambur üzerindeki tüm keskiler göz önüne alındığında zellikle helisler üzerindeki keskilerin arasındaki açısal mesafenin çok fazla değiştiği görülmektedir. Bu durum kesme sırasında yüksek titreşimlere neden olduğundan pratikte istenmez (Hekimoğlu, 1990). Diğer bir husus ise tamburların dönüş yönünün değiştirilmesinden kaynaklanan olumsuz etkidir. Tamburların dönüş yönü ilk etapta makinadan dışa doğru, yani sağ tambur saat istikametinde, sol tambur ise saat istikametinin tersi yönünde dönecek şekilde idi. Ancak daha sonra bu düzende makinanın yükleme veriminin düştüğü öne sürülerek tamburların dönme yönü ters konuma getirildi. Bu ikinci düzenleme ile arkadan gelen tambur birinci düzenlemede olduğu gibi kazılan

malzemeyi tepe halinde yığmayıp yalnızca düz bir yığın halinde bıraktı. Dikkatle araştırıldığında bu iki düzlem arasında yükleme açısından önemli bir farkın olmadığı daha iyi anlaşılabilir. Tersine bu ikinci düzenleme ile arkadan gelen tambur 'Aşağı kesme' diye bilinen ve yüksek titreşimlere neden olduğu için makinayı pratikte pek tercih edilmeyen bir harekete maruz bırakmıştır. Yani tamburların keski dizaynlarının yetersizliğinin yanısıra tamburların kesme yönünün değiştirilmesi ile makinadaki tehlikeli titreşimler dahada artmıştır. Makina gövdesi ve çeşitli mekanik aksamlarda oluşan arızalar, tamburlarda ciddi bir titreşim sorununun olduğunu açıkça ortaya koymaktadır. Firma tarafından makina elemanlarının rijit hale getirilmesi de kalıcı bir çözüm değildir ve tambur dizaynları değiştirilmediği sürece titreşim sorunları her zaman oluşacaktır.

Tamburların orijinal dizaynlarındaki keskiler arası normal mesafe yüksek tutulmuş ve dizilim sırasında 3 keski/halka dizaynı esas alınmıştır. Bu durum özellikle düşük kesme hızında verimsiz bir kesmeye neden olarak toz oluşumu ve keski sarfiyatını artırır. Bunun yanısıra tavan ve tabanda gereksiz ve enli kömür izleri bırakır. Bunlar işetme sırasında görülebilmektedir.

OAL Müessesesindeki tamburlu kesicilerde farklı tiplerde kesici uçlar kullanılmaktadır. Köşe kesicilerde kalın ve dayanıklı keskiler kullanılırken yine aynı tambur üzerindeki helislerdeki keskilerde ise ince ve daha çok kömüre uygun olan zayıf keskiler kullanılmaktadır. Bu durum kömür içersindeki kazıyı zorlaştıran impüritelerin helislerden çok arındaki keskilerle temas etmekte olabileceği görüşünü vermektedir. Her ne kadar tavan basıncının etkisiyle ayak arınında gevşemeler oluyorsa da bu durum arının daha dip kısımlarına kadar nüfuz edememektedir. Bundan dolayı helislerdeki keskilerin en az yarısı sürekli olarak arın keskilerindeki gibi zor kesme koşulları ile karşı karşıya kalmaktadırlar. Bu nedenle daha

uygun olan tek bir keski tipinin kullanılması gerekir. Ayrıca aynı tambur üzerine farklı keski yuvalarının kullanılması, dizayn safhasında çok dikkatli çalışmayı gerektirdiği gibi kaynak işlemi sırasında da gereksiz zaman kaybına yol açar.

5. SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu yazıda belirtilen teorik ve pratik araştırmalardan aşağıdaki sonuçlar çıkarılabilir:

(1) Tamburlardaki mevcut keski dizilim şekli ile;

(a) Ciddi bir vibrasyon sorunu ve,

(b) Özellikle arın keskileri ve bunların yuvalarında aşırı aşınma sorunu bulunmaktadır.

Bu sorunlar ile makinaların toplam ömrü önemli ölçüde azalacak ve üretimde gereksiz kesintilere yol açabilecektir.

(2) Tamburlarda iki ayrı keski tipinin kullanılması çözüm değildir.

(3) Tamburların kesme yönlerinin yeniden gözden geçirilmesi gerekir.

Yukarıda anlatılan sorunların keski dizilim düzeninden kaynaklandığı yapılan ilk aşamadaki araştırmalarla açıkça ortaya konulmuştur. Daha yoğun çalışmaların yapılması gerekmektedir. Bu konuda ülkemizdeki Üniversiteler ile işbirliği yapıldığı taktirde tamamen dışarıdan döviz ile temin edilen bu makinalardan çok daha verimli olarak yararlanılacaktır.

TEŞEKKÜR

Yazar, bu tebliğin yayınlanması konusunda verdikleri izinden dolayı TKİ kurumuna teşekkür eder. Bu yazıda anlatılan bütün görüşler hiçbir suretle TKİ kurumuna ait olmayıp, tamamen yazarın kendi görüşleridir.

KAYNAKLAR

BROOOKER, C.M., 1979; "Theoretical and Practical Aspects of Cutting and Loading", Colliery Guardian Coal International, January and April.

HEKİMOĞLU, O.Z., 1984; "Studies in the Excavation of Selected Rock Materials with Mechanical Tools", Ph.D. Thesis, the University of Newcastle Upon Tyne.

HEKİMOĞLU, O.Z., 1990; "Theoretical and Practical Aspects of Circumferential Pick Spacing on Boom-Tunnelling Machine Cutting Heads", Mining Science and Technology, Elsevier Publication, Amsterdam (Baskıda).

HURT, K.G., MORRIS, C.J. and MULLINS, R., 1985,"Developments in Coal Cutting Techniques", NCB, HQTD, Paper Presented to the Institution of Mining Eng. Southern Counties Branch at NCB Dover Officies.

DENG, S.S. and CHIANG, H.S., 1984; "Longwall Mining", Wiley Interscience Publication, John Wiley and Sons, New York.

UZUN AYAK ÜRETİM FAALİYETLERİNİN GELİŞTİRİLMİŞ YÖNTEMLERLE İZLENMESİ VE DEĞERLENDİRİLMESİ

IMPROVED MONITORING AND EVALUTATION SYSTEMS FOR LONGWALL PRODUCTION ACTIVITIES

Selami İSTANBULLUOĞLU *

ÖZET

Maden ocaklarındaki çalışmalarla ilgili günlük bilgi aktarımı ve birikimi uzun yıllar rapor defterlerine yazılan ve ağırlıkla kontrol amaçlı, kısa notlarla sınırlı kalmıştır. Oysa, gelişen teknoloji ve işletme şartlarında çok daha fazla verinin, hızlı bir şekilde izlenmesi, saklanması ve en önemlisi, değerlendirilmesi gerekmektedir.

Bu yazıda, OAL Çayırhan Bölgesi'ndeki bilgisayar ve gelişmiş izleme sistemi ile desteklenen üretim denetleme ve değerlendirme raporları tanıtılmaktadır.

ABSTRAC T

Information related to operations of a mine have long been relied upon the report books, which cover only limited controlling information of the mine personnel. It however seems to be necessary that more information should be gathered, reserved and more over be evaluated quickly, according to developing underground technology.

In this paper, improved monitoring and computer-aided new reporting system in OAL, Çayırhan Lignite Mine is described.

* Maden Y. Mühendisi, OAL, Çayırhan

1 - GİRİŞ

Her uzun ayakta temel hedef; alınabilecek en yüksek üretim miktarının, en iyi verimlilikle, en ucuza ve en güvenli bir şeklide alınmasıdır. Bu hedefin yakalanması ise, her anlamda iyi bir planlama ve organizasyonun yanı sıra, devam eden yeraltı çalışmalarının ayrıntılarına kadar anında izlenmesi, denetlenmesi ve değerlendirilmesi ile mümkün olur. Bu temel belirlemeye ve gelişen yeraltı teknolojisine uygun olarak, yeraltı kömür madenciliğinde genel eğilim, yüksek üretim kapasitesine sahip daha az sayıda ayak ve bunların gelişmiş izleme (monitoring) ve bilgisayar destekli değerlendirme-denetleme yöntemleri ile takibi olarak özetlenebilir. Böylece, gittikce daha derin kotlara inen, dolayısıyla üretim ve maliyet problemleri artan yeraltı kömür madenciliğinin öteki enerji üreten sektörlerle rekabet şansı artmaktadır.

İzleme ve denetleme - değerlendirme işlemleri genel olarak aşağıdaki adımları kapsar:

a- Denetleme ve değerlendirmeye esas olacak bilgilerin belirlenmesi. Bu bilgilerin gelişmiş veri izleme ve toplama sistemleri ile bilgisayara iletilmesi.

b- İstenilen denetleme ve değerlendirme raporları doğrultusunda bilgisayar proğramlarının hazırlanması. Belli periyodlarla (günlük, haftalık, aylık, vb) raporların alınması.

c- Raporların değerlendirilmesi, sonuçlarının çalışmalara yansıtılması.

OAL, Çayırhan Bölgesi'ndeki veri izleme ve toplama sistemi önceden yeterince tanıtıldığı için bu yazıda yer almayacaktır (Ersen ve arkadaşları, 1986 ve 1989; Hekimoğlu ve arkadaşları, 1989).

2 - OAL, ÇAYIRHAN BÖLGESİ'NİN KISA TANITIMI

Çayırhan Bölgesi'nde kömür üretimi dönümlü uzun ayaklarla yapılmaktadır. Tam mekanize olarak donatılmış 6 uzun ayaktan, 4 tanesinde sürekli üretim yapılırken, 2 tanesi yedek olarak bekletilir. Ayak

uzunlukları 220 m, pano uzunlukları yaklaşık 1000 m'dir. Planlanan günlük üretim 6500 ton tüvenan linyittir.

Ayaklarda kömür kazısı; çift tanburlu kesici-yükleyici ile, tahkimat; kalkan tipi yürüyen tahkimatlarla gerçekleştirilmektedir. Genellikle günde 4 vardiya çalışma yapılır. Böylece,vardiyalar 2'şer saat birbirinin içine girmektedir ve, denetleme ve değerlendirme raporlarında bir vardiyanın çalışma zamanı 6 saat olarak kabul edilmiştir.

Çayırhan Bölgesi'nde yer üstündeki kumanda odası ile bağlantılı gelişmiş bir izleme, sinyalizasyon ve haberleşme sistemi vardır. Kumanda odasına gelen denetleme ve değerlendirme raporları ile ilgili veriler buradan ana bilgisayara aktarılır.

3 - DENETLEME VE DEĞERLENDİRME RAPORLARINA GENEL YAKLAŞIM

Çayırhan Bölgesi'ndeki bütün faaliyetlerin bilgisayar destekli izlenmesi ve değerlendirilmesi 6 ana bölümde ele alınmıştır (İstanbulluoğlu 1989 ve 1990). Buradan amaçlanan, her düzeydeki mühendis ve yöneticinin ihtiyacına cevap verebilmektir. Böylece, 6 ayrı çalışma alanında denetleme ve değerlendirme raporlarının üretilmesi planlanmıştır. Bunlar:

- Üretim raporları.
- Hazırlık raporları.
- Ayak söküm, taşıma ve kurma raporları.
- İşçilik ve randıman raporları.
- İş kazaları ve iş güvenliği, havalandırma ve çevre şartları ile ilgili raporlar.
- Sarfiyatlar, maliyetler ve satışlarla ilgili raporlar.

Farklı çalışma alanları için hazırlanan bu raporlar aynı zamanda veri ve sonuçlar olarak birbirleri ile yakından bağlantılıdır. Örneğin; üretim raporları sonuçları randımanlar için hazırlanan programa, işçilik ve randıman raporları sonuçları da maliyetler için hazırlanan programa temel veri olmaktadır.

Bu raporların hazırlanması aşamasında, sonuçların kendi içerisinde olduğu kadar, benzeri başka kömür ocaklarının istatistiki

değerleri ile de karşılaştırılabilmesi için uluslararası standartlara uygunluğuna özen gösterilmiştir.

Yukardaki 6 ana bölümden birincisi olan üretim raporları, 1 ocak 1990 tarihinden itibaren uygulanmaya konulmuş bulunmaktadır. İkinci olarak, işçilikler ve randımanlarla ilgili raporların hazırlık çalışmaları bitirilmiş olup, deneme aşamasındadır.

4 - ÜRETİM RAPORLARI

4.1- Verilerin Toplanması ve Bilgisayara Girişi

Uzun ayaklardan gelen ve kumanda odasına toplanan veriler, hazırlanan bilgisayar programına uygun olarak kotlanır ve günlük olarak bilgisayara aktarılır. Bu veriler, konularına göre 4 kısımda incelenebilir :

a- Rapor türü, tarih, iş yeri ve o günkü üretim vardiyası sayısını tanımlayan genel bilgiler.

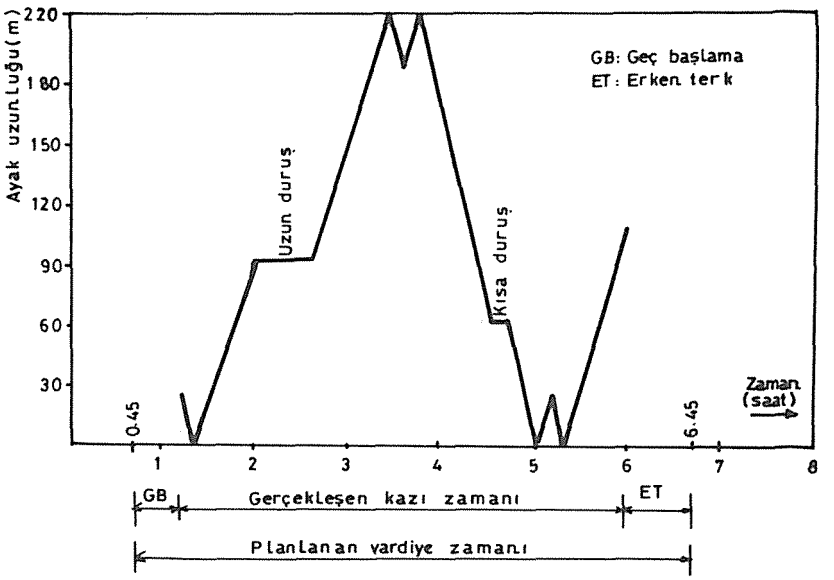
b- Ayak ilerlemesi, tanburlu kesici-yükleyici kesim sayısı, ayak uzunluğu, damar kalınlığı, program üretim, kazıcı uç sarfiyatı, yapılan ramble miktarı ve taban yollarından sökülen bağ sayısını tanımlayan veriler.

c- Üretim vardiyasındaki gerçekleşen kazı ve durma zamanlarını tanımlayan veriler. Bu bölümde, her üretim vardiyasındaki planlanan ve gerçekleşen kazıya ilk başlama ve kazıyı son durdurma zamanları ile, kazı zamanı içerisindeki uzun ve kısa duruşların başlama ve bitiş zamanları bilgisayara aktarılır.

Planlanan ve gerçekleşenler olarak; kazıya ilk başlama zamanları arasında geçen süre "Kazıya Geç Başlama", kazıyı son durdurma zamanları arasındaki süre "Kazıyı Erken Terketme" olarak adlandırılmıştır. Kazıya gerçek ilk başlama ve gerçek son durdurma zamanları arasındaki süre ise "Gerçekleşen Kazı Zamanı"dır. Gerçekleşen kazı zamanı içerisinde, her ne nedenle olursa olsun, kazı işlemindeki kesintiler "Duruş" olarak tanımlanmıştır. 10 dakikanın altındaki kesintilere "Kısa Duruş", 10 dakika ve üzerindeki

kesintilere ise "Uzun Duruş" adları verilmiştir.

Bu bölümde sözü geçen kavramlar Şekil 1'deki örnek tanburlu kesici-yükleyici çalışma diağramında gösterilmektedir.



Şekil 1. Çalışma ve durma zamanları.

d- Bu bölümde, uzun duruşları ve bu duruşların başlama ve bitiş zamanlarını tanımlayan veri girişleri yapılmaktadır. Öncelikle, değerlendirmeye alınacak önemli uzun duruş nedenlerinin belirlenmesi için ocak mekanizasyona geçtikten sonraki bütün duruşların taraması yapılmıştır. Daha sonra, bilgisayar girişlerinin yapılabilmesi için, her duruş nedeni 5 rakamlı bir sayı ile tanımlanmıştır. Bu sayının ilk iki rakamı duruşun olduğu yer ve makinayı belirtir (Ayak içi kesici-yükleyici, alt taban yolu zincirli konveyörü gibi). Ortadaki rakam-madencilik, mekanik, elektrik ve diğerleri şeklinde-ana duruş grubunu tanımlar. Son iki rakam ise ayrıntılı duruş nedenini gösterir (zincir kopması, silo tıkanması gibi). Örnek olarak; 21354 rakamları "Alt taban yolu zincirli konveyörü kaplin tapası attı, ana duruş grubu; Mekanik" tanımlamasını yapmaktadır.

Bu şekilde, 248 adet önemli uzun duruşun ayrıntılı tanımlaması yapılarak bilgisayara girilebilmektedir. Böylece, uzun duruş-

lar yerleri, ana grubları, nedenleri ve süreleri olarak raporlarda son derece ayrıntılı değerlendirilebilmektedir.

On dakikanın altındaki kısa duruşların yalnızca vardiya içindeki planlanan çalışma zamanına oranı değerlendirmeye alınmıştır. Bunların ayrıntılı tanımlama ve değerlendirilmelerine gerek duyulmamıştır.

4.2- Denetleme ve Değerlendirme Üretim Raporları

Raporlar bilgisayardan, en azı bir günlük olmak üzere, istenilen zaman dilimi için ve tek bir ayak veya bütün ocak için alınabilmektedir. Böylece, bir ayağın 1 günlük çalışması, veya bütün ayakların 1 yıllık çalışmaları tek bir raporda izlenip, değerlendirilebilmektedir.

Ağustos 1990 ayına ait ocak üretim raporu (Bütün ayaklar üretim raporu) ekdeki çizelgeler 1 a, 1 b, 1 c ve 1 d'de örnek olarak verilmektedir. Bir aylık dönemdeki uzun duruşların ayrıntılı nedenlerinin listesi çok uzun olduğu için, Çizelge 1 d'de mekanik nedenli uzun duruşların az bir kısmı gösterilmektedir. Raporlarda, uzun duruşların ayrıntılı nedenlerine göre sıralanmaları her ana duruş grubuna göre ayrı ayrı ve en fazla süreliden, en aza doğru şeklindedir.

Tek ayak üretim raporları içerik olarak Çizelge 1'deki ocak üretim raporu ile hemen hemen aynıdır. En önemli farkları, tek ayak üretim raporlarında bütün uzun duruşların ayrıntılı nedenlerinin dökümü yerine, rapor dönemindeki en uzun süreli 10 uzun duruşun - fazladan aza doğru-listesi yer alır.

5- SONUÇ

Bu yeni raporlama yöntemi ile Çayırhan Bölgesi'ndeki üretim çalışmalarının ayrıntılı gözlenmesi ve değerlendirilmesi mümkün olmaktadır. Böylece, üretim faaliyetleri zincirindeki zayıf halkalar ve zaman kullanımdaki düzensizlikler belirlenip, önlemleri alınabilmektedir. Ayrıca, üretim faaliyetlerini uluslararası düzeyde karşılaştırma ve değerlendirme imkanı doğmuştur. Hazırlıklar, söküm-taşı-

ma-kurma, işçilikler, maliyetler gibi öteki çalışma alanlarındaki yeni raporlar da kullanılmaya başlanıldıktan sonra tüm ocak faaliyet lerinin denetim ve değerlendirilmesi bir bütünlük içerisinde yapılabilecektir.

Yine bilgisayar destekli bu yeni raporlama yöntemi ile ocak faaliyetleri ile ilgili tüm bilgiler çok uzun süreli saklanabilmektedir (Rapor defterleri ile bu pek mümkün değildi). Çayırhan Bölgesi'ndeki tam mekanizasyonun ilk yıllarından itibaren korunan bu bilgiler, daha sonra tam mekanizasyona geçecek ocakların projendiril melerinde veri olabilecektir.

1980 yılında F.Almanya bütünüyle tam mekanizasyona geçmişti. Buna rağmen, 1980'den 1988'e ortalama yeraltı randımanı 539 kg/adam. saat'den 615'e çıkmıştır ve kaza tekrar payları 92,3 kaza /1.000.000 iş saati'nden 56'ya düşmüştür (Bergingenieure, 1990). Şurası unutulmamalıdır ki, bu iyiye gidişlerde, öteki faktörlerin yanı sıra, gelişmiş izleme sistemlerinin ve bilgisayar destekli değerlendirme yöntemlerinin de büyük etkisi olmuştur.

KAYNAKLAR

ERSEN,A., CEBİ,Ö., BLEVINS,A.M., DAYTON, A.R., 1986;"Çayırhan Bölgesinde Uygulanan Kontrol, Sinyalizasyon ve Haberleşme Sistemleri ile Ana Kontrol İstasyonu", Türkiye 5. Kömür Kongresi, Zonguldak, S.203-223.

ERSEN,A., ÖZTÜRK,M., 1989; "Kömür Madenciliğinde Bilgisayara Dayalı İzleme ve Kontrol Sistemleri, Gelişimi ve Uygulama Alanları", Madencilik, TMMOB-MMO Yayın Organı, Ankara, Cilt 28, Sayı 3, s.5-13.

HEKİMOĞLU,O.Z., KARAMAN,H., DEMİR, İ., 1989 "OAL'de Gözlem Sisteminin Pratik Uygulamaları", Madencilik, TMMOB-MMO Yayın Organı, Ankara, Cilt 28, Sayı 3, S. 13-23

İSTANBULLUOĞLU S., 1989; "Üretim Raporlama Tekniği", Rapor, OAL,

İSTANBULLUOĞLU, S., 1990; "Computer-Aided Evalutation Reports of Mine Operations", Meeting of Directors of National Mining Research Institutes, U.N.- Economic and Social Council, Ankara.

....., 1990; "Betriebs Statistic", Bergingenieure. Gelsenkırchen, S.299-340.

Çizelge 1.a. Ocak Üretim Raporu Örneği, Genel Bilgiler

O.A.L. RAPOR DÖNEMİ 31/ 7 /1990 - 1 / 9 /1990

ÇAYIRHAN BÖLGESİ

OCAK ÜRETİM RAPORU

AYAKLAR		A03 TV	A03 TB	A04 TV	A04 TB	OCAK
TOPLAM ÇALIŞILAN GÜN	(AD)	32	31	32	32	31,75
TOPLAM ÜRETİM VARDİYASI	(AD)	75	77	53	88	293
TOPLAM AYAK İLERLEMESİ	(M)	77,69	69,32	62,36	41,58	250,95
VARDİYA ORTALAMA İLERLEME	(M/V)	1,04	0,90	1,18	0,47	0,86
TOPLAM ÜRETİM	(T)	42.250	39.494	33.914	24.189	139.847
VARDİYA ORTALAMA ÜRETİM	(T/V)	.563	.513	.640	.275	.477
TOPLAM KESİM SAYISI	(AD)	97,21	97,82	82,75	64,65	342,43
VARDİYA ORTALAMA KESİM SAYISI	(AD/V)	1,30	1,27	1,56	0,73	1,17
ORTALAMA KESİM DERİNLİĞİ	(M/KES)	0,80	0,71	0,75	0,64	0,74
DAK.SÜP.AL= T.KES.FİİLİ ÇAL.ZAM	(M2/D)	1,42	1,29	1,53	0,90	1,28
24 SAATE GÖRE	(M2/D)	0,37	0,34	0,29	0,19	0,30
TOPLAM SÖKÜLEN BAĞ SAYISI	(AD)		85		34	119
TOPLAM UÇ SARFİYATI	(AD)	932	333	557	226	2048
TON BAŞINA UÇ SARFİYATI	(AD/T)	0,022	0,008	0,016	0,009	0,015
YAPILAN RAMBLE	(M3)	1091	439	648	207	2385
TON BAŞINA YAPILAN RAMBLE	(M3/T)	0,026	0,011	0,019	0,009	0,017
T.E.K.'E VERİLEN KÖMÜR MİKTARI	(TON)					172.874

Çizelge 1.b. Ocak Üretim Raporu Örneği, Çalışma Durma Zamanları

VARDİYA ORTALAMA ÇALIŞMA - DURMA ZAMANLARI 31/7/1990 - 1/9/1990

AYAKLAR		A03 TV	A03 TB	A04 TV	A04 TB	OCAK
PLANLANAN ÜRETİM VARDİYASI	(DK)	360	360	360	360	360
	(%)	100	100	100	100	100
GERÇEKLEŞEN KAZI ZAMANI	(DK)	305	312	286	319	305
	(%)	85	87	79	89	85
TAMBURLU KESİCİ FİİLİ ÇALIŞMASI	(DK)	161	154	168	115	149
	(%)	45	43	47	32	41
UZUN DURUŞLAR ≧ 10	(DK)	120	133	96	181	132
	(%)	33	37	27	50	37
KISA DURUŞLAR < 10	(DK)	24	25	21	23	23
	(%)	7	7	6	6	6
TOPLAM DURUŞLAR	(DK)	144	158	117	204	155
	(%)	40	44	33	57	43
KAZIYA GEÇ BAŞLAMA	(DK)	37	35	48	29	37
	(%)	10	10	13	8	10
KAZIYI ERKEN TERKETME	(DK)	18	13	28	12	17
	(%)	5	4	8	3	5
BÜTÜN DURUŞLARIN TOPLAMI	(DK)	199	206	192	246	210
	(%)	55	57	53	68	59

Çizelge 1.c. Uzun Duruşlar Dağılımı

31/ 7/1990 - 1/ 9/1990 DÖNEMİNE AİT UZUN DURUŞLARIN DAĞILIMI

	A03 TV	A03 TB	A04 TV	A04 TB	OCAK (ORTL.)
ANA DURUŞ NEDENLERİNE GÖRE					
MADENCİLİK ÇALIŞMALARINDAN GELEN					
TOPLAM DURUŞ SAYISI (AD)	100	138	95	315	162
TOPLAM DURUŞ ZAMANI (DK)	2808	4870	2883	1747	5577
YÜZDESİ (%)	31	48	56	74	52
ELEKTRİK NEDENLİ					
TOPLAM DURUŞ SAYISI (AD)	36	43	13	34	32
TOPLAM DURUŞ ZAMANI (DK)	893	1160	485	959	874
YÜZDESİ (%)	10	11	9	6	9
MEKANİK NEDENLİ					
TOPLAM DURUŞ SAYISI (AD)	142	105	64	82	98
TOPLAM DURUŞ ZAMANI (DK)	5338	4091	1746	3183	3590
YÜZDESİ (%)	59	40	34	20	38
DİĞER NEDENLİ					
TOPLAM DURUŞ SAYISI (AD)	2	2		1	1
TOPLAM DURUŞ ZAMANI (DK)	63	97		60	55
YÜZDESİ (%)	1	1			1

Çizelge 1.c. (Devam) Uzun Duruşların Dağılımı

DURUŞ YERLERİNE GÖRE					31/7/1990 - 1/9/1990	
DURUŞ YERİ		A 03 TV	A 03 TB	A 04 TB	A 04 TV	OCAK (ORTL.)
AYAK İÇİ GENELİ	(%)	57	65	67	83	68
ALT TABAN YOLU GENELİ	(%)	13	12	5	2	8
ÜST TABAN YOLU GENELİ	(%)					
REKUP GENELİ	(%)	6	5	2		3
ANA YOLLAR GENELİ	(%)	20	15	24	14	18
YERÜSTÜ GENELİ	(%)	4	3	3	1	3

Çizelgelerdeki Kısaltmaların Açıklamaları :

AD : Adet
M : Metre
V : Vardiya
T : Ton
KES : Kesim
D, DK : Dakika

Çizelge 1.d. Mekanik Nedenli Uzun Duruşların Ayrıntılı Dağılımı

31/7/1990 - 1/9/1990 DÖNEMİNE AİT UZUN DURUŞLARIN DAĞILIMI

		A03 TV	A03 TB	A04 TV	A04 TB	OCAK TOPLAM
MEKANIK NEDENLİ						
ÜÇÜNCÜ BANT KONVEYÖR	(AD)	4	3	2	5	14
BANT YIRTILMASI	(DK)	724	529	234	712	2199
TANBURLU KESİCİ	(AD)	55	7	23	2	87
UÇ DEĞİŞTİRME, KONTROLU	(DK)	1053	91	437	36	1617
TANBURLU KESİCİ	(AD)	13	9	3	7	32
GENEL NEDENLER	(DK)	858	187	59	319	1423
TANBURLU KESİCİ	(AD)	12	12	5	2	31
SU SİSTEMİ ARIZALI,SU GELMİYOR	(DK)	446	719	117	33	1315
YÜRÜYEN TAHKİMAT	(AD)	8	20	2	20	50
HİD.SİSTEM ARIZALI	(DK)	152	593	28	494	1267
AYAK İÇİ KONVEYÖR	(AD)	6	7	2	9	24
KAPLİN ARIZALI,TAPA ATTI	(DK)	237	220	75	309	841
BİRİNCİ BANT KONVEYÖR	(AD)	2	2	1	2	7
GENEL BİLGİLER	(DK)	174	137	104	174	589
AYAK İÇİ KONVEYÖR	(AD)		7	3	4	14
KON.ZİN.KOPMA,KİL.ATMA,	(DK)		315	100	124	539

YERALTI KÖMÜR OCAKLARININ İYİLEŞTİRİLMESİNİN ESASLARI VE GELİK PROJESİNE UYGULANMASI

FUNDEMENTALS OF REHABILITATION FOR UNDERGROUND COAL MINES AND THEIR APPLICATION TO THE GELIK PROJECT

Nuri Ali AKÇIN *
Lothar HERRNKIND **
Vedat DİDARİ ***

ÖZET

Bir yeraltı kömür ocağının yapısının, maliyetleri düşürerek randımanları arttıracak şekilde iyileştirilmesini amaçlayan bir çalışmada izlenecek yol, kavramsal olarak açıklanmıştır. Burada tartışılan esaslara uygun bir biçimde gerçekleştirilmiş olan TTK Gelik İşletmesi Rehabilitasyon Projesi, bir örnek olarak verilmiş ve önemli özellikleri vurgulanmıştır.

ABSTRACT

The procedure to be followed in a rehabilitation work, which aims an improvement in the mine structure in order to reduce the costs and increase the outputs, for an underground coal mine has been conceptually explained. TTK's Gelik Mine Rehabilitation Project, elaborated according to the fundementals discussed here, has been given as an example and its important aspects have been emphasized.

* Y.Doç. Dr., H.Ü. Zonguldak Müh. Fak. Maden Müh. Böl., Zonguldak
** MONTAN CONSULTING GmbH, ESSEN, Almanya
*** Doç.Dr., H.Ü. Zonguldak Müh. Fak. Maden Müh. Böl., Zonguldak

1. GİRİŞ

Türkiye Taşkömürü Kurumu (TTK); 1989 yılında gerek dış kaynaklardan sağlanan kredilerin ve gerekse öz kaynaklardan yapılacak olan yatırımların mümkün en rasyonel biçimde kullanılabilmesi amacıyla; pilot olarak seçilen üç işletmede yerli ve yabancı mühendislik-müşavirlik firmalarınca oluşturulan konsorsiyumlara "Rehabilitasyon Projeleri" (İyileştirme Projeleri) yaptırmıştır.Mevcut işletme yapılarından azami ölçüde faydalanılması koşuluyla gerçekleştirilen bu geniş kapsamlı projelerin hazırlanması sırasında özellikle yerli firmalarca oluşturulan projeci ekiplerde ve TTK tarafından oluşturulan karşı-ekiplerde çalışmış olan teknik elemanların bilgi ve deneyimlerini en üst düzeyde uygulayabilmek ve arttırabilmek şansları olmuştur.

Bu bildiride; yukarıda sözü edilen üç projeden biri olan Gelik Rehabilitasyon Projesi örneğinden hareketle; mevcut bir taşkömürü işletmesinin iyileştirilmesi olgusuna ilkesel yaklaşımlar, yapılan ön analiz ve değerlendirme çalışmaları ile teknik çözümlerin belirlenmesinde izlenen yollar özetle anlatılmaktadır.

2. MEVCUT BİR OCAĞIN YENİDEN YAPILANMASINDA İLKE VE AMAÇLAR

Mevcut bir ocağın yeniden yapılanmasındaki ana amaç; verimi artırmak ve üretim maliyetlerini azaltmaktır. Bunları sağlıyabilmek için:

-ocağın üretim kapasitesini artırmak veya mevcut kapasiteyi korumak
-teknik ve ekonomik üretim girdilerini iyileştirmek
-ocağın işletme teknolojisini ve işletme yöntemlerini modernize etmek
-işçi sağlığı ve iş güvenliği koşullarını iyileştirmek

üzere çalışmalar yapmak gerekir (Pazdziora, 1988).

Bu etüdlerden sonra ocağı modernize etmek, yeniden düzenlemek veya geliştirmek için yatırım yapmak gerekir. Mevcut bir ocakta yapılacak yatırım çalışmaları geniş anlamda "mevcut durumun korunmasına" veya "ocağın geliştirilmesine" yönelik projeler olmak üzere iki gruba ayrılabilir.

Mevcut durumun korunması için hazırlanan projeler, ocak üretim kapasitesinin değişen ocak koşullarında (ocağın genişleme ve derinleşmesi durumunda) güvenli olarak sürdürülmesine yöneliktir. Bu tip projeler en fazla %10 üretim artışını öngörmektedir.

Ocağın geliştirilmesine yönelik projeler ise hem ocağın altyapı kapasitesini ve hem de üretimini artırmayı hedeflemektedir. Ocağın üretimini %10-50 artırmayı amaçlayan projelere "Ilımlı Projeler" ve %50'den fazla üretim artışı hedefleyen projelere "Büyük Projeler" adı verilmektedir.

Bir ocağın yeniden yapılanması amacıyla yürütülecek çalışmalar şu şekilde sıralanabilir:

1. Ocağın mevcut durumunun analizi ve dökümü
2. Ocağın yeniden yapılanmasında hedeflerin belirlenmesi ve teknik çözüm alternatiflerinin ön saptaması
3. Alternatiflerin incelenmesi
4. Alternatiflerin değerlendirilmesi ve en uygun alternatiflerin seçimi
5. Yeniden yapılanma için gerekli yatırımın belirlenmesi
6. Ekonomik değerlendirmeler

Burada ilk olarak ocağın mevcut durumu tümüyle ortaya konulmalı ve ocağın genel bir dökümü yapılmalıdır. Bu amaçla öncelikle mevcut rezervler, jeolojik yapı ve blokların durumu, damar yapıları ve kömür kaliteleri gözden geçirilmelidir. İkinci olarak ocağın tüm altyapısı incelenerek;

-panoların ve ayakların konumu ve boyutları
-ayak, taban yolu, galeri, ara ve ana katlardaki nakliyat sistemi
-kuyu ihraç sistemi
-havalandırma şebekesi
-yerüstü tesisleri, stoklama vd. olanaklar
-su drenaj sistemi
-kömür hazırlama tesisleri
-varsa, dolgu tesisleri
-enerji tesisleri (basınçlı hava, elektrik enerjisi)

tümüyle ortaya konulmalıdır. Ayrıca; çalışan insan gücü ve randımanlar gözden geçirilmelidir. Son olarak da;

-ocağın üretim kapasitesi
-çalışan katların sayısı
-herbir katın ve ocağın ömrü
-ayak, yeraltı ve genel randımanlar
-üretim maliyetleri
-satış maliyetleri
-amortisman değerleri

gibi teknik ve ekonomik parametreler incelenmelidir.

Yeniden yapılanma için çeşitli alternatifler geliştirilmelidir. Herbir alternatif aşağıdaki bilgileri içermelidir:

. yeniden yapılanma için gerekli yatırım miktarı,
. yeniden yapılanma sürecinin termini,
. yeniden yapılanmadan sonraki üretim miktarı,

. katların ve ocağın ömrü,
. üretim ve işçilik randımanları,
. üretim maliyetleri,
. kömür kalitesi (tipi, kalorisi, kül içeriği v.s.),
. satış fiyatları,
. yeniden yapılanma sonrasında tesislerin durumu.

Yeniden yapılanma sonucunda ocakta meydana gelecek teknik değişimlerin değerlendirmesini yapmak için yeniden yapılanma öncesi ve sonrası teknik indekslerin bir karşılaştırmasını yapmak gerekir. Yeniden yapılanmanın ekonomik katkı boyutunu belirlemek için de ekonomik indekslerin bir değerlendirilmesi yapılmalıdır. Teknik ve ekonomik değerlendirmeler en uygun alternatifin seçimine yardımcı olacaktır.

Sözü edilen ilkelerin bir projede uygulanışına örnek olarak seçilen Gelik İşletmesinde yapılan çalışmalar aşağıda anlatılmaktadır.

3. GELİK İŞLETMESİNİN MEVCUT DURUMU

Bu bölümde verilen değerler projenin yapıldığı 1989 yılındaki durumla ilgilidir. Karadon Taşkömürü İşletme Müessesesi (KARTİ); TTK'nın 6 müessesesi içinde üretim miktarı ve işçi sayısı bakımından en büyük olanıdır. Müessese bünyesinde Karadon, Kilimli ve Gelik olmak üzere 3 işletme müdürlüğü vardır. Gelik İşletme Müdürlüğü TTK'ya bağlı müessese-lerin bünyesindeki 11 işletme müdürlüğü içinde işçi sayısı, üretim miktarı v.b. açısından en büyüğüdür. Çizelge 1'den görülebileceği gibi TTK'nın toplam tüvenan üretimin ortalama %15'i ve KARTİ'nin toplam tüvenan üretiminin ortalama %45'i Gelik İşletmesi tarafından karşılanmaktadır.

Çizelge 1. Son Beş Yıllık TTK, KARTİ ve Gelik İşletmesi Tüvenan Üretim Miktarları (1984 - 1988) (TTK, 1989)

ÜRETİM	1984	1985	1986	1987	1988
Tüvenan Üretim (ton)					
TTK	7 103 413	7 260 013	7 015 292	7 084 479	6 687 948
KARTİ	2 404 632	2 472 950	2 309 250	2 402 057	2 268 963
GELİK	1 078 214	1 153 826	1 029 801	1 070 194	979 194
Gelik'in TTK içi % si	15,18	15,89	14,68	15,10	14,64
Gelik'in KARTİ içi % si	44,84	46,66	44,59	44,55	43,16

Gelik İşletmesi 8'i aktif olan 9 kat halinde +253 kotundaki mostralardan -360 katına kadar yayılmıştır. Üretim çalışmaları 8 ocak tarafından 18 ayakta sürdürülmektedir. İşletmenin 1988 yılı günlük program üretim miktarı 3210 tondur. Üretim miktarı % 85'lik bir gerçekleşme oranıyla fiili 2727 ton olarak gerçekleşmiştir.

Gelik İşletmesi sahasında bulunan kömür damarlarının kabaca jeolojik rezervleri Çizelge 2'de verilmiştir. Genel toplam rezerv 73 021 830 tondur

Çizelge 2. Gelik İşletme Sahasındaki Damarların Kabaca Jeolojik Rezervleri (TÜSTAŞ, 1989)

Damar Adı	Ortalama Kalınlık (m)	Rezerv Miktarı**(ton) -160/-260/-360
Acenta	1,4	1 001 000
Messoglu	0,9	760 500
Dibek (Lükiça)*	1,5	1 462 500
Kurul (Milopero)*	1,9	2 431 406
Acun (Neomi)*	1,6	2 223 000
Hacımemiş	1,2	2 325 375
Sulu	3,6	6 054 750
Özkan (Neomi)*	1,6	1 614 600
Nasıfoğlu (Lui)*	1,8	1 684 800
Acılık		
I No'lu Damar	3,2	5 756 400
II No'lu Damar	2,0	3 071 250
Piriç	1,4	1 556 100
Çaydamar		
Çaydamar Taban	1,8	3 290 625
Akalın (Hacıpetro)*	1,1	2 429 212
Gökcan (Kürtşerif)*	2,5	5 667 187
	Toplam	41 328 705
-360/-460 katları arası	Toplam	28 153 125
Üst ktalarda, örtü sınırı yakınlarında, Taşbaca, Domuzcu, Büyük, Küçük ve Kesmeli Dam.	Toplam	3 540 000
	GENEL TOPLAM	73 021 830

* Damarın Eski Adı

** Görünür ve Görünür-Muhtemel Toplamı

Not: Yoğunluk; temiz kömür olarak 1,3 g/cm^3 alınmıştır.

Halen faaliyette olan katlar; +253/+235, +130, +60/+50, +20, -50, -150, -260 ve -360 olarak sıralanmaktadır. Mevcut üretim yapısı içinde katları üç gruba ayırmak olasıdır.

a) +20 üzeri
b) -50/-150 arası
c) -150/-360 arası

+20'nin üzerindeki kesimden ocağın toplam tüvenan üretiminin yaklaşık %30 kadarı gerçekleşmektedir. Bu kesimin ana nakliyat katı +50 katıdır (Şekil 1.).

-50/-150 katından üretimin yaklaşık %20'si yapılmakta olup, bu katta çalışan ayaklar için ana nakliyat katı -150'dir.

-150/-360 arasında -260 bir ara kat özelliği taşımaktadır. Ocağın toplam üretiminin %50'si bu kesimden karşılanmaktadır. Bu kesim için ana nakliyat katı -360'dır.

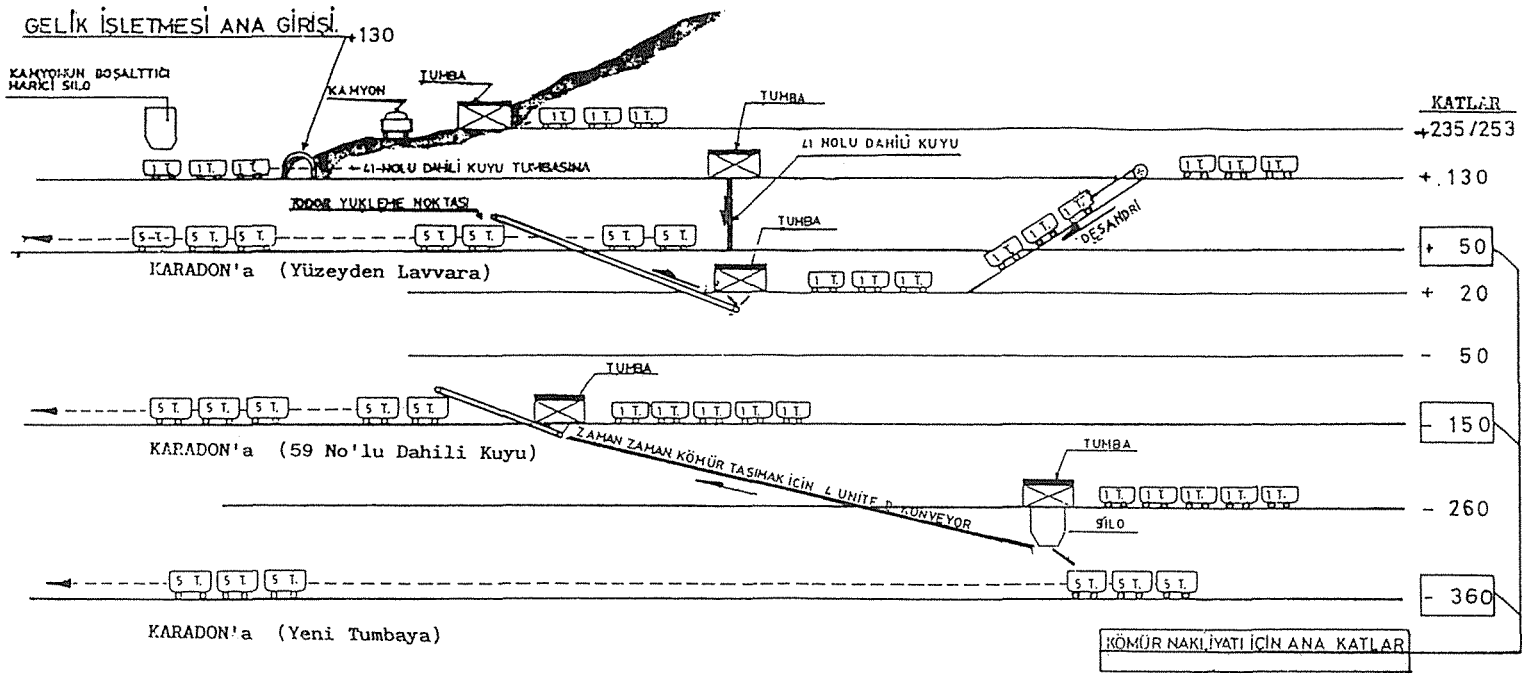
-360 katı hariç tüm katlarda 1-tonluk vagonlarla nakliyat yapılmaktadır. Tonluk vagon nakliyatı için 6'sı akülü toplam 36 adet dar hat lokomotifi kullanılmaktadır. Lokomotiflerin özellikleri ve mevcut vagon sayıları Çizelge 3'de verilmiştir. -360 katında 5-tonluk vagonlarla nakliyat yapılmaktadır.

Ana katlardaki kömür akış şeması Şekil 1'de görülmektedir. Gelik İşletmesinden +50, -150 ve -360 katından gelen kömürler Karadon ve Kilimli'den gelenlerle birlikte yüzeyden lastik bandlarla ve Çatalağzı Skip kuyusundan ihraç edilerek Çatalağzı Lavvarına iletilmektedir. Karadon Müessesesi ana nakliyat katlarında kullanılan geniş hat lokomotiflerinin özellikleri ve vagon sayıları da Çizelge 3'de verilmiştir.

İşletmede, temelde ilerletimli-göçertmeli uzunayak yöntemiyle üretim yapılmaktadır. Eğimin fazla olduğu damarlarda gravite dolgu uygulanmaktadır. Ana tahkimat malzemesi ağaç sarma-direk ve domuzdamıdır. Pilot düzeyde hidrolik direk-çelik sarma ve şişme domuzdamı uygulaması da vardır.

Ayaklarda kazı, martopikör ve patlayıcı maddelerle yapılmaktadır. Ayak içinde kömür taşıma işi sabit oluklar ve zincirli oluklarla yapılmaktadır.

Galeri ve taban yolu ilerlemeleri konvansiyonel yöntemle (delme-patlatma) yapılmaktadır. Yüklemede basınçlı hava ile çalışan posta makinaları kullanılmaktadır. İki parçalı rijit çelik tahkimat uygulanmaktadır. Günlük ilerlemeler 1,0 m'nin altındadır.



Şekil 1. Gelik İşletmesi Tüvenan Kömür Akış Şeması ve Katlar

Çizelge 3. Gelik İşletmesi ve Karadon Müessesesinde Kullanılan Lokomotiflerin Özellikleri

a) Gelik İşletmesinde Ana ve Arakatlarda 1-tonluk Vagonlarla Taşıma Yapan Lokomotifler

LOKOMOTİF TİPİ	LOKOMOTİF AĞIRLIĞI (ton)	LOKOMOTİF GÜCÜ (HP kW)	LOKOMOTİF SAYISI	İŞLETMEYE GİRİŞ TARİHİ	ARABA TİPİ	
					1-Ton	5-Ton
RUHRTHALLER G6OZ	10	60 HP	14	1963	*	
DEUTZ A4 M517	9	60 HP	4	1954	*	
SKODA BND 30	6,2	30 HP	8	1956	*	
DIEMA DLG 30/1-2	4,5	43 HP	3	1984	*	
DEUTZ A4 M517	9	60 HP	1	1954		*
GRESBURG	6	28 kW	6	1974	*	
TOPLAM LOKOMOTİF SAYISI			36			
1-Tonluk Vagon Sayısı : 816 adet çalışır durumda, 570 adet arızalı						

b) Karadon Müessesesi Ana Nakliyat Lokomotiflerinin Özellikleri

JEFFRY TROLEY	13,8	2X78 HP	5	1957		*
CLAYTON TROLEY	15	2X75 HP	8	1982		*
DEUTZ A6 M517 DİZEL	13.5	100 HP	6	1965		*
5-Tonluk Vagon Sayısı : 676 adet						
Ray Tipi ve Ray Aralığı: 1-Tonluk nakliyatta; 19,5 kg/m -600 mm dar hat 5-Tonluk nakliyatta; 29,5 kg/m -1067 mm geniş hat						

İşletme çevresel havalandırma yöntemiyle havalandırılmaktadır. Hava girişi merkezi durumdaki 44 No'lu dahili kuyudan ve kısmen Karadon İşletmesinden sağlanmaktadır. Kuzeyde Katrancı , güneyde ise Ayiçi vantilatörleri ana hava çıkışlarıdır. Tali havalandırma için çok sayıda basınçlı hava ile çalışan vantilatör kullanılmaktadır.

Toplam işçi sayısı 4100 kadardır. Bunların %33'ü ayak işçisi, %31'i nakliyat işçisi, %20'si galeri sürme ve bakım işçisi olarak ve geri kalan %16'sı da diğer işkollarında çalışmaktadır. Kazmacı randımanları TTK ve Müessese randımanlarının üstünde olup 8,5 ton civarındadır. Tüvenan ton başına maden direği tüketimi 32-35 dm^3/ton, patlayıcı madde tüketimi 50 gr/ton, basınçlı hava tüketimi 370-390 m^3/ton ve elektrik enerjisi tüketimi 50-55 kWh/ton civarındadır.

Maliyetleri ancak müessese bazında çıkartmak olasıdır. Müessese bazında, maliyetleri oluşturan girdilerin payları aşağıdaki gibidir (1988):

	Tüvenan (%)	Satılabilir (%)
1. Doğrudan hammadde	6,34	5,97
2. Doğrudan İşçilik	13,36	13,15
3. Genel giderler (dolaylı hizmetler,amortisman v.b.)	43,17	43,96
4. Dağıtım giderleri (atelyeler, demiryolu, liman, sosyal giderler v.b.)	37,09	36,87

4. ANALİZ SONUÇLARI VE ÇÖZÜM SEÇENEKLERİNİN ÖN DEĞERLENDİRİLMESİ

Gelik İşletmesinin mevcut durumu tespit edilirken, işletmenin nakliyat, havalandırma; basınçlı hava, enerji, su atımı v.b. konularında Karadon Müessesesine bağlı olduğu görülmüştür. Bu nedenle işletmenin yeniden yapılanmasında (Rehabilitasyonunda) işletmede ve müessesede mevcut olan tesis ve techizattan mümkün olduğunca yararlanılması hedeflenmiştir. Bu durumda temel sistemle ilgili alternatiflerin ele alınması (yeni bir kuyu , yeni ihraç tesisleri, lastik bandlı taşıyıcı sistemi v.b) düşünülmemiştir.

Analizler sonucunda iyileştirme projesinin amaçları ve darboğazların bulunduğu işlemlerin iyileştirilmesine yönelik temel seçenekler aşağıdaki şekilde somutlaştırılmıştır:

1. Mevcut bir işletmede maliyetleri düşürerek verimi artırmanın en pratik yolunun üretimi artırmak olduğu temel düşüncesinden hareketle Karadon Müessesesinin ihraç olanakları ve Çatalağzı kuyusunun azami ihraç kapasitesi gözönünde tutularak Gelik İşletmesinin günlük tüvenan üretiminin 3210 tondan 5360 tona çıkartılması öngörülmüştür. Buda üretimin yaklaşık %67 artırılması anlamına gelmektedir.

2. Benzer şekilde, ekonomik bir işletmenin ancak konsantrasyonla mümkün olabileceği düşünülmüştür. İşletmenin mevcut alt yapısı ve jeolojik koşulların yatay konsantrasyona olanak vermediği, ancak üretim faaliyetlerinin -150/-260 ve -360 katlarında konsantre edilebileceği (düşey konsantre) olası görülmüştür.

3. Malzeme, taş ve insan nakliyatı ile havalandırma açısından açılmakta olan "Gelik Yeni Kuyunun" sağlayacağı olanaklar esas alınmıştır. Yeni kuyuyu içermeyen tüm seçenekler daha başlangıçta kolayca elenebilmiştir. Başka bir deyişle yeni kuyu olmaksızın bu işletmede iyileştirme mümkün değildir. Ancak, kuyu tamamlanıncaya kadar (en erken 1997 olarak ifade edilmektedir) mevcut nakliyat sisteminin iyileştirilmesi öngörülmüştür.

4. Kömür çevre kayaçlarının tek eksenli basınç dayanımlarının çok yüksek ve kuvars içerikleri nedeniyle çok aşındırıcı olmaları görülerek hazırlık işlerinde kollu galeri açma makinalarının kullanılması teknik ve ekonomik açıdan mümkün görülmemiştir (ODTÜ, 1989). Bu nedenle hazırlık işlerinde elektro-hidrolik delici ve yükleyicilerin kullanımı ile geçme bağ uygulanması önerilmiştir. Bu teknoloji ile arın ilerleme hızlarının 3 m/gün seviyesine çıkartılması hedeflenmiştir.

5. Direk tüketimini en aza indirmek ve verimliliği artırmak üzere uygun koşullardaki ayaklarda tek hidrolik direk-çelik sarma tahkimat teknolojisinin uygulanması öngörülmüştür. Jeolojik koşullar daha ileri bir teknolojinin kullanımına olanak vermemektedir. Bu kısmi iyileştirme 36° eğime ve 160m uzunluğa sahip ayaklarla sınırlı kalmaktadır. Bunu sağlamak için arakatların oluşturulması zorunlu olmuştur. Eğimin 36°'yi aştığı panolarda ağaç tahkimatlı normal ya da diyagonal ayak ve 45°'yi aşan panolarda ağaç tahkimatlı dolgulu ayak yöntemlerinin uygulanması düşünülmüştür. Tüm ayakların dönümlü olarak çalışması ilke olarak benimsenmiştir.

6. Hidrolik direk-çelik sarma tahkimatlı ayaklarda tek ünite zincirli olukla nakliyat yapılacaktır. Alt taban yollarının B14 kesitinde olması ve taban yolunun çift hatlı demiryolu ve yükleyici zincirli olukla donatılması öngörülmüştür.

7. Konsantrasyon sağlanması, gazlı ve kendiliğinden yanmaya yatkın damarlarda çalışılmaya başlanması ve üretim artışı karşısında yeni bir havalandırma şebekesi tasarımına ve daha güçlü vantilatör tesislerine gereksinim olacağı gözönünde tutulmuştur.

8. Modern bir taşkömürü ocağının gereksinimi olan gaz ve toz denetimi cihazlarının sağlanması ve yangınla mücadele tekniklerinin geliştirilmesi öngörülmüştür.

9. Pahalı ve verimsiz bir enerji olan basınçlı havanın tüketiminin azaltılması hedeflenerek elektrikli veya elektro-hidrolik makinaların ve donanımların kullanımı esas alınmıştır.

10. Gelik Yeni Kuyu açılıp merkezi bir suatımı şebekesi kuruluncaya kadar mevcut su drenaj şebekesinin iyileştirilmesi öngörülmüştür.

Sonuçta; Gelik İşletmesinin mevcut duruma göre daha az kata yayılmış, aynı sayıdaki işçisi ile daha az ayaktan daha verimli ve güvenli koşullarda daha çok üretim yapacak bir hale getirilmesi amaçlanmıştır.

5. İYİLEŞTİRMENİN TEKNİK ESASLARI

Yukarıda belirtilen esaslar doğrultusunda belirlenen en uygun çözüm seçenekleri değerlendirilerek Gelik İşletmesinin "Yeniden Yapılanma Projesi" gerçekleştirilmiştir. Projede izlenen çalışmalar ve seçilen teknik çözümlerin ana hatları aşağıda sıralanmıştır:

1. Damar izohips haritaları ve jeolojik kesitler güncelleştirilerek rezerv hesapları detay olarak tamamlanmış ve pano hazırlık haritaları oluşturularak işletilebilir rezervler belirlenmiştir. İşletmenin doğu-güneydoğu kesimlerindeki rezervlerin de eklenmesiyle yapılan bu çalışmada -540'a kadar jeolojik rezervlerin 200 Milyon tonu aştığı, -360'ın üstünde ise 100 Milyon ton olduğu görülmüştür. Bu seviye üzerinde kalan işletilebilir rezervler ise 67,4 Milyon ton olarak hesaplanmıştır (Çizelge 4.). -360 katı üzerindeki ocak kısmının ömrü 30 yılı aşmaktadır.

2. Ocak tasarımında kurulan model; -50 katı üzerindeki çalışmaların "Eski Gelik Ocağı" olarak ayrılması ve -50/-360 arasının düşey konsantrasyona ve yeniden yapılanmaya konu olacak "Yeni Gelik Ocağı" olarak nitelendirilmesi şeklindedir. Yeni Gelik Ocağının -150 ve -360 katları arasında konsantre olması Gelik Yeni Kuyunun devreye girmesiyle mümkün olabilecektir.

Çizelge 4. Gelik İşletmesi İşletilebilir Rezervler Özet Tablosu

DAMAR ADI	-50/-160	-160/-260	-260/-360	TOPLAM
Gökcan	1 937 000	1 789 000	2 714 000	6 440 000
Akalın	1 229 000	990 000	1 507 000	3 726 000
Çay Tb.	1 718 000	2 060 000	3 145 000	6 923 000
Piriç	2 305 000	2 073 000	2 060 000	6 438 000
No. I	406 000	463 000	590 000	1 459 000
Acılak	764 000	3 146 000	4 526 000	8 436 000
Nasıfoğlu	913 000	942 000	1 827 000	3 682 000
Özkan	1 495 000	1 755 000	2 053 000	5 303 000
Sulu	1 008 000	3 572 000	3 318 000	7 898 000
Hacımemiş	2 420 000	1 647 000	1 249 000	5 316 000
Acun	1 443 000	2 219 000	688 000	4 350 000
Kurul	2 586 000	1 760 000	842 000	5 188 000
Dibek	990 000	309 000	324 000	1 623 000
Messoğlu	-	-	-	-
Acenta	241 000	220 000	212 000	673 000
TOPLAM	19 455 000	22 945 000	25 055 000	67 455 000

* Not: Kömür yoğunluğu ortalama 1,7 g/cm^3 olarak alınmıştır. Yerindeki kömür organik ve inorganik maddelerden oluştuğundan taşkömürü yoğunluğu olarak 1,7 gr/cm^3 alınmıştır.

3. Hazırlık ve Üretim Termin Planları; kısa, orta ve uzun vadeli olarak hazırlanmış, işletmenin mevcut yapısının yeni yapılanmaya intibakına sağlayacak şekilde "geçiş dönemi termin planları" çıkartılmıştır. Uzun vadeli üretim termin planında (30 yıllık plan) işletmenin -360 katının altına inmesi söz konusu olmamıştır.

4. Termin planlarına göre Gelik İşletmesinin hazırlıklar açısından en yoğun olduğu dönem 1991 yılıdır. Projede hedef alınan 5360 ton-günlük tüvenan üretime 1994 yılında ulaşılacaktır. 1989-1991 döneminde işletmenin mevcut termin planına uyulacaktır. 1991-1994 döneminde ise geçiş dönemi termin planı uygulanacaktır. Bu dönemde ortalama 10 ayak çalışacak ve günlük üretim 3850-4500 ton arasında değişecektir.

5. Hedeflenen 5360 ton/gün tüvenan üretim için çalışacak ayak sayısı 14 kadardır. Bu ayaklardan 3 veya 4'ü hidrolik direk-çelik sarma tahkimatlı, 1 veya 2'si dolgulu çalışacak diğer ayaklarda ise mevcut teknoloji sürdürülecektir. Standart bir ayağın üretiminin günde bir have ilerlemek koşuluyla 550 ton civarında olması

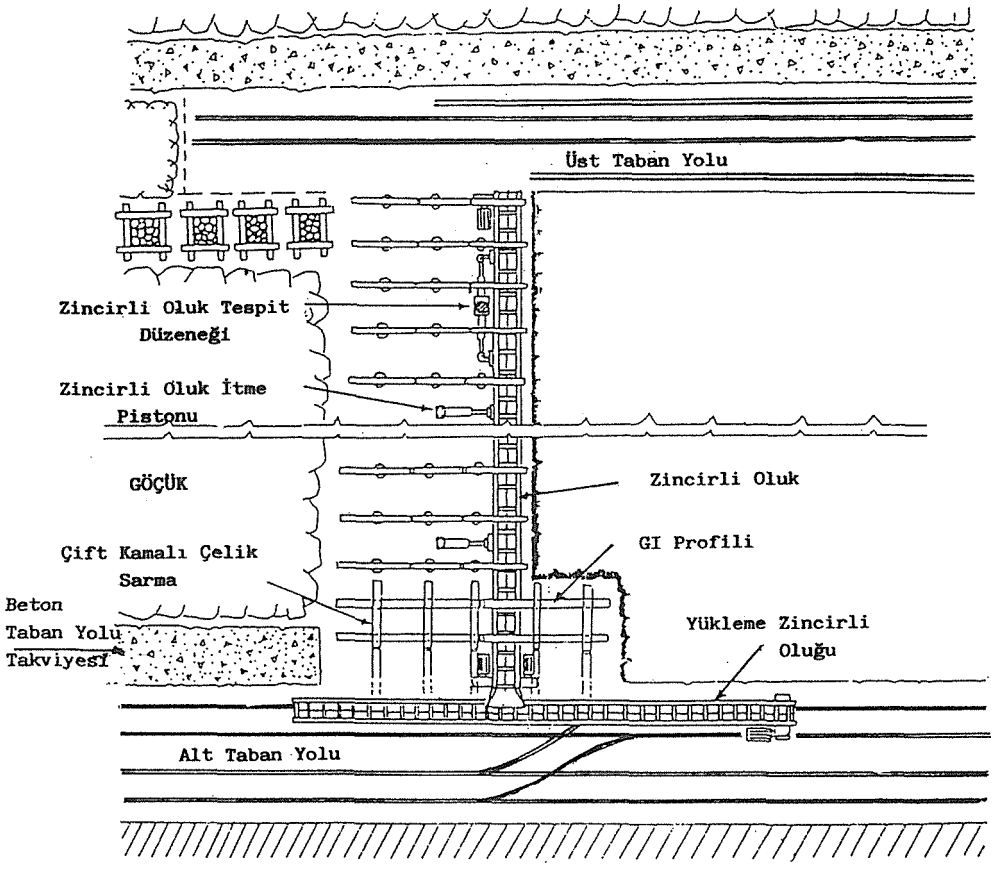
öngörülmüştür. Hidrolik direkli ayaklarda bir ünite zincirli oluk kullanılmasına karar verilmiştir. Taban yolunda yüklemede süreklilik sağlamak için yükleme konveyörü konulması önerilmiştir. Hidrolik direkli bir ayağın tipik düzeni Şekil 2'de verilmiştir.

6. Hazırlık işlerinde ilerleme hızlarının iyileştirilmesi modern galeri sürme teknolojisini gerektirmektedir. -360 katındaki tüm yollar B14 kesitinde sürülecek bunun dışındaki katlarda B10 kesiti esas alınacaktır. Hazırlıklarda kullanılmak üzere 14 adet elektro-hidrolik delici (2'si yedek) ve 14 adet yükleyici alınması planlanmıştır. Bunun yanında bazı yardımcı donanımların da alınması önerilmiştir.

7. Nakliyat planlaması yapılırken, mevcut 1-tonluk vagonların -50 katının üstündeki üretimde, taş natliyatında ve dolgu malzemesi taşınmasında kullanılmasının uygun olacağı belirtilmiştir. Ayrıca; arakatlardaki her türlü taşıma işinin de 1-tonluk vagonlarla yapılması kararlaştırılmıştır. -150 ve -260 katlarında kömür nakliyatı için 600mm ray açıklıklı 2,5 ton kapasiteli vagonların sağlanması planlanmıştır. Bunlar için yeni tumba tesisleri gereklidir. -360 katındaki tüm taşıma işleri 1067mm ray açıklıklı 5-tonluk vagonlarla yapılacaktır. -360 katında Gelik-Karadon arasında günde 6000 ton taşıma yapabilecek bir nakliyat organizasyonu yapılmıştır. Bunun için -360 katı ana nakliyat yolunun sinyalizasyon sistemiyle ve lokomotiflerin de telsizlerle donatılması öngörülmüştür.

   Nakliyat için 8 adet 30 HP, 12 adet 60 HP gücünde dar hat dizel ve 7 adet dar hat ile 3 adet geniş hat akülü lokomotif alınması önerilmiştir. Mevcut lokomotiflerden ancak 6 adet akülü ve 3 adet dizel lokomotifin kullanılabileceği varsayılmıştır. Kömür nakliyatı için 500 adet 2,5 tonluk vagona gereksinim olacaktır. 5 tonluk vagon stoku yeterlidir. Uzun malzemelerin taşınması için 80 adet özel trikoya ihtiyaç vardır.

   İnsan nakliyatı için -260 katı ile -150 katı arasında sahanın kuzey ve güneyinde olacak şekilde 2 ayrı telesiyej sistemi kurulacaktır. Yeni kuyu devreye girdikten sonra -360 katında insan nakliyatı için herbiri 10-12 kişi alabilen 90 adet faytona ihtıyaç olacaktır.



Şekil 2. Hidrolik Direk-Çelik Sarmalı Standart Bir Ayak Düzeni

8. -50'nin üzerinde yeralan 'Eski Ocak" için bağımsız bir havalandırma yapısı tasarımlanmış ve bu kısım otomatik kapılarla Yeni Ocaktan ayrılmıştır. Eski ocağın havalandırması mevcut Ayiçi vantilatöründen yapılacaktır. İyileştirilen ocak ise güçlü yeni bir vantilatörle havalandırılacaktır. Gelik Yeni Kuyu'dan giren 15 000 m^3/dak hava 44 ve 3 No'lu dahili kuyulardan dönecektir. Havalandırma ve gazlılık koşullarını denetlemek üzere merkezi bir bilgisayarlı çevre kontrol sisteminin kurulması projelendirilmiştir. Yeterli sayıda gaz ve toz ölçme cihazı ve bireysel O_2 maskeleri öngörülmüş, baraj ve tabanyolu kenar dolgusu yapabilecek püskürtme beton techizatları yatırım listesine konulmuştur.

9. Ocaktaki basınçlı hava şebekesinin yeni ocak yapılanmasına göre geliştirilmesi gerekmektedir. Gelik-Karadon basınçlı hava boru şebekesinin 400Ø mm'lik borularla yeraltından yapılması önerilmiştir. Ana hazırlık lağımlarında 200 Ø, ara katlarda ve taban yollarında 100 Ø mm'lik boruların döşenmesi benimsenmiştir. Yeni sistemde basınçlı hava ile çalışan makinaların sayısı azalmaktadır. Ayrıca, elektro-hidrolik delici ve yükleyicilerle elektrik enerjisi ile çalışan vantilatörlerin kullanımı sonucu basınçlı hava tüketiminin 120 m^3/ton civarına düşürülmesi hedeflenmiştir.

10. Elektrikle çalışan ekipmanların çoğalması nedeniyle elektrik şebekesi yeniden düzenlenmiş ve yeni cihazların alınması önerilmiştir. Elektrik şebekesi ile birlikte; havalandırma izleme sistemi, haberleşme sistemi, lokomotif telsiz sistemi, demiryolu sinyalizasyon sistemi (yalnız -360 katı için) ve veri iletişim sisteminin de kurulması planlanmıştır.

11. İyileştirilecek ocak kesiminde (-50/-360) gerekli kazı işçiliği prevüsü 480 olarak belirlenmiştir. Projede programlanan kazmacı randımanları 15 000 kg ve ayak randımanları ise 7000 kg civarındadır. Bu ancak projede hedeflenen 1,25 m/günlük arın ilerleme hızlarıyla sağlanabilecektir. İşçiliklerin toplamında büyük bir değişiklik öngörülmemiştir.

12. Yerüstü tesislerinde önemli bir değişiklik öngörülmemiştir. Yalnız malzeme akışını kolaylaştıracak bir demiryolu şebekesinin kurulması ve hidrolik direklerin stoklanması ile tamir bakımı için bir binanın yapılması gerekmektedir. Gelik yeni kuyunun techiz edilmesi ve Çatalağzı 2 No'lu kuyunun modernizasyonu da elealınmıştır.

13. Ton başına tüketimlerde önemli bir değişiklik beklenmemektedir. Ancak, hidrolik direk-çelik sarma kullanımı ile ton başına direk tüketiminde %25'lik bir azalmanın (1988'e göre) olacağı tahmin edilmiştir.

14. Hedef üretime ulaşılan 1994 yılında tüvenan kömürü veren damarların ağırlıklı kül ortalaması %36'dır. Ocak çıkışı külün %45'e ulaşacağı tahmin edilebilir. Buna göre satılabilir kömürün tüvenana oranının %55 civarında olacağı ve satılabilir üretimin 2970 ton/gün'e varacağı hesaplanmıştır.

6. YATIRIM MİKTARI

Gelik İşletmesinin iyileştirilmesine yönelik projenin gerçekleşmesi için gerekli olan yatırım kalemleri aşağıdaki şekilde gruplandırılmıştır:

-Havalandırma, işçi sağlığı ve iş güvenliğine yönelik teçhizat
-Kazı, delme, yükleme, taşıma ve suatımına yönelik teçhizatlar
-Yeni kuyu ve dahili kuyu vinç donanımları
-Vantilatör binası ve hidrolik direk bakım atelyesi
-Kredili lağımlar ve arama sondajları

Bu gruplarda yeralan makina ve donanımların listesi EK.I'de verilmiştir. Tüm bu makina ve donanımların teknik şartnameleri hazırlanmıştır.

Projenin gerçekleştirilmesi için dış kredi ile sağlanması öngörülen makina-teçhizatın tahmini bedeli 58 500 000 DM olup, yaklaşık 4 Milyon DM'lik bir iç harcama gereklidir. Kredi kullanmaksızın yapılması gerekli olan yatırımın tutarı ise 40 Milyon DM dış para (kuyu donanımları için) ve 38 Milyon DM iç para (kredili hazırlıklar, arama sondajları ve bina tesis yatırımları) kadardır. Böylece toplam proje yatırımı 98 500 000 DM dış ve 42 000 000 DM iç olmak üzere 140 500 000 DM olmaktadır.

7. MALİ VE EKONOMİK DEĞERLENDİRME

Projenin bir iyileştirme projesi olması nedeniyle, yeni bir ocak kurulmasına göre farklılığı gözönünde tutulmuş ve değerlendirmeler mevcut durum ile proje sonrası durum arasındaki farka dayandırılmıştır. Gerek yatırım maliyetlerinin hesaplanmasında gerek proje uygulama döneminin üretim maliyetlerinin belirlenmesinde ve satış hasılatının hesaplanmasında objektif veriler niteliği kazanmış bulunan 1988 değerleri esas alınmıştır.

Mali ve ekonomik değerlendirme sonuçları aşağıdaki gibi özetlenebilir:

1. Proje, halen çalışmakta olan bir ocağın iyileştirilmesine yöneliktir. Proje ile işletmenin; havalandırma, nakliyat, tahkimat, hazırlık, elektrifikasyon, emniyet sistem ve imkanlarının geliştirilmesi ve işçilikten, malzemeden ve hizmetlerden en yüksek verimi alarak birim maliyetlerin düşürülmesi hedeflenmektedir.

2. Proje döneminde 1988 yılı sonuçlarına göre satılabilir kömür üretim maliyetinde %19 ve ticari maliyetinde %23 oranında düşme sağlanacaktır.

3. Birim maliyetlerdeki bu iyileşme, Gelik İşletmesinin mevcut zararını tamamen ortadan kaldırmamakla birlikte zarar miktarında azalmalar sağlayacaktır. Proje döneminde, zarar azaltma şeklindeki toplam 80,8 Milyar TL'lik olumlu katkı, projenin sağlayacağı toplam karı göstermektedir.

4. Proje ile Gelik İşletmesinde üretimin 1988 yılı üretiminin yaklaşık 2 katına çıkartılması hedeflenmektedir. Bu sayede 1989 yılı dışardan kömür alış fiyatına göre 27 Milyon $'lık bir döviz tasarrufunun sağlanması mümkün olacaktır.

5. Ayrıca, proje ile teknik açıdan elverişsiz çalışma koşulları içinde bulunan Gelik İşletmesinin modernize edilerek emniyetli ve verimli bir işletme haline getirilmesi, planlı bir biçimde işletilmesi olanağı yaratılacak, yeraltında insan emeğinin en elverişli şekilde değerlendirilmesi sağlanacaktır.

Sonuç olarak proje;
-Makro ekonomi açısından yararlıdır.
-Çalışma koşullarının geliştirilmesine yönelik hedefi ile teknik ve sosyal açıdan gereklidir.

Buna göre; proje, verimli, karlı ve yapılabilir olarak değerlendirilecek niteliktedir.

8. SONUÇLAR

Zonguldak Havzası; Türkiye'nin tek taşkömürü üretim sahası olması, çok sayıda işletmeleri ve dev bir teknik eleman ve iş gücü barındırıyor olması nedeniyle büyük öneme sahiptir. Bugün ülkenin her yanına yayılmış olan diğer özel ve kamu maden işletmelerinin yönetimlerinde ve hatta nezaret kademelerinde bu havzada çalışmış olanların görev yaptıkları gözönünde bulundurulacak olursa "Türkiye Madenciliğinin Beşiği" tanımını hak eden bir bölgedir.

Özellikle son yıllarda bu bölgenin içine düştüğü çıkmazlar ve büyük ekonomik olumsuzluklar, sadece madencilik camiasının değil tüm endüstrilerin ilgisini çekmektedir. Bu durumun nedenleri çeşitli platformalarda analiz edilmeye çalışılmaktadır. Ancak, teknik sorunların büyük bir bölümünün ocak planlamalarının sağlıklı yapılamayışı ve gerekli yatırımların termindeki uygun yerlerde gerçekleştirilemeyişine bağlı olduğunu kabul etmek gerekir. Bir yönetim ve mühendislik sorunu olan bu olgu

teknik elemanın başlıca uğraş alanı olmalıdır. Bu nedenle, TTK'nın gerek işletmeler ve müesseseler ve gerekse havza çapında iyileştirme projelerinin (kendi elemanları veya yerli ve yabancı firmalar kanalıyla) hazırlanmasına yönelik girişimi çok olumlu bir adımdır. Bu tür çalışmaların çoğaltılması ve yaygınlaştırılarak genelleştirilmesi, mevcut darboğazların giderilmesi için gerekli olan ön koşulları büyük ölçüde sağlayacaktır.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmada örnek olarak alınan Gelik Projesinin yürütülmesinde emeği geçen projeci firmalar TÜSTAŞ ve MONTAN CONSULTING GmbH (Almanya) ile TTK'nın karşı proje grubunda yeralan teknik elemanlara teşekkürü bir borç biliriz.

KAYNAKLAR

ODTÜ, 1989; "Gelik İşletmesi Kömür ve Kayalarının Kaya Mekaniği ve Dizayn Parametrelerinin Çıkartılmasının Araştırılması", Proje Nihai Raporu, ODTÜ Maden Müh.Böl., Maden İşletme Anabilim Dalı.

PAZDZIORA, J. 1988; "Design of Underground Hard-Coal Mines", Advances in Minig Science and Technology, 3, ELSEVIER, Amsterdam.

TÜSTAŞ, 1989; "Gelik İşletmesi Rehabilitasyon Projesi", Cilt: I-II.

TTK, 1989; "TTK İstatistik Yıllığı 1989".

EK I . MAKİNA VE TEÇHİZAT YATIRIMLARI LİSTESİ VE TAHMİNİ FİYATLARI

GRUP	MAKİNA VE TECHİZATIN TANIMI	TAHMİNİ FİYATLARI (DM) DIŞ	İÇ
A	Havalandırma Ölçü Aletleri -10 adet anemometre - 5 adet psikrometre - 2 adet mikrobarograf - 5 adet teleskobik ölçü çubuğu - 3 adet eğik manometre	32 000	–
B	Merkezi Ölçüm ve Bilgi Aktarma Sistemi	580 000	–
C	Taşınabilir Gaz Ölçerler -50 adet metan ölçer -15 adet CO ölçer - 5 adet O_2 ölçer	120 000	–
D	Tali Vantilatörler (Komple) -10 adet 600 Ø mm'lik vantilatör, elektrikli - 2 adet 700 Ø mm'lik " "	1 053 000	–
G	Yangın Söndürme Teçhizatı	177 000	–
H	3 adet Basınçlı Havalı Beton Karma Makinası	98 000	–
J	600 adet CO Maskesi	300 000	–
K	3 adet Dijital Toz Ölçer	84 000	–
L	Ana ve Yedek Vantilatör	3 500 000	–
M	80 adet Hava Kapısı ve Kilitleri	467 000	–
N-X	Muhtelif Elektrik Teçhizatı Toplamı	8 430 800	3 566 400
Y	Bilgisayar Sistemi	400 000	–
a	Akülü Lokomotifler -3 adet geniş hat akülü lokomotif (17 ton) -7 adet dar hat " " (6 ton)	7 522 000	–
b	Karotlu Sondaj Donanımı	260 000	–
c	Birleşik Harç ve Püskürtme Beton Makinası	300 000	–
d	Zincirli Oluklar -5 ayak için 160'şar m komple (1 yedek) -Hazırlıklar için 75 m'lik 2 ünite -Ayak ve arın yükleme istasyonları için 30 m'lik 15 ünite -24 adet konveyör kontrol sistemi v.s.	5 518 000	–
e	Desandri Vinçleri	–	147 500
f	15 takım Monoray Askı Düzeneği (zincirli ol. için)	500 000	–
g	Kaldırma ve Çekme Araçları -55 adet muhtelif tonajda basınçlı havalı caraskal -12 adet elle kumandalı çektirme -20 adet basınçlı havalı vinç	1 037 000	
h	Hidrolik Direk-Çelik Sarma -Muhtelif boyda 64 hidrolik direk -1250 mm uzunlukta 3625 adet çelik sarma -Muhtelif boyda 725 adet alt ve üst uzatma parçası -25 adet hidrolik tabanca	7 490 000	–
i	Yüksek Basınç Pompaları, Borular ve Hortumlar	1 170 000	–
j	Vagonlar ve Tumbalar	4 360 000	29 000
k	46 adet Kömür Delme Makinası	460 000	–
l	14 adet Elektro-Hidrolik Yükleme Makinası	3 138 000	–
m	14 adet Elektro-Hidrolik Delici Jumbo	5 124 000	–
n	4 adet Küreyici Makina (Skreyper)	140 000	–
o	Basınçlı Hava ve Su Boruları ile Vanalar	1 000 000	–
p	100 adet Martopikör (MAZ Yapımı)	–	78 000
q	26 adet Martoperfaratör (sehpalı)	147 000	27 500
r	Basınçlı Hava Horumları	90 000	–
s	20 adet Sıkılama (Tork) Tabancası	60 000	–
t	2 Ünite Telesiyej (Chair Lift) Sistemi -670 m kuzey panoları için -570 m güney panoları için	1 320 000	–
u	Dizel Lokomotifler -8 adet 30 HP darhat loko. -12 adet 60 HP darhat loko.	1 044 000	–
v	2 adet Seyyar Vinç (Mobil Kren)	390 000	–
w	5 adet Drenaj Tulumbası ve Elektrik Motoru (Komp.)	400 000	125 000
x	Çatalağzı Kuyusu Modernizasyonu için	1 100 000	–
y	Yerüstü Taşıma Düzeneği	673 000	–
	TOPLAM	58 485 200	3 973 400
	GENEL TOPLAM (İÇ VE DIŞ)	62 458 600	

EK I . MAKİNA VE TECHİZAT YATIRIMLARI LİSTESİ VE TAHMİNİ FİYATLARI

GRUP	MAKİNA VE TECHİZATIN TANIMI	TAHMİNİ FİYATLARI (DM) DIŞ	İÇ
A	Havalandırma Ölçü Aletleri -10 adet anemometre - 5 adet psikrometre - 2 adet mikrobaroğraf - 5 adet teleskobik ölçü çubuğu - 3 adet eğik manometre	32 000	-
B	Merkezi Ölçüm ve Bilgi Aktarma Sistemi	580 000	-
C	Taşınabilir Gaz Ölçerler -50 adet metan ölçer -15 adet CO ölçer - 5 adet O_2 ölçer	120 000	-
D	Tali Vantilatörler (Komple) -10 adet 600 Ø mm'lik vantilatör, elektrikli - 2 adet 700 Ø mm'lik "	1 053 000	-
G	Yangın Söndürme Techizatı	177 000	-
H	3 adet Basınçlı Havalı Beton Karma Makinası	98 000	-
J	600 adet CO Maskesi	300 000	-
K	3 adet Dijital Toz Ölçer	84 000	-
L	Ana ve Yedek Vantilatör	3 500 000	-
M	80 adet Hava Kapısı ve Kilitleri	467 000	-
N-X	Muhtelif Elektrik Techizatı Toplamı	8 430 800	3 566 400
Y	Bilgisayar Sistemi	400 000	-
a	Akülü Lokomotifler -3 adet geniş hat akülü lokomotif (17 ton) -7 adet dar hat " " (6 ton)	7 522 000	-
b	Karotlu Sondaj Donanımı	260 000	-
c	Birleşik Harç ve Püskürtme Beton Makinası	300 000	-
d	Zincirli Oluklar -5 ayak için 160'sar m komple (1 yedek) -Hazırlıklar için 75 m'lik 2 ünite -Ayak ve arın yükleme istasyonları için 30 m'lik 15 ünite -24 adet konveyör kontro sistemi v.s.	5 518 000	-
e	Desandri Vinçleri	-	147 500
f	15 takım Monoray Askı Düzeneği (zincirli ol. için)	500 000	-
g	Kaldırma ve Çekme Araçları -55 adet muhtelif tonajda basınçlı havalı caraskal -12 adet elle kumandalı çektirme -20 adet basınçlı havalı vinç	1 037 000	
h	Hidrolik Direk-Çelik Sarma -Muhtelif boyda 82 hidrolik direk -1250 mm uzunlukta 3625 adet çelik sarma -Muhtelif boyda 725 adet alt ve üst uzatma parçası -25 adet hidrolik tabanca	7 490 000	-
i	Yüksek Basınç Pompaları, Borular ve Hortumlar	1 170 000	-
j	Vagonlar ve Tumbalar	4 360 000	29 000
k	46 adet Kömür Delme Makinası	460 000	-
l	14 adet Elektro-Hidrolik Yükleme Makinası	3 138 000	-
m	14 adet Elektro-Hidrolik Delici Jumbo	5 124 000	-
n	4 adet Küreyici Makina (Skreyper)	140 000	-
o	Basınçlı Hava ve Su Boruları ile Vanalar	1 000 000	-
p	100 adet Martopikör (MAZ Yapımı)	-	78 000
q	26 adet Martoperfaratör (sehpalı)	147 000	27 500
r	Basınçlı Hava Horumları	90 000	-
s	20 adet Sıkılama (Tork) Tabancası	60 000	-
t	2 Ünite Telesiyej (Chair Lift) Sistemi -670 m kuzey panoları için -570 m güney panoları için	1 320 000	-
u	Dizel Lokomotifler -8 adet 30 HP darhat loko. -12 adet 60 HP darhat loko.	1 044 000	-
v	2 adet Seyyar Vinç (Mobil Kren)	390 000	-
W	5 adet Drenaj Tulumbası ve Elektrik Motoru (Komp.)	400 000	125 000
x	Çatalağzı Kuyusu Modernizasyonu için	1 100 000	-
y	Yerüstü Taşıma Düzenegi	673 000	-
	TOPLAM	58 485 200	3 973 400
	GENEL TOPLAM (İÇ VE DIŞ)	62 458 600	

BAND KONVEYÖR TASARIMINDA BİLGİSAYAR UYGULAMALARI

COMPUTER APPLICATIONS FOR BELT CONVEYOR DESIGN

Mustafa TUNÇ *
Ahmet ŞENTÜRK **

ÖZET

Bu çalışmada; band konveyör taşımacılığında, taşıma sisteminin matematiksel bir model aracılığı ile temsil edilmesi ve bu modelleri kullanarak farklı işletme koşulları altında tesisin veya tesisi oluşturan parçaların incelenmesi amaçlanmıştır.

Geliştirilen bu model, herhangi bir taşıma projesinin ilk aşamasında band konveyör sisteminin oluşturulması, kullanılacak ekipmanların boyutlandırılması ve taşıma sisteminin ekonomik olup olmadığına karar verme aşamasında kullanılabiliceği gibi farklı band konveyör tasarımlarının karşılaştırılması amacıyla da kullanılacaktır.

ABSTRACT

In this study it is aimed to represent belt conveyor systems, as a mathematical model and to study the plant or the constituents of the plant under different mining conditions using these models.

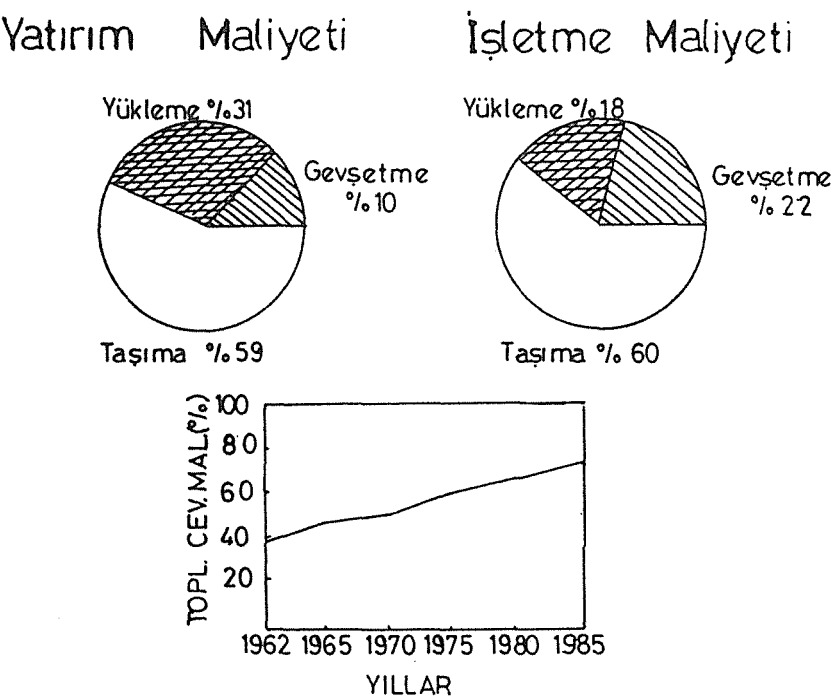
This developed model will be used for establish a belt conveyor system, to determine the dimensions of the equipment being used and to decide whether this transport system is economic or not, and also will be used to compare different belt conveyor system designs, at the first stage of any transport project.

* Maden Y. Müh., Enerji ve Tabii Kayn. Bakanlığı, Maden Dairesi Başkanlığı Beştepe/Ankara
** Yrd. Doç. Dr., H.Ü. Maden Müh. Böl.Beytepe/Ankara

1. GİRİŞ

İkinci Dünya savaşından sonra sanayinin gelişmesine paralel olarak artan hammadde ihtiyacının büyük bir kısmının karşılandığı madencilik sektörü günümüzde büyük boyutlara ulaşmıştır. Gelişmiş sanayiye sahip ülkelerdeki kolay işletilebilir yüksek tenörlü cevher yataklarının tükenmesi, bu ülkeleri daha düşük tenörlü ve daha derinlerde bulunan cevherleri işleme almaya zorlamıştır (Chadwick, 1988, Harder, 1989). Bu olay, cevherin cıkarıldığı yerden işleneceği veya kullanılacağı yere kadar taşınması için gerekli olan maliyetin de yüksek seviyelere çıkmasına neden olmuştur.

1960'lı yıllarda taşıma maliyetinin toplam cevher maliyeti içerisindeki payı %40 civarlarında iken günümüzde bu değer %70 seviyelerine kadar yükselmiş durumdadır (Şentürk, 1989) (Şekil -1). Bu durum, taşıma sisteminde yapılacak optimizasyon ile taşınan ürünün maliyetinde daha fazla tasarruf sağlanacağını göstermektedir.



Şekil-1: Taşıma maliyetinin toplam cevher maliyeti içerisindeki payı (Sentürk, 1989)

Dünya madenciliğinde taşıma sistemi olarak demiryolu, kamyon, havai hat, boru hattı ve band konveyör kullanılmaktadır. Demiryolu taşımacılığında %2 - 4 ve kamyon taşımacılığında % 10 - 12' lik eğimlere kadar ekonomik olarak çalışılabilmesine karşılık band konveyör taşımacılığında % 33' lük eğimlere kadar ekonomik olarak çalışılabilmektedir. Yüksek eğim, arazi şartlarına daha kolay uyum gösterebilme ve yüksek kapasitelerde daha ekonomik olarak kullanılabilme durumu, band konveyör taşıma sisteminin yaygın olarak kullanılmaya başlamasının en önemli nedenleri olarak görülmektedir.

1970' li yıllarda 1.500 mm olan band genişliğinin günümüzde 3.200 mm' ye çıkması band konveyörlerin taşıma kapasitelerini de 15.000 t/h den 37.500 t/h' e çıkarmıştır. Bu gelişmelerle taşıma hızı 7.5 m/sn' ye kadar yükselmiş durumdadır (Torner, 1989).

Band konveyör taşımacılığının maden işletmeciliğinde ön plana geçmesi, band konveyör sisteminin optimum bir şekilde tasarımı sorununu da beraberinde getirmiştir. Band konveyör taşımacılığının tasarımı oldukça karmaşık birçok hesaplamayı gerektirmektedir. Klasik yöntemlerle yapılan band konveyör tasarımında, hem çok zaman almakta hem de yanlış yapma olasılığı olmakta idi. Ancak günümüzde bilgisayar simülasyon yöntemlerinin band Konveyör tesisi tasarımında yaygın olarak kullanılmaya başlanması ile hata olasılığı azalmakta ve zamandan da büyük tasarruf sağlanmaktadır. Bu makalede band konveyör taşımacılığının optimum bir şekilde tasarımı için geliştirilen bir bilgisayar programı hakkında bilgi verilecektir.

2. PROGRAM GELİŞTİRME

Band konveyör tesisinin optimum şartları, tasarım aşamasında ve/veya tesisin çalışması sırasında belirlenmektedir.

Tasarım aşamasında band konveyör tesisinin büyüklüğüne, taşıma eğimine, taşınacak malzemenin cinsine karar vermek gerekmektedir:

- Uzun taşıma mesafelerinde tek bir band konveyör hattı mı, yoksa değişik mesafelerde bir kaç adet band konveyör hattından oluşan sistem mi kullanılmalı ?

- Kurulacak band konveyör tesisinin boyutları ne kadar olmalıdır ?

Bu tür sorulara tasarım aşamasında optimizasyon yapılarak karar verilebilmektedir.

Band konveyör tesislerinin tasarımında bağımlı ve bağımsız değişkenler arasında matematiksel bir bağıntının oluşturulmasıyla yapılan teorik simulasyon modelleri kullanılmaktadır.

Simulasyon (benzetişim), bilgisayar kullanarak matematiksel bir model yardımıyla gerçek sistemin temsil edilmesine ve farklı işletim koşuları altında tesisin ve/veya tesisi oluşturan birimlerin incelenmesine olanak sağlayan sayısal bir yöntemdir.

Band konveyör tesisinin simulasyonunun yapılabilmesi için oluşturulan modelin, yıllık çalışma süresi, taşıma kapasitesi, taşıma hızı, malzeme kabarma katsayısı gibi işletim değişkenleri ve ekipman boyutları gibi tasarım değişkenlerindeki değişmelere karşı, sistemin belirlenmiş bağımlı değişkenlerinin tanımlaması gerekmektedir.

Yapılan bu çalışmada, önce simulasyonu yapılacak band konveyör tesisinin bağımlı değişkenleri:

- Motor güçleri,
- Motor ilk hareket faktörü,
- Motor gücü dağılımları,
- Band emniyet katsayısı,
- Tambur çapları,
- Taşıma maliyetidir.

Bağımlı değişkenlerin hesaplanmasında kullanılacak bağımsız değişkenler ise;

- Yıllık çalışma süresi,
- Yıllık taşınacak miktar,
- Taşınacak malzemenin kabarma katsayısı,
- Maksimum taşıma hızı,
- Sistem için gerekli toplam motor gücü,
- Harekete geçme ve frenleme süresi,
- Gerdirme kuvveti,
- Tamburlar arası uzaklık ve tamburun kotu,
- Yükleme durumu,
- Malzemenin yoğunluğu ve dinamik şev açısı
- Malzemenin sınıflandırılmış olup olmadığı,
- Rulo grupları arasındaki mesafeler,
- Bandın tambura sarılma açısı,
- Fren, sıyırıcı, silici, dökücü sayısı,
- Malzemenin band üzerine yüklenme hızı,

- Bandın özellikleri ve boyutları,
- Taşıyıcı ve dönüş rulolarının özellikleri ve boyutları,
- Rulmanların özellikleri ve boyutları,
- Kullanılan band konveyör parçalarının birim fiyatı

olarak belirlenmiştir.

3.BİLGİSAYAR PROGRAMI

Yapılan modellemede kullanılan matematiksel ifadeler DIN 22101 Alman Endüstri Standardından alınmış ve FORTRAN 77 programlama dili ile yazılmış, BELTCON adı verilen bir bilgisayar programı geliştirilmiştir (Tunç, 1990). Bu programın akım şeması Şekil - 2' de verilmiştir.

3.1. Simulasyonda kullanılan Matematiksel İfadeler :

Band konveyor tesislerinin simulasyonunda bağımlı ve bağımsız değişkenler arasında matematiksel bağıntıların oluşturulmasıyla yapılan teorik modeller kullanılmaktadır.

Band konveyör tesisinin simulasyonunun yapılabilmesi için oluşturulan modelde aşağıdaki matematiksel ifadeler kullanılmıştır.

--- Malzemenin band üzerindeki yayılmış genişliği (b):

$$b = 0.9 \times B - 0.05 \quad (m)$$

--- Band konveyörün taşıma kapasitesi (Q) :

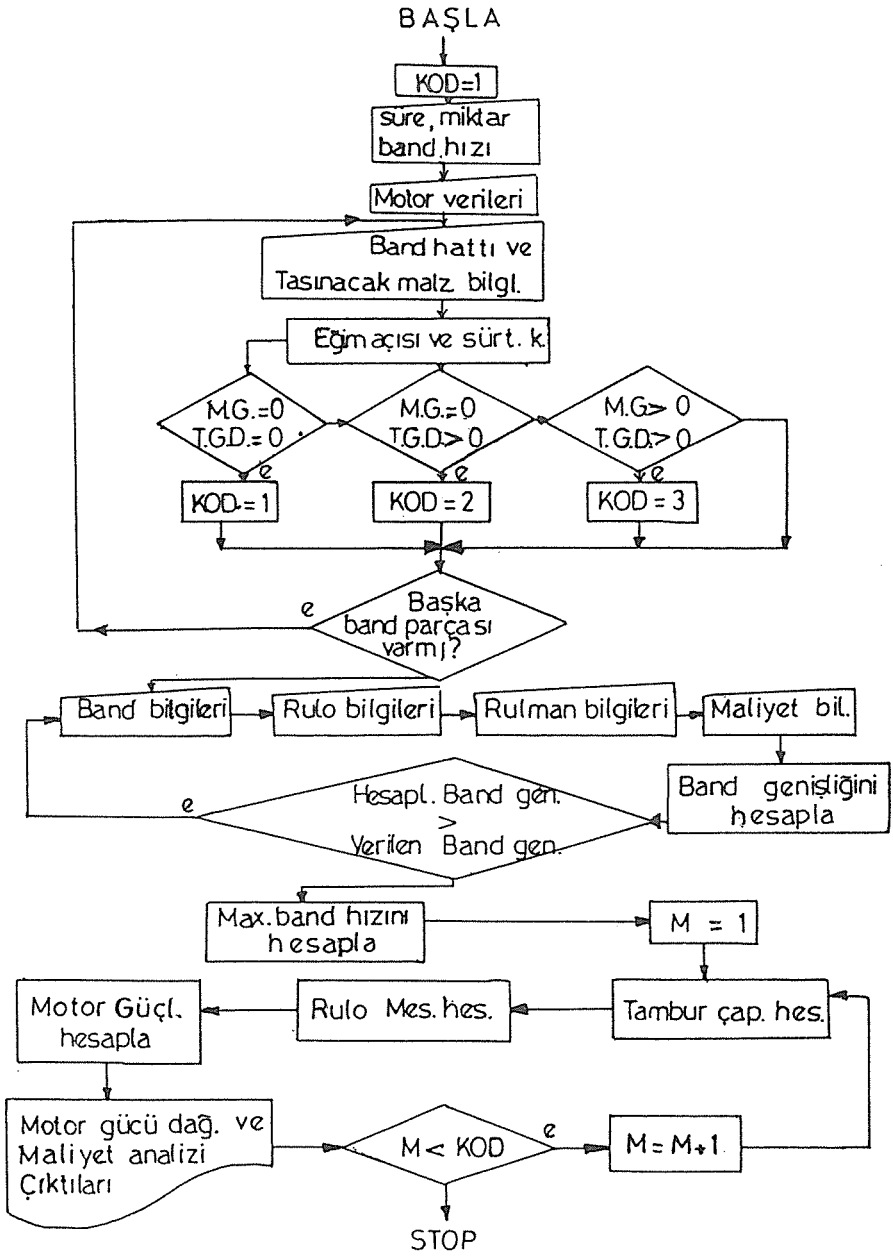
$$Q = 3600 \times V \times F \times X \times k \quad (t/h)$$

--- Kullanılması gerekli banddaki doku katı sayısı (z) :

$$z = \frac{T_m \times S}{B \times K_Z} \quad (adet)$$

--- Rulo grupları arasındaki mesafe (L_T) :

$$P > \frac{L_T \times (G_B \times G_G)}{0.16}$$



Şekil-2 BELTCON Genel Akım Şeması (M.G.: Motor Gücü, T.G.D.: Tahrik Tamburu Güç Dağılımı) (Tunç, 1990)

--- Tahrik tamburu için gerekli olan güç (N) :

$$N = \frac{C.f.L}{367} \times (3.6xqxVxQ) + \frac{Q \times H}{367}$$

--- Banddaki etken çekme kuvveti (P) :

$$P = C.f.L\,((G_G + 2G_B).\cos\delta + G_{RO} + G_{RU}) + H.G_G \quad (daN)$$

--- Bandın hareket etmesi için gerekli denge koşulu :

$$T_1 / T_2 = e^{\mu\alpha}$$

3.2. Veri Girişi :

Band konveyör taşıma sisteminin optimizasyonu amacına yönelik geliştirilen bilgisayar programında kullanılan veriler 7 grupta toplanmıştır. Birinci grupta band konveyörün çalışma süresi (h/yıl), taşıma miktarı (m^3) , malzeme kabarma katsayısı ve uygulanacak maksimum taşıma hızı (m/sn) yer almaktadır.

İkinci grupta band konveyör tesisinde kullanılan motorun özellikleri hakkında bilgiler yer almaktadır.

Üçüncü grupta band konveyör hattı, tambur sayısı kadar parçalara ayrılmakta ve bu parçalar için ; Tamburlar arası mesafe (m), tamburların kotu (m), yükleme durumu (%), taşınan malzemenin özellikleri, bandın tambur üzerine sarılma açısı (°), tahrik tamburu sayısı, tambur ile band arasındaki sürtünme katsayısı, fren, sıyırıcı, silici ve dökücü sayısı, ilk hız gibi değerler ayrı ayrı girilmektedir.

Bu grupta girilen veriler arasında gerdirme ünitesinin hangi band hattında bulunacağını veya band hattının sonu olup olmadığını kontrol etmek amacıyla kontrol değişkenleri de yer almaktadır.

Dördüncü grupta band konveyör tesisinde kullanılan bandın özelliklerini içeren bilgiler yer almaktadır. Beşinci grupta band konveyörde kullanılan taşıyıcı ve dönüş rulolarına ait bilgiler, altıncı grupta alt ve üst rulolardaki rulmanlara ait bilgiler bulunmaktadır.

Yedinci ve son grupta ise maliyet analizi için maliyet verileri yer almaktadır. Bunlar, band konveyör sisteminde kullanılacak bütün parçaların birim fiyatlarını kapsamakta ve programa, maliyet analizi yapılmak istendiği zaman girilmektedir.

3.3. Program Çıktısı :

Geliştirilen bu programda, çeşitli çalışma durumlarına göre tahrik motorlarının optimum gücünü saptamak ve böylece ekonomik bir taşıma sistemi projelendirmek amaçlanmıştır.

Programda tahrik motorlarının güç dağılımı, band konveyörün 8 farklı durumu için hesaplanmaktadır:

1. Yüksüz olarak hareketsiz durma
2. Yüklü olarak hareketsiz durma
3. Yüksüz hareket
4. Yüklü hareket
5. Yüksüz olarak harekete başlama
6. Yüklü olarak harekete başlama
7. Yüksüz olarak frenleme
8. Yüklü olarak frenleme

Bunlar içerisinde en fazla güce ihtiyaç duyulan, yüklü olarak harekete başlama durumu, band konveyör tesisi için gerekli toplam motor gücünü belirlemektedir.

Programda, yukarıda belirtilen durumlar için gerekli motor güçleri üç değişik yöntemle bulunmaktadır. Birinci yöntemde band tesisi için öngörülen motor gücü dağılımı ve toplam motor gücü verilmeden (KOD=1), tahrik tamburlarındaki ideal motor gücü dağılımları bulunmaktadır. KOD=2 ve KOD=3 durumlarında ise sistemin motor gücü dağılımı da verilerle birlikte girilerek ideal sistem ile karşılaştırma yapılmaktadır.

Programda, tasarlanan band konveyör tesisinin şekline göre farklı kapasitelerde birden fazla malzeme nakliyatı için de hesaplama yapılabilmektedir. Ayrıca band konveyör ile taşınacak malzemelerin tamamı, band üzerine tek bir noktadan yüklenebilmesi durumu dışında, birden fazla yerden de yüklenme durumu göz önüne alınarak hesaplama yapılabilmektedir. Şekil - 3'de üç değişik malzeme taşıyabilmek için tasarlanmış ve bu üç değişik malzemenin de band üzerine birden fazla yükleme noktasından yüklendiği band konveyör tesisi görülmektedir.

Program yardımıyla ayrıca tasarlanan band konveyör tesisinin verilen çalışma süresi ve taşıma hızına bağlı olarak maksimum kapasitesi bulunabilmektedir. Programın bu yönü ile, tasarlanan band tesisinin üretimde zamana bağlı olarak meydana gelebilecek artışları karşılayıp karşılayamayacağı kontrol edilmektedir.

Programın son bölümünde ise isteğe bağlı olarak maliyet analizi yapılmaktadır.

3.4. Örnek Hesaplama :

Maden işletmeciliğinde band konveyör taşıma sisteminin optimizasyonuna yönelik geliştirilen bilgisayar programında örnek hesaplama yapabilmek amacıyla O.A.L Çayırhan İşletmesinde kullanılan 1800 m. uzunluğundaki band konveyöre ait bilgiler karşılaştırmalı hesaplamada kullanılmıştır.

Çayırhan işletmesinde kullanılan band konveyörün tasarımı Çizelge-5 deki şekilde gösterilmiştir. Buradan elde edilen bilgiler ışığında çalıştırılan bilgisayar programında kullanılan veriler ve elde edilen sonuçlar ise aşağıda verilmiştir.

Çizelge - 1'de, projelendirilen band konveyör sisteminin güzergah ve tambur bilgileri verilmiştir.

Simulasyon işlemi sonucunda çeşitli çalışma durumlarına göre, band konveyör sistemi için kullanılması gerekli motor güçleri Çizelge -2 'de verilmiştir. Çizelgeden de görüleceği gibi yüklü olarak hareket başlama durumunda en fazla güç kullanılmaktadır. Sistemin yüklü olarak harekete geçmesi için x motor faktörü, 1.327 olmaktadır. Bu değer Çayırhan'da kullanılan band konveyör sisteminde 1.4 olup 320 kW' lık toplam motor gücü uygulanmaktadır.

Sistemde kullanılması gerekli tambur çapları ve motor gücü dağılımları ise Çizelge-3'de görülmektedir. Buna göre tahrik tamburlarının çapı 1000 mm, dönüş tamburlarının çapı 800 mm ve saptırma tamburlarının çapı 500 mm olarak belirlenmiş olup tahrik tamburlarındaki optimum motor gücü dağılımları ise Çizelge - 5' deki şekile göre I. tambur için % 75.94, V. tambur için % 24.06 olmaktadır. Buna göre seçilmesi gerekli motor gücü 3x110 kW olması gerekmektedir. Çayırhan işletmesinde kullanılan motor gücü dağılımı ise I. tambur için % 50, V. tambur için % 50 olmakta ve 2x160 kW motor gücü ile çalışılmaktadır.

Band emniyet katsayısı ise harekete geçmede 5.99 ,çalışmada ise 7.40 olarak bulunmuştur.

Band konveyör tesisi için ilave motor güçlerine karşılık gelen ve band konveyör uzunluğuna bağlı C katsayısı ise bu sistem için 1.049 olarak alınmış olmasına karşın 1.029 olarak hesaplanmıştır.

Sistemin maksimum taşıma kapasitesi ise yaklaşık 6.545.000 m^3/yıl olarak hesaplanmıştır.

Simulasyonla elde edilen sonuçların, Çayırhan'daki değerler ile karşılaştırması Çizelge - 4 'de verilmiştir.

Çizelge - 1 : Projelendirilen Band Konveyör Sisteminin Güzergah ve Tambur Bilgileri.

TAŞIMA SAHASI, MALZEME YÜKLEME VE BOŞALTMA FONKSİYONU OLARAK PROJELENDİRİLEN BAND TAŞIMA SİSTEMİNİN TANIMI

NO	BANDPARCASI(m)	RAKIM(m)	KOTFARKI(m)	EĞİMAÇISI( )	YÜKDAĞIL.	BAND UZUN(m)	MU	TAMBUR	ALFA	GÜÇ DAĞIL.	TAHRİK
1	1775.0	10.5	1.0	.0	-100.0	1775.00	.35	A	200.0	50.00	1
2	25.0	10.0	.5	1.1	.0	25.01	.10	-	.0	.00	0
3	-2.0	9.5	.5	14.0	.0	-2.06	.35	U	200.0	.00	0
4	-1500.0	10.5	-1.0	.0	.0	-1500.00	.35	K	14.1	.00	0
5	30.0	10.3	.2	.4	.0	30.00	.35	U	210.0	.00	0
6	-50.0	10.5	-.2	-.2	.0	-50.00	.35	U	210.0	.00	0
7	3.0	10.9	-.4	-7.6	.0	3.03	.35	A	200.0	50.00	1
8	-281.0	11.5	-.6	-.1	.0	-281.00	.35	U	210.0	.00	0
	-----					--------				------	--
	.0					3666.10				100.00	2

Çizelge - 2 : Band Konveyör Sistemi İçin Kullanılması Gerekli Motor Güçleri

I. BAND TESİSİ YÜKSÜZ OLARAK HAREKETSİZ DURDUĞUNDA
BAND ÇEKME KUVVETİ FU(1)= 0. daN VE MOTOR GÜCÜ PU(1)= 0. kW OLMASI,BAŞYUKARI TAŞIMA POZİSYONUNDA DİRENÇLERLE DURMASI HALİ GÖZ ÖNÜNE ALINDIĞINDA BULUNUYOR.

II. BAND TESİSİ YÜKLÜ OLARAK HAREKETSİZ DURDUĞUNDA
BAND ÇEKME KUVVETİ FU(2)= 0. daN VE MOTOR GÜCÜ PU(2)= 0. kW OLMASI,BAŞYUKARI TAŞIMA POZİSYONUNDA DİRENÇLERLE DURMASI HALİ GÖZ ÖNÜNE ALINDIĞINDA BULUNUYOR.

III. BAND TESİSİNİN SABİT OLARAK BOŞ HAREKETİNDE
BAND ÇEKME KUVVETİ FU(3)= 5644. daN VE MOTOR GÜCÜ PU(3)= 147. kW OLMASI,BAŞASAĞI TAŞIMA POZİSYONUNDA REST DİRENÇLER VE KOT İÇİN GEREKLİ MOTOR GÜCÜ OLMASI HALİNDE

IV. BAND TESİSİNİN SABİT OLARAK YUKLU HAREKETİNDE
BAND ÇEKME KUVVETİ FU(4)= 12115. daN VE MOTOR GÜCÜ PU(4)= 316. kW OLMASI,BAŞASAĞI TAŞIMA POZİSYONUNDA REST DİRENÇLER VE KOT İÇİN GEREKLİ MOTOR GÜCÜ OLMASI HALİNDE

V. BAND TESİSİNİN BOŞ OLARAK HAREKETE BAŞLAMA DURUMUNDA
BAND ÇEKME KUVVETİ FU(5) = 7083. daN VE MOTOR GÜCÜ PU(5)= 185. kW OLMASI,BAŞYUKARI TAŞIMA POZİSYONUNDA SÜRTÜNME, HIZLANMA VE KOT FARKINDAN DOĞAN DİRENÇLER İÇİNGEREKLİ MOTOR GÜCÜNÜN BULUNMASI HALİNDE

VI. BAND TESİSİNİN YÜKLÜ OLARAK HAREKETE BAŞLAMA DURUMUNDA
BAND ÇEKME KUVVETİ FU(6) = 16074. daN VE MOTOR GÜCÜ PU(6)= 419. kW OLMASI,BAŞYUKARI TAŞIMA POZİSYONUNDA SÜRTÜNME, HIZLANMA VE KOT FARKINDAN DOĞAN DİRENÇLER İÇİNGEREKLİ MOTOR GÜCÜNÜN BULUNMASI HALİNDE

VII. BAND TESİSİNİN BOŞ OLARAK FRENLENMESİ DURUMUNDA
BAND ÇEKME KUVVETİ FU(7) = 0. daN VE MOTOR GÜCÜ PU(7) = 0. kW OLMASI,FRENLEMEDEN MOMENT BRM(7)= 0. daN
RLST DİRENÇLERDEN MEYDANA GELMEKTEDİR.FRENLEME ZAMANI TBR(7)= 8. SANİYEYE DÜŞÜRÜLMÜŞTÜR.

VIII. BAND TESİSİNİN YÜKLÜ OLARAK FRENLENMESİ DURUMUNDA
BAND ÇEKME KUVVETİ FU(8) = 0. daN VE MOTOR GÜCÜ PU(8) = 0. kW OLMASI,FRENLEMEDEN MOMENT BRM(8)= 0. daN
RLST DİRENÇLERDEN MEYDANA GELMEKTEDİR.FRENLEME ZAMANI TBR(8)= 10. SANİYEYE DÜŞÜRÜLMÜŞTÜR.

KOD= 1 İÇİN X MOTOR FAKTÖRLERİ

1. BOŞ HAREKETE BAŞLAMADA 1.255
2. YÜKLÜ HAREKETE BAŞLAMADA 1.327 OLARAK BULUNMUŞTUR.

Çizelge - 3 : Projelendirilen Sistemde Kullanılması Gerekli Tambur Çapları ve İdeal Motor Gücü Dağılımı.

PLANLANAN TAŞIMA SİSTEMİNDE KULLANILMASI GEREKLİ TAMBUR ÇAPLARI VE MOTOR GÜCÜ DAĞILIMLARI

BÖLÜM NO	YOL PARÇASI (m.)	KOT FARKI (m.)	YÜK %'si	BAND UZUNLUĞU (m.)	TAMBUR CEŞİDİ	TAMBUR ÇAPI (mm)	SARILMA AÇISI	GÜÇ %'si
1	1775.6	10.5	-100.0	1776.75	A	1000.0	200.00	75.94
2	25.0	10.0	.0	25.01		.0	.00	.00
3	-2.0	9.5	.0	3.46	U	800.0	200.00	.00
4	-1500.0	10.5	.0	1500.06	K	500.0	14.07	.00
5	30.0	10.3	.0	31.47	U	800.0	210.00	.00
6	-50.0	10.5	.0	51.47	U	800.0	210.00	.00
7	3.0	10.9	.0	4.77	A	1000.0	200.00	24.06
8	-281.0	11.5	.0	282.47	U	800.0	210.00	.00
TOPLAM :	.0			3675.44				100.00

TAMBURLARA SARILMA NEDENİYLE GEREKLİ BAND UZUNLUĞU = 9.35 m. dir.

AÇIKLAMA

A : TAHRİK TAMBURU

U : DÖNÜŞ TAMBURU

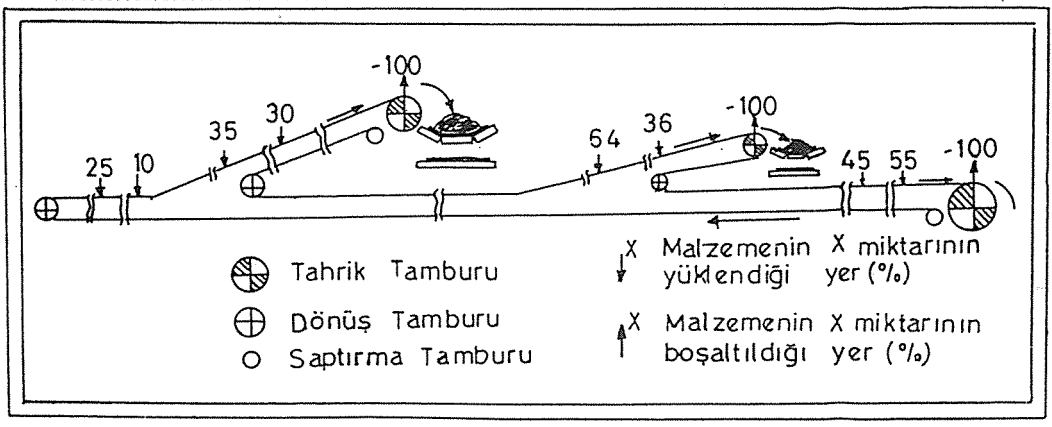
K : SAPTIRMA TAMBURU

PLANLANAN BAND TAŞIMA SİSTEMİNDE KOD=1 DEĞERİ İÇİN AŞAĞIDAKİ BÜYÜKLÜKLER BELİRLENMİŞTİR.

EMNİYET KATSAYISI, HAREKETE GEÇMEDE 5.99 , ÇALIŞMADA İSE 7.40 OLMAKTADIR.

ÖN GERDİRME KUVVETİ İŞLETME DURUMUNA BAĞIMLI BULUNMAKTADIR.
GERDİRME İSTASYONU 5.BAND PARÇASINDAKİ TAMBURA BAĞLANMIŞTIR.

PLANLANAN BAND KONVEYÖR TESİSİ İÇİN HESAPLANAN C = 1.029 DEĞERİNE KARŞILIK C DIN = 1.049 DEĞERİ TABLODA GÖRÜLMEKTEDİR.



Şekil-3: Farklı noktalardan farklı miktarlarda malzemenin yüklenebildiği band konveyör sistemi.

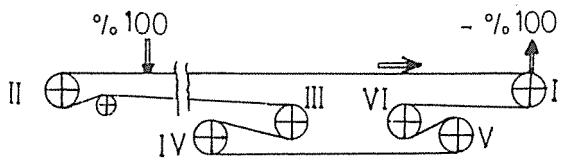
Çizelge-4 : Simulasyon ile bulunan bağımlı değişkenlerin Çayırhan' dan alınan değerlerle karşılaştırılması

Bağımlı Değişkenler	Simulasyonla Hesaplanan	Çayırhan'da Kullanılan
Motor Gücü (kW)		
Hesaplanan	316	314
Kullanılan	330	320
Motor Gücü Dağılımı (%)		
Tambur No I	76	50
Tambur No V	24	50
Motor ilk hareket Faktörü (X)	1.327	1.040
Emniyet Katsayısı		
Harekete Geçmede	5.99	5.89
Çalışmada	7.40	7.67
C Katsayısı	1.029	1.050
Tambur Çapları (mm)		
Tahrik Tamburu	1000	800
Dönüş Tamburu	800	630
Saptırma Tamburu	500	630

Bu verilerden yararlanılarak band konveyör sisteminde, simulasyon amacıyla farklı tamburlar, tahrik tamburu olarak değerlendirilmiş ve sonuçları Çizelge-5'de verilmiştir.

Bu çizelgeye göre en yüksek band emniyeti I. ve II. tamburların tahrik tamburu olarak kullanılması ile en düşük band emniyeti ise tek tahrik tamburu kullanılması halinde elde edilmektedir. Buna göre band konveyör sisteminin I. ve II. tamburların tahrik tamburu olarak kullanılması ile emniyetli çalışma sağlanacağı ve mevcut sisteme göre daha az band yıpranması ile birlikte, işletme maliyetinin azalacağı sonucuna varılmaktadır.

Çizelge - 5 : Çayırhan (OAL)'da kullanılan 1800 m'lik band konveyörün çeşitli motor gücü dağılımlarına göre emniyet katsayıları (SA :Harekete geçmede SB : Normal çalışmada)



TAMBUR NUMARALARINA GÖRE MOTOR GÜCÜ DAĞILIMI %						EMNİYET KATSAYISI	
I	II	III	IV	V	VI	SA	SB
63.08	8.33	1.99	6.11	-	20.15	7.48	9.50
63.13	8.43	2.35	-	5.57	20.52	7.48	9.51
62.99	8.34	2.07	6.40	20.21	-	7.48	9.50
63.09	8.03	0.84	1.97	5.56	20.51	7.45	9.47
76.18	-	-	-	23.82	-	5.89	7.61
68.81	-	0.86	2.09	6.01	22.22	6.88	8.80
100.00	-	-	-	-	-	5.18	6.83
63.21	8.69	-	1.97	5.57	20.54	7.47	9.49
69.17	30.83	-	-	-	-	**7.65**	**9.75**
-	8.25	1.87	5.72	17.95	66.21	7.27	9.26
-	13.54	-	20.29	66.17	-	7.42	9.43
-	13.03	19.65	-	-	67.33	7.48	9.50
-	9.65	-	5.74	18.04	66.57	7.33	9.34
-	100.00	-	-	-	-	5.18	6.83
-	-	1.99	6.19	19.57	72.25	6.70	8.59
-	-	23.77	-	76.23	-	6.66	8.53
-	-	21.93	78.07	-	-	6.59	8.45
-	-	-	-	21.30	78.70	6.64	8.52
-	-	-	-	100.00	-	5.18	6.83
-	-	-	23.97	-	76.03	6.82	8.72

4. SONUÇ

Yapılan bu çalışmada, bir band konveyör tesisinin tasarımına temel teşkil edecek bilgilerin elde edilmesi amaçlanmıştır. Bu amaçla geliştirilen bilgisayar programı sonucunda band konveyör tasarımına yardımcı olacak çeşitli bilgiler elde edilmektedir. Bunlar;

- Verilen band konveyör güzergahının durumuna göre oluşacak band çevre kuvvetlerinin belirlenmesi,
- Band konveyör tesisi için gerekli toplam motor gücünün belirlenmesi,
- Band konveyör tesisi için ideal motor gücü dağılımının belirlenmesi,
- Band konveyör tesisinin taşıma kapasitesinin hesaplanması,
- Bandın emniyet katsayısı,
- Rulo grupları arasındaki mesafelerin belirlenmesi,
- Tambur çaplarının hesaplanması,
- İdeal motor gücü dağılımına göre tahrik tamburları için gerekli motorların piyasada bulunan motorlara göre seçilmesidir.

Band konveyör tesisinde, tahrik tamburları için kullanılacak motor güçlerinin ideal olarak dağılımlarının bulunması ile, kullanılacak bandın ömrü artacak ve emniyetli bir çalışma sağlanacaktır. Böylece işletme masraflarında da, band yıpranmasının az olması ile tasarruf sağlanacaktır.

Kapalı maden işletmeciliğinde uzunayak sistemiyle çalışan ocaklarda birkaç ayaktan gelen malzemelerin ve açık maden işletmeciliğinde de birkaç döner kepçeli ekskavatör'den gelen malzemelerin bir band konveyör ile taşındığı sistemler yaygın olarak kullanılmaktadır. Bu nedenle; band konveyör hattı boyunca istenilen noktalardan istenilen miktarda ve farklı özelliklere sahip malzemenin band üzerine beslenebilmesi durumu da göz önüne alınarak bağımlı değişkenlerin belirlenebilmesi bu programı daha kullanışlı duruma getirmektedir.

Diğer bir önemli sonuç da tasarlanan tesisin maksimum kapasitesinin belirlenmesidir. Böylece tasarlanan tesisin, taşıma kapasitesinde meydana gelebilecek artışları karşılayıp karşılayamayacağı kontrol edilmektedir. Taşıma kapasitesinin, hızın artışına bağlı olarak artacağı düşünülürse de, hızın da malzemenin özelliklerine bağlı olarak değiştiği göz önünde tutulması gereken bir gerçektir. Bu nedenle band konveyörün tasarımı aşamasında hızın ancak belirli bir noktaya kadar artırılabileceği unutulmamalıdır.

Bilgisayar programı yardımıyla gerektiğinde bir taşıma maliyeti analizi yapılarak, cevherin TL/t.km maliyeti belirlenebilmektedir.

Geliştirilen bu bilgisayar programı, maden işletmeleri, cevher hazırlama tesisleri ve diğer alanlarda;

- Kurulacak band konveyör tesisinin değerlendirilmesinde,
- Alternatif band konveyör tasarımlarının karşılaştırılmasında,
- İşletme değişkenlerinin değişmesiyle tesiste meydana gelebilecek değişmelerir değerlendirilmesinde,
- Ekipman ve işletme maliyetlerinin tahmin edilmesinde

kullanılacak ve bu bilgilerin sağlıklı bir şekilde elde edilmesini sağlayacaktır.

5. MAKALEDE KULLANILAN DEĞİŞKENLER

B : Band genişliği (m)
V : Band hızı (m/sn)
F : Band üzerindeki malzemenin kesit alanı (m^2)
γ : Taşınan malzemenin yoğunluğu (t/m^3)
k : Eğime bağlı katsayı
T_m : Banddaki maksimum çekme kuvveti (N)
S : Band emniyet katsayısı
K_Z : Band dokusunun emniyetli çekme gerilmesi (N/mm/tabaka)
P : Banddaki etken çekme kuvveti (daN)
L_T : Taşıyıcı rulo grupları arasındaki mesafe (m)
G_B : Bandın birim uzunlugunun ağırlığı (Kg/m)
G_G : Taşınan malzemenin birim uzunluğa düşen ağırlığı (Kg/m)
G_{RO}: Üst taşıyıcı rulo gruplarının birim ağırlığı (Kg/m)
G_{RU}: Alt taşıyıcı rulo gruplarının birim ağırlığı (Kg/m)
C : Band konveyör uzunluğuna bağlı katsayı
f : Rulo yataklarının sürtünme katsayısı (0.015 - 0.04)
L : Band konveyör uzunluğu (m)
q : Band konveyörde hareket eden parçaların birim ağırlığı (Kg/m)
δ : Band konveyörün eğimi (derece)
H : Malzemenin yüklendiği yer ile boşaltıldığı yer arasindaki kot farkı (m)
μ : Band ile tambur arasındaki sürtünme katsayısı
α : Bandın tahrik tamburuna sarılma açısı

6. KAYNAKLAR

Chadwick, J. , 1988, U.S. Cooper comeback, International Mining, 5, 4, pg 14-2

Harder, P.B., 1989, High Powered Engines for Bingham Canyon's trucks, International Mining, 6,2, pg 9-11

Şentürk, A. , 1989, Açık işletme kamyon taşımacılığında bilgisayar ile kapasite ve maliyet hesaplamaları, Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 11. Kongresi, Ankara, s. 21-33

Torner, L. , 1989, Aplication of belt conveyor techology worldwide, Word Mining Equipment, 13, 5, pg. 39-47

Tunç, M., 1990, Band Konveyör Tasarımında Bilgisayar Uygulamaları, H.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü, Yüksek Mühendislik Tezi, 75 s.

BİLGİSAYAR PROGRAMI KULLANARAK KESİT YÖNTEMİYLE REZERV TAHMİNİNİN HÜSAMLAR KÖMÜR SAHASINA UYGULAMASI

ESTIMATION OF COAL RESERVE IN HÜSAMLAR FIELD WITH A COMPUTER PROGRAMME USING CROSS-SECTION TECHNIQUE

Erkan ÇETİNER *
İbrahim ONUR **

ÖZET

Bu çalışmada, maden modellemesi için hazırlanan MADMOD isimli bilgisayar programının rezerv hesabı kısmı, önceden üzerinde rezerv hesabı çalışmaları yapılan Hüsamlar (Aydın) Linyit sahasına uygulanmış ve sonuçların bir karşılaştırması sunulmuştur.

ABSTRACT

In this study, ore reserve estimation part of a mine modelling computer programme called as MADMOD has been executed for Hüsamlar (Aydın) coal field which has been estimated with a few methods before, and a comparison of the results has been submitted.

* Arş. Gör. H.Ü. Zonguldak Müh. Fak.Maden Müh. Böl., Zonguldak
** Yrd. Doç. Dr. H.Ü. Zonguldak Müh. Fak. Maden Müh. Böl., Zonguldak

1. GİRİŞ

Her madencilik faaliyetinin planlanmasındaki ilk adım, ya toplam maden rezervinin yada en azından madencilik çalışmalarının başlamasını garanti eden yeterli rezervin belirlenmesidir. Bu işlem, o sahada madencilik yapılıp-yapılmayacağının, madencilik yapılacaksa düşünülen yatırımların ve planların belirlenmesinde önemli rol oynar. Bir madenin bulunup çıkarılmasından, kapanmasına kadar olan ömrünün bütün safhaları süresince miktarı, kalitesi ve ticari durumu hesaplanır, kontrol edilir. Kazıda ve üretimdeki verim doğru rezerv hesaplaması olmadan olanaksızdır.

Rezerv hesaplamaları için gerekli veriler yapılan sondajlardan elde edilirler. Detaylı ve verimli bilgi temini için çok sayıda sondaj yapılmalıdır. Sondaj sayısının artmasıda beraberinde veri artışını getirir. Bu verilerin dizayn amaçları için sayısal mühendislik parametreleri olarak işlenmeleri ve hesaplanmaları epeyce zaman aldığından, günümüzde matematiksel bilgisayar yöntemleri ile çözüm bütünüyle tercih edilmektedir (Haycocks ve diğ., 1975; Popoff, 1966).

Bilgisayar kullanmanın avantajı sadece büyük ölçüde zaman tasarrufu değildir. Bunun yanında şu avantajları da sayılabilir:

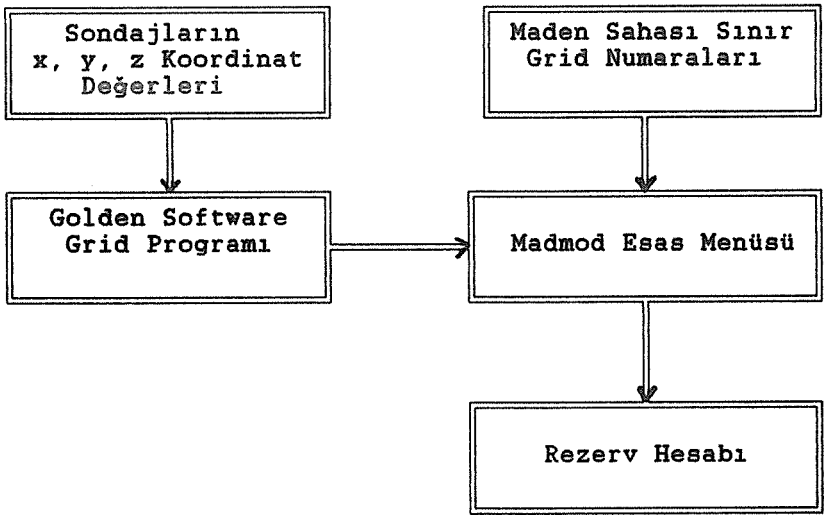
- Performans Sürekliliği: 24 saat aynı verimle çalışabilme, işyerindeki problemlerden etkilenmeme,
- Netice sabitliği: Hesapların tekrar tekrar elden geçmesinde unutmak, gözden kaçırmak gibi hataların olmaması,

- Bilgi aktarımı ve depolaması: Oldukça fazla verilerin kolayca işlenmesi, değiştirilmesi, başka yerlere aktarılması,
- Döküman: Kolayca verilerin, sonuçların dökümanlarının alınması ve ayrıca istenilen verilerin grafik çizimleri gibi olanakların bulunması (Çetiner, 1988).

Gerek metal madenciliğinde gerekse kömür madenciliğinde cevher rezerv tahmini için birçok istatiksel yöntemler geliştirilmiş ve bu konuda değişik bilgisayar programları yazılmıştır. Kömür yatakları dengeli olup metal yatakları gibi karmaşık bir yapıya sahip olmadığından kullanılan istatistiksel yöntemler daha basittir. Ancak kömür damarlarının kimyasal ve yapısal özellikleri gibi birçok özelliğinin incelenmesi gerektiğinde daha hassas yöntemler kullanmak gerekebilir (Nasuf, 1982).

2. REZERV HESABI PROGRAMININ YAPISI

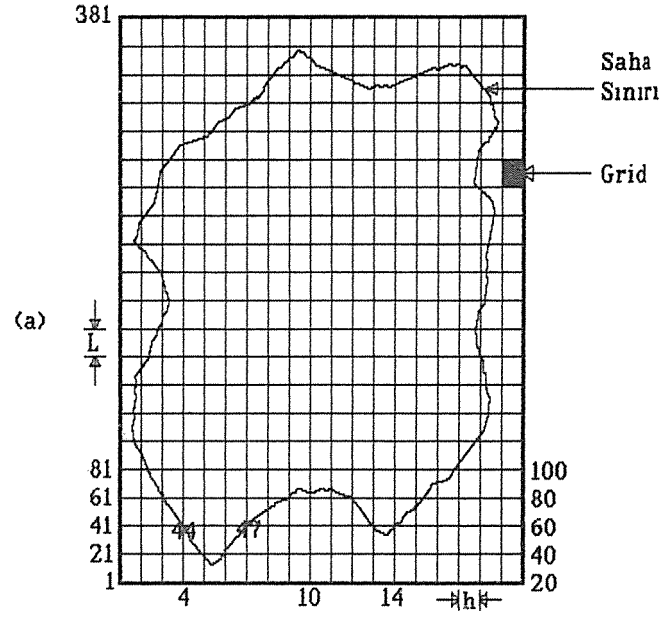
Madmod programı rezerv hesabı kısmının akış şeması şekil 1'de gösterilmiştir. Rezerv hesabının yapılması için, iki veri dosyasının hazırlanmasına ihtiyaç vardır. Bu dosyalardan biri rezerv tahmini yapılması istenilen madene ait sondajlardan elde edilen x, y, z koordinat değerlerini, diğeri ise maden sahası sınırlarını programa tanımlamak için sınır grid (ızgara) numaralarını içermektedir. İkinci dosyada dikkat edilecek nokta sahanın kaça kaç gridleneceği ve rezerv hesabı için kesitler alınacağından, herbir kesitin saha sınırını birden fazla kesip kesmediğine bakmaktır. Birden fazla kesme durumunda dosyaya kesilen her parçanın

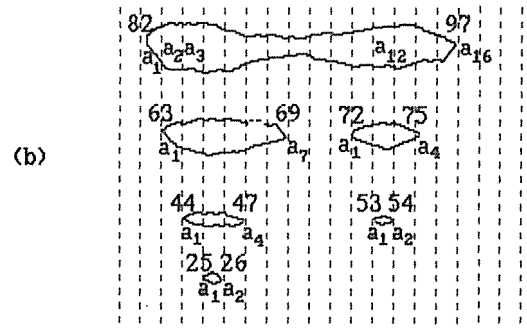


Şekil 1. Rezerv hesabı akış şeması

baş ve son grid numaraları yazılır. Eğer saha tam dikdörtgense ikinci dosyanın yazılmasına gerek yoktur. Bir sahanın gridlenmesi, sınırının tanımlanması ve dosyaya yazılması örnek olarak şekil 2a ve 2c'de gösterilmiştir.

Veri girişinden sonra, yapılan sondajların z koordinat değerleri, Golden Software firmasının Surfer paketinin Grid alt programı kullanılarak Kriging metodu ile istenilen sayıda seçilen (20*20, 25*30 gibi) gridlerin düğüm noktalarına atanır (program lineer variogram modelini kullanmaktadır (Ünal, 1991)) ve bu atanan değerler bir dosyaya yazılır. Gridleme işlemi damarın hem alt yüzeyi hemde üst yüzeyi için yapılır ve çıktıları ayrı ayrı dosyalara kaydedilir. Eğer üst yüzey dosyası doğrudan doğruya kalınlık değerlerini içeriyorsa, rezerv hesabı menüsünde yüzey sayısı için bir rakamı girilir.





(c)

```
25,26,1
44,47,2,53,54
63,69,2,72,75
82,97,1
102,118,1
```

Şekil 2. (a) Bir sahanın 20*20 gridlenmesi (b) Kesitlerin görünüşü (c) Saha sınırının dosyaya yazılması

Dosyalar hazırlandıktan sonra Madmod programı çalıştırılır. Esas menüden r harfine basılarak rezerv hesabı kısmı seçilir ve gelen rezerv menüsünden, rezerv hesabı yapılacak madenin alt ve üst yüzey gridlenmiş z kordinat değerlerinin bulunduğu dosyaların isimleri (veya kalınlık değerlerini içeren dosya ismi), saha sınırlarının düz olup olmadığı ve madenin yoğunluğu girilir. Program, bu dosyaları okur. Arazi tam bir dikdörtgen ise hemen rezerv hesabına geçer, değilse önceden bir dosyaya yazılan sınır grid numaraları program tarafından okunur ve arazinin bu gridler arasında kesitleri alınır (Şekil 2). Kesitlerin alanları Yamuk (Trapezoid) [1] ve Simpson [2] kurallarına göre ayrı ayrı hesaplanır. Simpson kuralı uygulanırken [2] nolu eşitlik kalınlıklar sayısı (n) tek ise aynen kullanılır. Eğer çift ise sondan bir önceki kalınlığa kadar kullanılır ve bu sonuca son kalan alan yamuk formülü ile ayrıca hesaplanarak eklenir. Sonra da bu kesit alanları End-Area (Son-Alan) [3] formülü kullanılarak toplanır (Popoff, 1966) ve ortalama yoğunluk ile çarpılarak toplam rezerv hesaplanır.

$$S=h*\left[\frac{(a(1)+a(n))}{2}+a(2)+a(3)+\ .....\ +a(n-1)\right] \qquad [1]$$

S: Alan (m^2)
a(1), a(2), ... , a(n): Damar kalınlıkları (m)
h: Kalınlıklar arası mesafe (sabit) (m)

$$S=\frac{h}{3}.*\ (a(1)+2*\Sigma a(tek)+4*\Sigma a(çift)+a(n)) \qquad [2]$$

S: Alan (m^2)
a(1), a(n): Kesitteki ilk ve son damar kalınlığı (m)
h: Kalınlıklar arası mesafe (sabit) (m)
Σa(tek): Tek sayılı (a(3), a(5) gibi) kalınlıklar toplamı (m)

Σa(çift): Çift sayılı (a(2), a(4) gibi) kalınlıklar toplamı (m)

$$V = (S(1) + 2*S(2) + 2*S(3) + \ldots\ldots + S(n)) * \frac{L}{2} \qquad [3]$$

V: Toplam hacim (m^3)
L: Kesitler arası mesafe (sabit) (m)
S(1), S(2), ... , S(n): Kesit alanları (m^2)

3. REZERV HESABI PROGRAMININ ARAZİ UYGULAMASI

Program, önceden üzerinde birkaç yöntemle rezerv hesabı yapılmış olan Hüsamlar (Aydın) Linyit sahası için çalıştırılmıştır. Hesaplama için saha 50*50 gridlenmiş ve kömür ortalama yoğunluğu 1.4 ton/m^3 alınmıştır. Kömürün özellikleri ve sahadaki faylar hesaplamalarda gözönüne alınmamıştır. Programın çalıştırılması sonucunda, kesit alanlarının hesabı için Trapezoid (yamuk) kuralı kullanıldığında

Çizelge 1. Rezerv sonuçlarının karşılaştırılması

Yöntemin Adı	Rezerv (Ton)	% Fark (Trap.)	% Fark (Simp.)
Üçgen Yöntemi	98 484 949	2	2
Poligon Yöntemi	97 309 245	0.8	0.7
İstatistiksel Yöntem	95 865 298	- 0.7	- 0.8
Ağırlıklı Hareket Eden Ort. Yöntemi (Pennsylvania State Univ. Programının Çıktısı)	89 600 064	- 7.2	- 7.3
Trapezoid ve End-Area Formülleri (Madmod Çıktısı)	96 537 659		
Simpson ve End-Area Formülleri (Madmod Çıktısı)	96 603 594		

96 537 659 ton, Simpson kuralı kullanıldığında ise 95 995 960 ton rezerv bulunmuştur. Bu sonuçların, aynı saha için Kaymakçı ve Onur (1990) tarafından hesaplanan rezerv sonuçlarıyla karşılaştırılması çizelge 1'de sunulmuştur.

4. SONUÇLAR

Çalışmada; Madmod programının rezerv hesabı kısmı Hüsamlar Linyit sahasına uygulanmış ve hesaplanan rezerv sonüçları, önceden aynı saha için uygulanmış klasik ve istatistiksel rezerv hesaplama yöntemleri sonuçları ile karşılaştırılmıştır. En fazla yüzde fark değeri (% -7.2), ağırlıklı hareket eden ortalamalar yöntemi sonucuna göre bulunmuştur. Üçgen, poligon ve istatiksel yöntemleri sonuçları ile uyumun ise daha iyi olduğu görülmüştür.

Sonuç olarak, küçük yüzde farkları ile sonuçların uyum içinde olması kesit alma yöntemlerini (Trapezoid ve Simpson) içeren Madmod programı rezerv hesabı kısmının kömür yataklarının rezerv tahmini için kullanılabileceğini göstermiştir.

KAYNAKLAR

Çetiner, E., 1988; "Expert Systems", "Computer Applications in Mining" Yüksek Lisans Dersi Semineri, O.D.T.Ü., Ankara Yayımlanmamış.

Haycocks, C., Vossler, D., Rahrer, M., 1975; "Computer Applications in Underground Mining Systems", Section 2, "Reserv-Coal Program", Virginia Polytechnic Institute and State University, R & D Report, No. 37.

Kaymakçı, E., Onur, İ., 1990; "Klasik ve İstatistiksel Rezerv Hesaplama Yöntemlerinin Hüsamlar Linyit Sahası için Karşılaştırılması", Türkiye 7. Kömür Kongresi, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını, s. 307-321.

Nasuf, E., 1982; "Kömür Sahalarının Bilgisayarla Değerlendirilmesi ve Muğla Sekköy Linyit Açık Ocağına Bir Uygulaması", Türkiye 3. Kömür Kongresi, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını, s. 353-363.

Popoff, C., 1966; "Computing Reserves of Mineral Deposits: Principles and Conventional Methods", Bureau of Mines IC, USA, 8283, 113 p.

Ünal, A., 1991; Kişisel Görüşme, Maden Müh. Böl., O.D.T.Ü., Ankara.

MASİF BAKIR YATAKLARINDA NUMUNE ARALIĞININ REZERV TAHMİN HATALARINA ETKİSİ

THE EFFECT OF SAMPLE SPACING ON THE RESERVE ESTIMATION ERRORS

Ercüment YALÇIN *

ÖZET

Bu çalışmada, tipik masif bakır yatakları için, rezerv, ekonomik bakır içeriği, kurtarılabilir net değer ve nihai açık işletme sınırlarının hesaplanması sırasında yapılan hata miktarına numune sayısının etkisi araştırılmıştır.

Numune sayısı ile tahmin hatası arasındaki ilişki incelenmiş ve hata alt ve üst sınırları sunulmuştur. Kurtarılabilir net değerin tahmininde yapılan yüzde hata, cevher rezervi hesaplanırken yapılan hatadan çok daha büyük olabilmektedir.

ABSTRACT

This resarch is aimed to determine the effects of sample spacing on the errors of estimations of the ore reserve, economic copper content, recoverable net value and ultimate pit limits for typical massive copper deposits.

The relationship between sample spacing and estimation error has been investigated and the upper and lower error limits are presented. The percent estimation error of recoverable net value may become very high in comparison to the percent error of ore reserves.

* Dr. Araştırma Görevlisi, Maden Müh. Böl., ODTÜ, Ankara
** Y. Doç.Dr., Maden Müh. Böl., ODTÜ, Ankara

1. GİRİŞ

Açık işletme, uzun yıllar devam eden ve çok büyük yatırımlar gerktiren bir madencilik yöntemidir. Bu nedenle taşıdığı risk yüzdesi de yüksek olmaktadır. Madenden maksimum karı elde edebilmek ve riski en az düzeye indirebilmek için, işletmeye geçmeden önce detaylı bir planlama çalışmasının yapılmış olması gerekmektedir. Hassas bir planlama için, öncelikle optimum nihai açık işletme sınırlarının bulunmuş olması gerekmektedir. Açık işletme sınırlarının doğruluğunu etkileyen en önemli faktör, tahmin edilen blok tenörlerinin gerçek tenör değerlerine çok yakın olmasıdır. Bu nedenle, cevher yatağının çok iyi etüd edilerek içerdiği cevher çeşitleri ve tenörleri, zengin ve fakir kısımları ile cevher dağılımının bilinmesi gerekmektedir.

Cevher rezervini bulmak için son yıllarda yaygın olarak kullanılan yöntem, jeoistatistiksel bir yöntem olan kriging metodudur (Baafi ve Kim,1983). Kriging metoduyla tahmin edilen blok tenörleri, diğer klasik rezerv tahmin metodlarına göre daha az hata içermektedir (Kim ve Knudsen, 1977). Bu metodla blok tenör tahminini etkileyen önemli faktörlerden birisi de kullanılan numune sayısıdır.

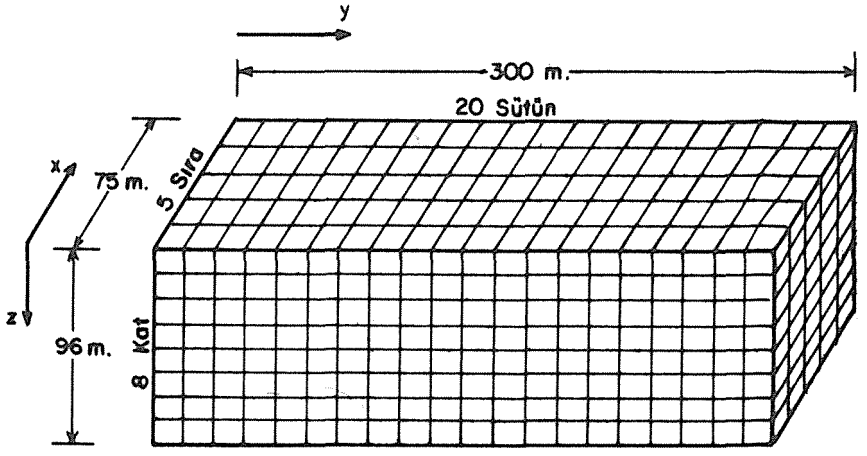
Arazide sondaj çalışması çok masraflı bir iş olduğu için, maden arama ve rezerv tesbit çalışmaları sırasında açılan sondaj sayısı en az düzeyde tutulmaktadır. Bu durum, tahmin edilen blok tenörlerinin doğruluk derecelerinin azalmasına neden olmaktadır. Planlama sırasında yapılan hesaplamalarda, numune sayısının azlığından dolayı yapılabilecek hataların miktarını bilmede çok büyük faydalar vardır. Bu nedenle, masif bakır yataklarının rezerv, ekonomik bakır içeriği ve toplam net değer hesaplamalarında yapılabilecek yüzde hatalar, değişik numune yoğunluklarında hesaplanmıştır. Ayrıca, numune sayısının optimum nihai açık işletme sınırına etkisi de araştırılmıştır.

2. ÇALIŞMA YÖNTEMİ

Pratikte aynı özelliklere sahip masif bakır yatakları bulmak olanaksız olduğu için,benzetim yöntemi kullanılarak değişik bakır yatakları elde edilmiş ve çalışmalar bu yataklar üzerinde sürdürülmüştür.

2.1. Cevher Yatağının Benzetim Yoluyla Yaratılması

Cevher yatağının boyutları 75 x 300 x 96 m olarak seçilmiş ve 15 x 15 x 12 boyutundaki bloklara bölünmüştür, Şekil 1.



Şekil 1. Benzetim yoluyla yaratılan cevher yatağının boyutları.

Cevher yatağı 5 sıra, 20 sütun ve 8 kattan meydana gelmekte ve 800 adet blok içermektedir. Yatay yönlerde her 5 m de bir sondaj yer alacak şekilde numune alındığı varsayılmış ve bunun sonucu olarak 900 adet sondaj yapıldığı kabül edilmiştir. Her sondaj deliği üzerinde, 12 m aralıklarla 8 adet numune değeri benzetim yoluyla elde edilmiş ve böylece her kattan 1 numune alındığı farzedilmiştir. Böylece bir cevher yatağı için toplam olarak 7200 adet numune değeri

simule edilmiş ve bu cevher yatağı "model yatak" olarak adlandırılmıştır.

Numune değerleri, SIMUL adlı bilgisayar yazılımı (Journel and Huijbregts, 1978) kulanılarak üretilmiştir. Yazılım, girdi olarak verilen bir çekirdek sayıyı kullanarak, ortalaması 0, varyansı 1 ve üç yönde izotropik özelliğe sahip normal dağılımlı sayılar üretir. Toplam sıra, sütun ve kat sayıları ile sondajlar arasındaki mesafe yazılıma girdi olarak verilmektedir. Numune değerleri, küresel tip variogram modeli kullanılarak simule edilmiştir.

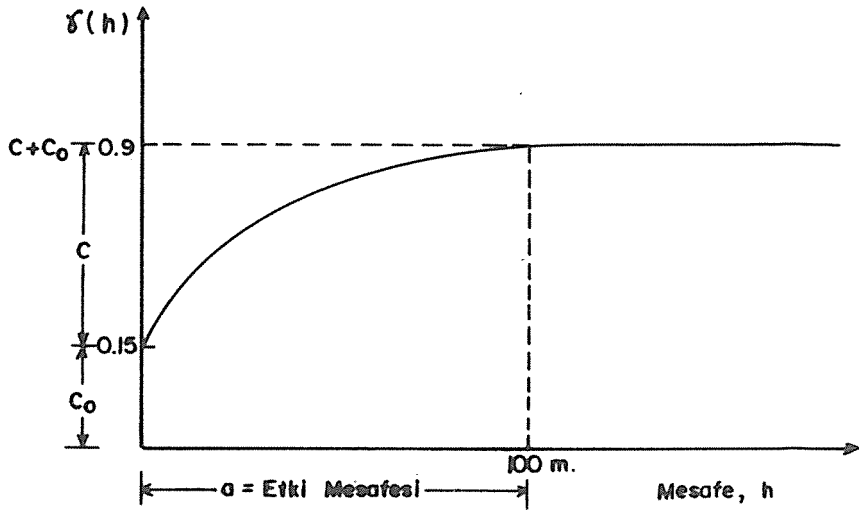
Her numune noktası için iki değer üretmiştir. Bunlardan ilki küresel tip variogram modelinin külçe(Nagıt) kısmı için, diğeri ise tavan(Sill) kısmı içindir (Royle, 1979). Külçe ve tavan kısımları için etki mesafeleri 0 ve 100 m olarak alınmıştır. Masif bakır yatağından alınan numunelerin dağılımı genellikle Log-normal'dir (Williamson ve Thomas, 1972; Desbarats ve David, 1984). Bu nedenle elde edilen normal değerler aşağıda verilen eşitlik kullanılarak Log-normal değerlere dönüştürülmüştür (Journel ve Huijbregts, 1978).

$$Z = m \cdot e^{-\sigma_z'^2/2} \; e^{\sigma_z' \cdot U}$$

Burada Z; log-normal değişkeni, U; normal değişkeni, σ_z' ; normal değerin standart sapmasını ve m; log-normal değişkenin ortalamasını ifade etmektedir.

Türkiye'deki masif bakır yataklarının ortalama tenör değerleri 0,5 % ve 3,0 % arasında değişmektedir ve çoğunluğunun ortalama tenörü 1,0 % civarındadır (M.T.A., 1975; Göktepeli, 1974). Bu nedenle model yatağın ortalama tenörü 1,0 % Cu olarak seçilmiştir. Nasuf ve Eskikaya (1986) tarafından Küre-Aşıköy bakır yatağı için bulunmuş olan ortalama tenör ve standart sapma değerleri baz alınmış ve değişme katsayısı (coefficient of variation) sabit kabul

edilerek, model yatak için varyans değeri 0,9 olarak hesaplanmıştır (Yalçın, 1990). Yatak için külçe değeri (C_o) 0,15 olarak alınmış ve böylelikle de tavan değeri (C) 0,75 olarak belirlenmiş olup elde edilen varioğram Şekil 2 gösterilmiştir. Böylece model yatağın Külçe Etkisi, E, 0,2 olmaktadır, ($E=C_o/C$).



Şekil 2. Model yatağın küresel tip variogram modeli.

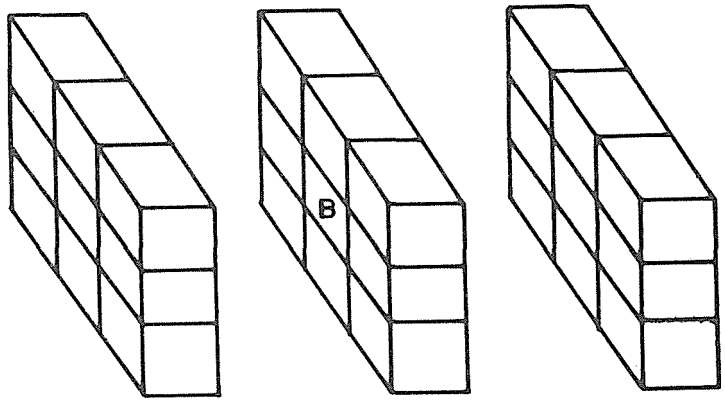
Benzetim yazılımına farklı çekirdek sayılar girdi olarak verilmiş ve böylece, aynı mineralojik yapıya (C_o=0,15, C=0,75 a=100 m küresel variogram) ve farklı numune dağılımına sahip 5 değişik model yatak elde edilmiş ve 1'den 5'e kadar numaralandırılmıştır.

2.2. Blok Tenörlerinin Tahmin Edilmesi

Blokların tenör değerleri, üç boyutlu kriging metodu kullanılarak tahmin edilmiştir. Bir blokun tenörü tahmin edilirken, kendi içindeki ve etrafındaki 26 blokta yer alan numune değerleri kullanılmıştır, Şekil 3.

Blok tenörleri 4 değişik numune yoğunluğunda tahmin edilmiştir. Şekil 4'de kullanılan numune yogunlukları (N.Y.) ve bir blokun tenörünü tahmin etmek için kullanılan numune

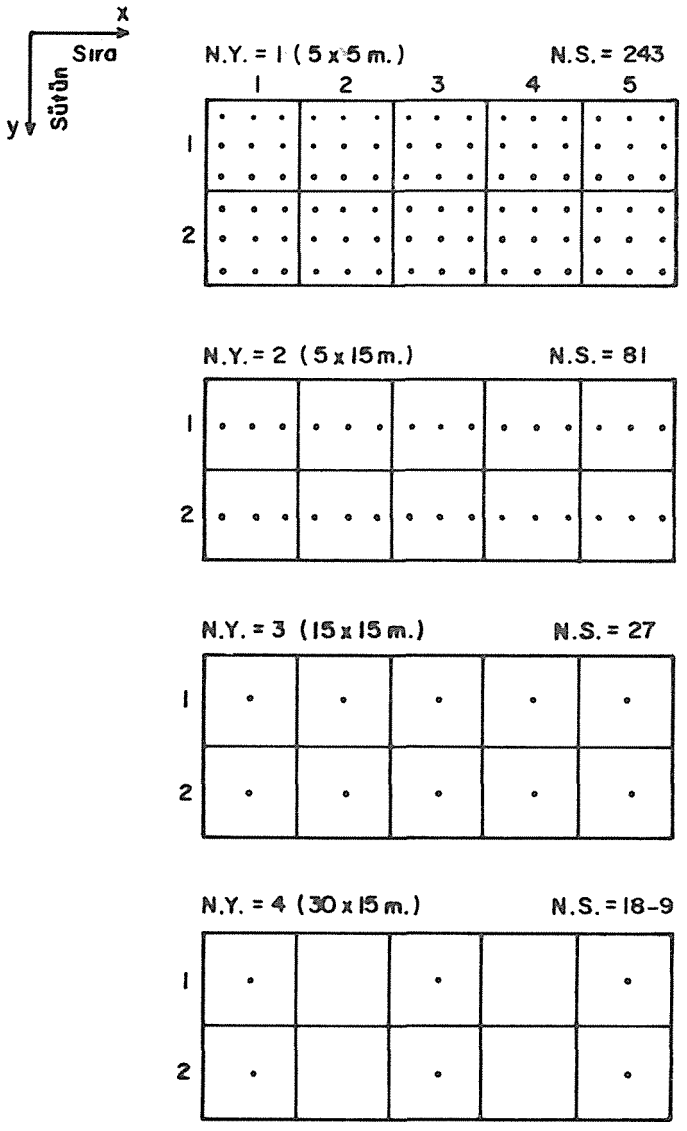
sayısı(N.S.) verilmiştir. 5 x 5 m numune yoğunluğunda tahmin edilen bloklardan oluşan cevher yatağına "Gerçek blok model", diğer numune yoğunluklarında tahmin edilen bloklardan oluşan cevher yataklarına da "Tahmini blok model" ismi verilmiş ve 1'den 3'e kadar numaralandırılmıştır.



Şekil 3. Blok tenörlerinin tahmininde kullanılan bloklar.

2.3. Nihai Açık İşletme Sınırlarının Bulunması

Optimum nihai acık işletme sınırlarını bulmak için, Johnson ve Sharp (1971) tarafından geliştirilmiş olan iki boyutlu dinamik programlama tekniğiyle yazılmış olan bilgisayar yazılımı kullanılmıştır. Bu nedenle parasal olarak blok net değerleri hesaplanmış ve yazılıma girdi olarak verilmiştir (Yalçın, 1990). Araştırma sırasında sınır tenörü 0,7 % Cu olarak alınmıştır. Ayrıca, model yatağın üzerine 144 m kalınlığında (12 kat), başlangıç ve son kısmına da 20'şer sütun örtü tabakası ilave edilmiştir. Açık işletme nihai şev açısı 38,40° ($\tan^{-1}$ 12/15) olarak alınmıştır. Zamandan ve bilgisayar hafızasından kazanmak için, optimum nihai açık işletme sınırı yalnızca kesitler üzerinde iki boyutlu olarak araştırılmış ve üçüncü boyutta bakılmamıştır.



Şekil 4. 4 değişik numune yoğunluğunda numunelerin pozisyonu.

3. SONUÇLARIN DEĞERLENDİRİLMESİ

Numune yoğunluğunun hesaplamalarda yapılan hata miktarı üzerine etkisini bulabilmek için, ilk olarak blok tenörleri, model yatağın bütün numune değerlerini kullanarak (numune

yoğunluğu 5 x 5 m) bulunmuş ve yatağın tahmini bakır rezervi, ekonomik bakır içeriği (tenörü 0.7 % Cu veya üzerinde olan blokların içerdiği bakır miktarı) ve optimum nihai açık işletme sınırları içinde kalan bloklardan elde edilen kurtarılabilir net değer hesaplanmıştır. Bu sonuçlar, numunelerin hepsinin kullanılmasından sonra elde edildiği için gerçek sonuçlar olarak kabul edilmiştir. Daha sonra 5 x 15 m, 15 x 15 m ve 30 x 15 m numune yoğunluklarına sahip Tahmini blok modellerinin rezervleri, ekonomik bakır içerikleri ve kurtarılabilir net değerleri hesaplanmıştır. Blok tenörlerinin tahmininde kullanılan numune sayısının azalmasından dolayı hesaplamalarda yapılan hatayı bulabilmek için gerçek değer, Tahmini değerden çıkarılmıştır. Eğer sonuç pozitif ise, Tahmini değer gerçek değerden fazla, negatifse gerçek değerden az tahmin edilmiş anlamına gelmektedir. Elde edilen fark gerçek değere bölünmüş ve hata miktarı % olarak bulunmuştur. Bu işlem yukarıdaki parametrelerin hepsine ayrı ayrı uygulanmıştır.

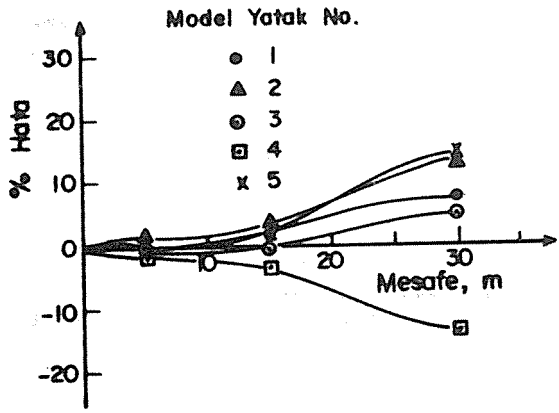
Numune yoğunluğunun optimum nihai sınır üzerine etkisini görmek için, Gerçek ve Tahmini blok modelleri için nihai sınırların içinde kalan bloklar sayılmış ve birbirleriyle karşılaştırılmıştır.

4. ELDE EDİLEN SONUÇLAR

Değişik numune yoğunluklarında tahmin edilmiş bloklardan meydana gelen Gerçek ve Tahmini blok modelleri için rezerv, ekonomik bakır içeriği ve kazanılabilir net değer bulunmuş ve her numune yoğunluğu için tahminlerdeki hata yüzdeleri hesaplanmıştır. Bu işlem aynı mineralojik yapıya ve farklı numune dağılımına sahip 5 değişik model deposit için tekrarlanmıştır. Tahmini blok modeleri için hesaplanmış yüzde hatalar ve bu hataların numuneler arası mesafeye karşı çizilmiş grafikleri Çizelge 1-3 ve Şekil 5-7 de verilmiştir.

Çizelge 1. Rezerv tahminindeki yüzde hatalar

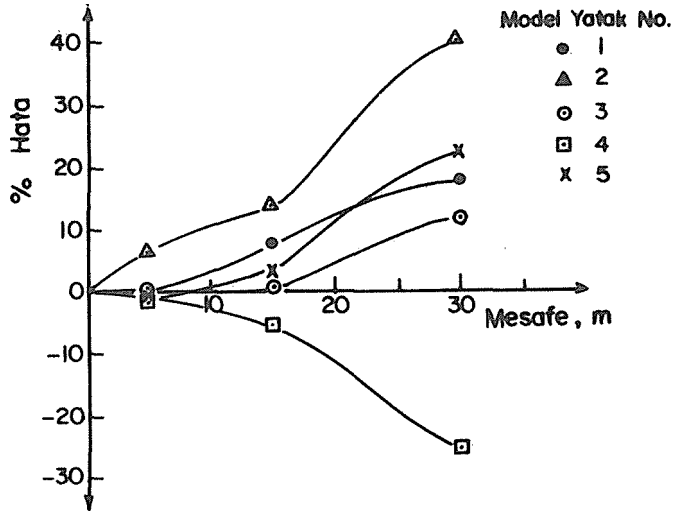
Model Yatak No	Tahmini Blok Model No		
	1 5x15 m	2 15x15 m	3 30x15 m
1	-1,21	2,06	7,90
2	1,58	3,66	14,12
3	-0,10	-0,42	5,12
4	-1,63	-3,22	-12,99
5	-0,61	1,46	14,50



Şekil 5. Rezerv tahminindeki hataların numuneler arası mesafeye göre değişimi.

Çizelge 2. Ekonomik bakır içeriği tahminindeki yüzde hatalar

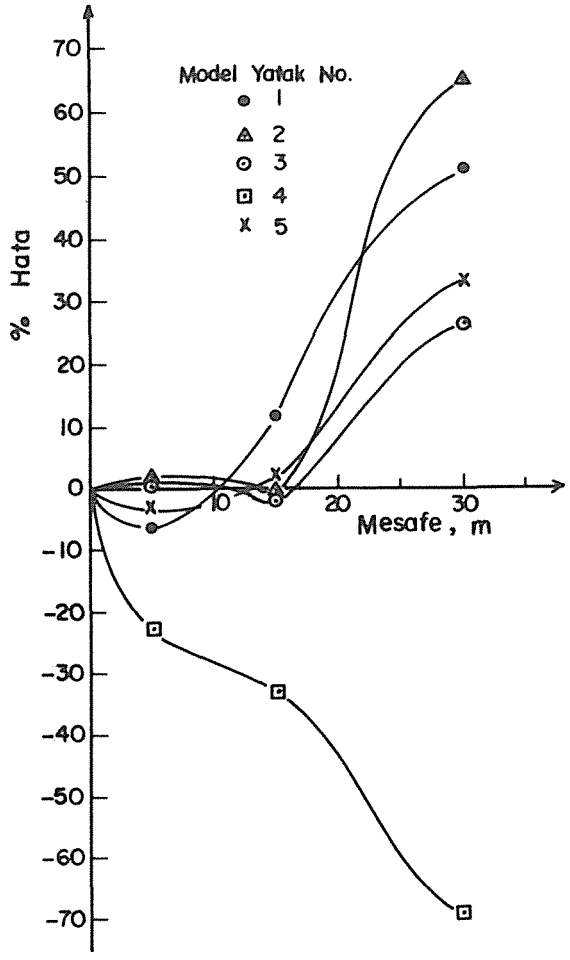
Model Yatak No	Tahmini Blok Model No		
	1 5x15 m	2 15x15 m	3 30x15 m
1	-1,16	7,74	17,70
2	6,40	13,45	40,03
3	0,41	0,45	11,65
4	-1,64	-5,30	-25,17
5	0,00	3,81	22,63



Şekil 6. Ekonomik bakır içeriği tahminideki hataların numuneler arası mesafeye göre değişimi.

Çizelge 3. Kurtarılabilir net değer tahmınındeki yüzde hatalar

Model Yatak No	Tahmini Blok Model No		
	1 5x15 m	2 15x15 m	3 30x15 m
1	-6,32	11,62	51,28
2	1,73	-0,05	65,25
3	1,65	-1,47	26,21
4	-22,49	-32,83	-69,42
5	-3,11	1,87	33,30



Şekil 7. Kurtarılabilir net değer tahminindeki hataların numuneler arası mesafeye göre değişimi.

4.1. Sonuçların Analizi

Çizelge 1-3 ve Şekil 5-7 de görüldüğü gibi, rezerv, ekonomik bakır içeriği ve kurtarılabilir net değer hesaplamalarında yapılan hata miktarı, tahminlerde kullanılan numune sayısı azaldıkca artmaktadır. 5 x 15 m ve 15 x 15 m numune aralığına sahip tahmini blok modelleri için bulunan hata yüzdeleri, 30 x 15 m numune aralığına sahip tahmini blok modeli için bulunan yüzdelere göre çok küçüktür. Bunun sebebi, 5 x 15 m ve 15 x 15 m numune aralıklarında bir blokun tenörünü tahmin etmek için kullanılan numune sayıları 81 ve 27 iken, 30 x 15 m numune aralığında bu sayı bazı bloklar için 18, bazıları için 9 dur.

Çizelgelerden görüleceği gibi, herhangi bir Tahmini blok modeli için bulunan yüzde hata rezerv hesabında en az, kurtarılabilir net değerde ise en yüksektir. Bunun sebebi, hesaplamalarda kullanılan bakır miktarının azalmasıdır ve bu durumda az bakır kullanımında hata yapmaya karşı hassasiyet artmaktadır.

Çizelge 1 ve Şekil 5 de görüldüğü gibi, numune yoğunluğunun azalmasıyla Tahmini blok modellerinin blok tenörleri, gerçek blok medellinin blok tenörlerine göre bazı model yataklarda yüksek tahmin edilirken, bazılarında düşük tahmin edilmektedir. Bundan dolayı Tahmini blok modelleri veya numune aralıkları için bulunmuş olan yüzde hataların "± yüzde hata" olarak alınması gerekmektedir. Şekil 5-7 da görüldüğü gibi, sabit numune yoğunluklarında bulunmuş olan pozitif ve negatif yüzde hatalar arasında simetriklik vardır. Burada yalnızca 5 değişik masif bakır yatağı kullanılarak yüzde hatalar bulunmuş olmasına karşın, yatak sayısının artmasıyla elde edilecek yüzde hatalarında, bulunan maksimum pozitif ve negatif değerler arasında kalacağı görüşüne varılmıştır. Bu neđenle, 0,2 Külçe Etkisine sahip herhangi bir masif bakır yatağının planlaması sırasında yapılacak olan rezerv, ekonomik bakır içeriği ve kurtarılabilir net değer

hesaplamalarında, bu çalışmada bulunmuş olan ± yüzde hatalar emniyet faktörü olarak kullanılabilir. Çizelge 4, seçilmiş olan en yüksek ± yüzde hata miktarlarını göstermektedir.

Çizelge 4. Masif bakır yatakları için en yüksek ± hata yüzdeleri

Tahminler	Numune Aralıkları		
	1 5x15 m	2 15x15 m	3 30x15 m
Bakır Rezervi	1,63	3,66	14,50
Economik Bakır İçeriği	6,40	13,45	40,03
Kurtarılabilir Net Değer	22,49	32,83	69,42

Numune yoğunluğunun optimum açık işletme sınırı üzerine olan etkisi, Çizelge 5 de verilen değerlerden araştırılmıştır. Genel olarak, hesaplanan rezerv, numune sayısının azlığından dolayı gerçek değerinden fazla tahmin edilmişse, bulunacak açık işletme sınırıda gerçek sınırdan daha geniş olacaktır. Bunun tersi de doğrudur. Bu durum Çizelge 5'de 30 x 15 m numune yoğunluğunda açıkca görülmektedir. Gerçek blok modeli için bulunan sınır içindeki blok sayısı ile 30 x 15 m numune aralığına sahip tahmini blok modeli için bulunan sınır içindeki blok sayıları arasında çok büyük fark vardır.

Çizelge 5. Gerçek ve Tahmini blok modellerinin nihai açık işletme sınırları içindeki blok sayıları.

Model Yatak No	Gerçek Blok Modeli 5 x 5 m	Tahmini Blok Model No		
		1 5x15 m	2 15x15 m	3 30x15 m
1	3255	3313	3459	3600
2	823	1346	1356	1892
3	2599	2611	2559	2696
4	2889	2451	2453	1111
5	2645	2639	2639	2759

5. SONUÇ

Masif bakır yatakları için yapılan rezerv, ekonomik bakır içeriği ve kurtarılabilir net değer hesapları ile, bulunan açık işletme sınırları hatalar içerebilmektedir ve bu hatalar numune yoğunluğu azaldıkça artmaktadır. Tahminlerdeki hata miktarı, rezerv hesabında % 15, ekonomik bakır içeriği hesabında % 40 ve kurtarılabilir net değer hesabında % 70 civarına kadar çıkabilmektedir.

Hata yüzdesinin kurtarılabilir net değer için çok daha yüksek olması, planlamanın bu safhasında yapılacak hesaplamalar sırasında çok dikkatli olunması ve emniyet faktörünün yüksek tutulması gerektiğini göstermektedir.

Tahminlerde kullanılan numune sayısının azalmasından dolayı yapılan hata miktarı arttıkça, bulunan nihai sınırın doğruluk derecesi azalmakta ve bunun sonucu olarak, açık işletme sınırları içinde yer alan ve işletilmesi gereken blok sayısı, gerçek blok sayısının 2-2,5 katı kadar fazla veya az olabilmektedir.

KAYNAKLAR

Baafi, E.Y. ve Kim, Y.C., 1983, "Comparison of Different Ore Reserve Estimation Methods Using Conditional Simulation", Mining Engineering, vol. 35, December, pp. 1646-1650.

Desbarats, A. ve David, M., 1984, "Influence of selective Mining on Optimum Pit Limit design", CIM Bulletin, Vol. 77, July, pp. 49-55.

Göktepeli, A., 1974, "Dünyada ve Türkiye'de Bakır Rezervi", Madencilik, özel sayı, Cilt 13, sayı 2, s. 51-56.

Johnson, T.B. ve Sharp, W.B., 1971, "A Three'dimensional Dynamic Programming method for Optimum Ultimate Open pit Design", U.S. Bureau of Mines, RI 7553, 25 pp.

Journel, A.G. ve Huijbregts, C.J., 1978, "Mining Geostatistics", Academic Press, London, 600 pp.

Kim, Y.C. ve Knudsen, H.P., 1977, "Geostatistical ore Reserve Estimation for a Roll-Front Type Uranium deposit (Practitionar's Guide), GJBX-3(77), U.S. Dep. of Enery Res. and Dev. Administration, 61 pp.

M.T.A.,1975, "Türkiye Maden ve Diğer Yeraltı Kaynakları Genel Envanteri", M.T.A. Enstitüsü Yayınları, No 154, 35 s.

Nasuf, E. ve Eskikaya, Ş., 1986, "Etibank-Küre Aşıköy Cevher Yatğı Rezervlerinin Jeoistatistiksel Yöntemleri Kullanarak Bilgisayar Yardımıyla Hesaplanması Projesi", Etibank, 40 s.

Royle, A.G., 1979, "Estimating small Blocks of Ore, how to do it with Confidence", World Mining, Vol. 32, april, pp. 55-57.

Williamson, D.R. ve Thomas, T.L., 1972, "Trend Analysis of Allvial Deposits by Use of Rolling Mean Technique", Trans. Inst. Mın. Metalç, Vol. 81, April, pp. A89-A96.

Yalçın, E., 1990, "Factors Affecting the Estimation of Reserves and Ultimate Pit Limits", Ph. D. Thesis, Middle East Technical Universitv '60 pp.

OAL'DE OLASIL BİR YANGINDA AZOT ENJEKSİYONU UYGULANABİLİRLİĞİ

APPLICABILITY OF NITROGEN INJECTION AT A POSSIBLE MİNE FIRE AT ÇAYIRHAN COLLIERY

Çelik TATAR*

ÖZET

O.A.L. Çayırhan Bölgesi'nde 1986 yılından beri tam mekanize kömür üretimi yapılmaktadır. Üretim sırasında uzunayak kuyruğunda zaman zaman CO gazının tehlike sınırını aşması, yangın başlangıcının göstergesidir. Tam mekanize üretimde ocak yangını önemlidir. Bu çalışmada "Azot Enjeksiyonu" işlemine ilişkin teknik bilgiler belirtilerek, O.A.L. Çayırhan Bölgesi'nde olasıl bir yangında uygulanabilirliği incelenmiştir.

ABSTRACT

At Çayırhan colliery (Central Anatolian Lignites), coal production has been carrying out on fully-mechanized longwalls since 1986. The increase of CO-content to dangerous limits at tails of longwalls from time to time, points out to the begin of a mine fire, that is of importance at fully-mechanized coal winning. In this study, technical data concerning nitrogen injection are given and its applicability to a possible mine fire at Çayırhan district is investigated.

* Mad. Yük. Müh., D.E.Ü. Müh.-Mim. Fak. Mad. Müh. Böl. Öğr. Gör., Bornova/İzmir

1. GİRİŞ

Üretimin sürekliliğini aksatan, ölümlü kazalara neden olan ocak yangınları kömür madenciliğinde önemlidir. 1981 yılında meydana gelen ocak yangınının biri mühendis olmak üzere 4 kişinin ölümü ile sonuçlanması, mekanize ayaklarda zaman zaman CO ve CO_2 gazlarının tehlike sınırlarını aşması, havzada yangın tehlikesinin önemini sergilemektedir.

Orta Anadolu Linyitleri (O.A.L.) İşletmesinde, olasıl bir yangında işçi sağlığı için etkin ve modern teknolojik önlemler alınmakla birlikte yangına karşı uygulanacak olan mücadele yöntemleri klasiktir. Mekanizasyonun ve otomasyonun yoğun olarak uygulandığı işletmede yangına karşı uygulanacak olan mücadele yöntemi geliştirilmeli ve modernleştirilmelidir. Bu, üretim sürekliliği ve ocak içi emniyeti açısından gereklidir.

Önerilen Azot Enjeksiyonu (Inertizasyon) ocak havasındaki oksijen konsantrasyonunu azaltma esasına dayanır. Yöntem 1974 yılından beri Almanya, Fransa ve İngiltere kömür ocaklarında yangına karşı etkin mücadelede kullanılmaktadır.

Bu çalışmada "Azot Enjeksiyon" işlemine ilişkin teknik bilgiler belirtiler O.A.L.'de olasıl bir yangında uygulanabilirliği incelenmiştir.

2. LİNYİT HAVZASI ve O.A.L. BEYPAZARI PROJESİ

Havzada jeolojik etüdler ve sondajlı aramalar sonucu 520 milyon ton linyit kömürü varlığı saptanmıştır. Kömür marn katmanları arasında ve üç damar şeklinde oluşmuştur. Saha tektonik açıdan oldukça sakindir ve aşağıda özellikleri verilen orta kalitede linyit kömürüne sahiptir.

AID (KCal/kg)	(Orijinal bazda)	2850
Nem (%)	(Orijinal bazda)	26.39
Kül (%)	(Kuru bazda)	21.35
Uçucu Madde (%)	(Kuru bazda)	33.43
Toplam Kükürt (%)	(Kuru bazda)	4-5

Çayırhan bölgesinde projelendirme çalışmaları A, B ve F sektörlerinde bitmiş, C, D ve E sektörlerinde devam etmektedir. Bu sektörlerde toplam 100 milyon ton üretilebilir kömür rezervi vardır. Bu rezervin 72 milyon tonunun tam mekanize, 28 milyon tonunun ise yarı mekanize ve klasik uzun ayaklarda üretilmesi planlanmıştır. Havalandırma, nakliyat ve tektonik koşullardan dolayı pano boyları 700 m ile 1500 m arasında, ayak uzunluğu ise 220 m olarak seçilmiştir.

O.A.L.'de tam mekanize kömür madenciliği uygulamasında, ayaklarda W.S. 1,7 Şild tipi yürüyen tahkimat üniteleri ve çift tamburlu kesici yükleyici ile kazılan kömür, ortadan çift zincirli konveyörle taban yoluna taşınır. Taban yolundaki yükleme konveyörüne gelen kömür, askılı tip pano bantlarına aktarılarak pano sonuna kadar nakledilir. Taban yolu sonunda kömür rekup çift zincirli konveyörüne, oradan da ana nakliye bandı ile yeryüzüne kadar taşınır. Hazırlama tesisine gelen kömürün büyük bir kısmı eleme işleminden sonra termik santrala, diğer kısmı ise tüketiciye verilmek üzere silolara gönderilir.

3. ENDOJEN OCAK YANGINLARI ve İNERTİZASYON

Kendi kendine yanma sonucu meydana gelen yangınlarla (Endojen yangın) mücadele dört ana grupta toplanabilir.

- Yanan bölümün ortamdan uzaklaştırılması,
- Oksidasyonu önleyici maddelerle lokal izolasyon,
- Yangın alanına oksijen girişinin önlenmesi için üretim birimine ait yolların barajlarla izole edilmesi,
- Yangın barajlarına ek olarak izole edilen alana su, çamur veya atıl (inert) gazlar doldurulması.

Yangınla mücadelede inert gazların işlevi yangınlı alandaki oksijen konsantrasyonunu azaltmaktır (Both 1981). İnert gazlar bu işlem için her an yeteri miktarda sağlanmalı, emniyetli ve ekonomik olmalıdır. Çizelge

1'de inert gazlar karşılaştırılmıştır (Arıoğlu 1985).

Azot, yanma gazları ve karbondioksit gazları endüstriyel çapta inert gaz olarak kullanılmıştır. CO_2 ve yanma gazlarına oranla üstün özelliklerine sahip azot, yangınla mücadelede yaygınlaşmıştır (Both, Müller 1979). Ocak yangınlarının bir inert gazı kullanılarak söndürülmesi işlemine inertizasyon denir. Yangın cinsine uygulama alanına bağlı olarak hacim ve bölgesel inertizasyon olmak üzere iki uygulama yöntemi vardır (Both 1981).

Hacim inertizasyonu yangın bölgesinin barajla kapatılarak diğer üretim birimleri ile ilişkisinin kesilmesi ve buraya azot enjekte edilmesi şeklinde uygulanır. Yöntemin klasik barajlama tekniği ile yapılan mücadeleye göre üstünlüğü, yangının çok kısa bir sürede söndürülmesidir. Böylece yangın bölgesi daha kısa sürede tekrar işletmeye açılabilir. Baraj arkasına birkaç yerden gaz enjeksiyonu yapılabilir. Barajın sızdırmazlığı ne kadar iyi ise, boşluğun doldurulması için gerekli inert gaz miktarı o kadar az olacaktır.

Bölgesel inertizasyon ise inert gazın doğrudan doğruya yangın kaynağına uygulanmasıdır. Yani yangın kaynağına ulaşan serbest hava akımı yerine inert gaz gönderilir.

4. O.A.L.'DE OCAK YANGINI ile MÜCADELE ve ÖNEMİ

O.A.L. Çayırhan bölgesinde endojen ocak yangınları ile savaş önemlidir. Bu tip ocak yangınında oksijen, kömür tarafından absorbe edilerek 1-2 ^{o}C sıcaklık artışı sağlar. İyi bir havalandırma ile oluşan bu ısı taşınır. Isı taşınamazsa reaksiyon sonucu endojen ocak yangını başlar.

$$2C + O_2 \longrightarrow 2CO + 2420\ Kcal/kg\ C$$

$$2CO + O_2 \longrightarrow 2CO_2 + 5660\ Kcal/kg\ C$$

özellikle kömür içerisindeki % 4-6 civarında kükürtün olması bu reaksiyonu hızlandırmaya yeterli nedendir (Ayvazoğlu 1984).

Çizelge 1. İnert gazların karşılaştırılması

Gaz Cinsi	Üstünlükleri	Sakıncaları
N_2	- Taşınması kolaydır - Buharlaştırıcı ile gazlaştırılarak büyük miktarlarda (300-500 m^3/dak) sağlanabilir. - Emniyetlidir. - Diğer inert gazlara oranla duyarlıdır. - Saf olarak elde edilebilir.	- Sınırsız miktarda sağlanamaz. - Uzun süreli depolanamaz. - Yeraltına iletimi boru tesisi ile gerçekleştirilebilir. - Diğer inert gazlara oranla daha pahalıdır.
CO_2	- İnertizasyon yeteneğine sahiptir. - Ucuzdur. - Sıvı halde temin edilebilir.	- Büyük miktarda temin edilemez. - Tabakalar tarafından absorbe edilir. - Yüksek sıcaklıkta "CO"e dönüşür. - Gaz analizlerini güçleştirir.
Yanma Gazları	- Genel olarak inertizasyon yeteneğine - N_2 gazından daha ucuzdur.	- Soğutulması için büyük miktarda suya ihtiyaç vardır.

$$2FeS_2 + 7O_2 + 2H_2O \longrightarrow 2FeSO_4 + 2H_2SO_4 + 624\ Kcal$$

Çayırhan bölgesinde, olasıl bir yangında iş güvenliği ve işçi sağlığı için etkin ve modern teknolojik önlemler alınmıştır. Tüm ocaktaki makinaların çalışması, çalışma şartlarının ve havalandırmanın devamlı izlenmesi, gerektiği zaman yetkililerin uyarılması, emniyet ve verimlilik açısından önemlidir. Bu amaçla ana kontrol istasyonu oluşturulmuştur. Kullanılan sistem Dynalink Micro-Minos sistemi olup, ana kontrol istastasyonu ekipmanları, yeraltı istasyonları ve ölçerlerden (transducer) oluşmaktadır. Ana kontrol istasyonunda 516 K bytes hafızalı DECPDP-11/73 işlemciden (processor) oluşan micro-bilgisayar sistemi, micro-minos programı yüklemek için iki disket yükleme yeri, iki ekran (monitör) ve klavye mevcuttur. Gerekli bilgilerin rapor halinde yazılacağı bir adet

yazıcı, bir adet grafik çizicisi ve yeraltındaki heberleşmeyi sağlayan santral aynı istasyondadır.

Yeraltında ise her birine ait bir güç kaynağı ile elektrik kesilmesi halinde devreye giren bir bataryaya sahip istasyonlar vardır. Bu istasyonların her biri verileri yeryüzüne ve ekrana iletmek üzere 16 digital (clean contact) ve 8 anologgirişi kapasitelidir. Bu istasyonlara havalandırma ölçme aletleri bağlanmasıyla metan, karbonmonoksit, karbondioksit, okijen ve hava hızı izlenebilir. Çayırhan bölgesinin hiç bir panosunda metana rastlanmadığı halde, ölçümler sistematik olarak yapılmaktadır. Metan, karbonmonoksit ve hava hızı ölçerler her üretim panosunun tavan ve taban ayak hava dönüş yollarına yerleştirilir.

Micro-minos programı gerçek zamanlı kontrol ve izlemeyi temin eden bir program olup verileri organize eder. Yeraltındaki şartları ve makinaları izler ve o andaki durumu normal veya istenilen durumla karşılaştırır. Ekranda operatörün dikkatini çekmek üzere anormal durumları üretir. Tüm bilgileri raporlar için hafızada saklar. Bu bilgiler belirli formatlarda vardiyalık, günlük, haftalık ve aylık raporların düzenlenmesinde kullanılır (Hekimoğlu, Karaman, Demir 1989).

Ana kumanda odasındaki 50 kanallı santral yeraltındaki koşullar aracılığıyla haberleşme sistemlerine ve önemli noktalara yerleştirilmiş bağımsız numaralı telefonlar ile yerüstü tesislerindeki telefon şebekesi ile bağlantıyı sağlar. Bu sistem ile herhangi bir anormallikte, tüm ocak çok kısa bir zamanda tahliye edilebilir. Müessese bünyesinde tahlisiye istasyonuda oluşturulmuştur. Bu istasyonda gelişmiş en modern yöntem ve araçlar bulunur. Bir tahlisiye ekibi ise her vardiya hazır olarak bekletilir.

Müessese bünyesinde iş güvenliği ve işçi sağlığı ile ilgili birimler aktif olarak görev yaparlar. Her vardiya tüm ocak içerisinde belirli noktalarda gaz ölçümleri yapılır. Bu ölçümler ile ilgili bilgiler rapor defterlerine işlenir. Anormal durumlar için gerekli birimler uyarılır.

O.A.L. Çayırhan bölgesinde geri dönümlü göçertmeli uzun ayak üretim yöntemi uygulanmaktadır. Çalışılan panonun taban yolu göçertilmeyip, bir sonraki panonun tavan yolu olarak kullanılmaktadır. Taban yolundaki

aşırı basıncı karşılamak ocak yangınlarında etkili olan göçüğe hava sızdırmasını bertaraf etmek için takviye dolgu yapılır. Tavan ayakta baş ve kuyruğuna, taban ayakta ayak başına olmak üzere taban yolundan göçüğe doğru 2 m. genişliğinde dolgu yapılır (Tatar, Köse 1990)(Şekil 3).

Ülkemiz kömür madenciliğinde olduğu gibi Çayırhan bölgesinde de yangına karşı savaşta oldukça yaygın olarak uygulanan yöntem baraj ile kapatmadır. Yangının yayılarak diğer panoları tehdit etmemesi için yangın çıkan panonun tavan ve taban yolları girişine inşaa edilen baraj ile kapatılır. Kapatma işleminden sonra baraj arkasındaki havadan alınan gaz örnekleri ile sürekli izlenir. CO miktarının belli bir değerinin altına düşmesindan sonra barajın açılmasına karar verilir.

Uygulanan bu sistem klasik sistemle üretim yapan panolar içindir. Mekanizasyon uygulamasına başladıktan sonra hiç bir mekanize panoda yangın çıkmamıştır. Ancak alınan önlemler klasik sistemle üretim yapan panolar için yapılanlardan farklı değildir.

Dikkat edilirse Çayırhan bölgesinde olasıl bir yangında işçi sağlığı için etkin ve modern teknolojik önlemler alındığı halde, yangına karşı uygulanacak olan mücadele yöntemleri klasiktir. Mekanizasyon ve otomasyonun yoğun olarak uygulandığı işletmede, yangına karşı uygulanacak olan mücadele yöntemi geliştirilmeli, modernleştirilmelidir. Bir panonun oluşturulması için yapılan ilk yatırım tutarının 100 milyar civarına ulaştığı bir üretim birimini terk etmek pek ekonomik olmayacaktır.

Çizelge 2'de Çayırhan bölgesinde gazlardan etkilenme sonucunda oluşan kazalar ve sonuçları verilmiştir. 1984-1990 yılları arasında gazdan etkilenme sonucu etkin bir kaza olmamıştır.

Çizelge 2: Çayırhan bölgesinde gazdan etkilenme sonucu oluşan kazalar

Yıllar	Kazalı Adedi	Yaralı	Ölü
1980	1	1	-
1981	3+1	-	3+1
1982	-	-	-
1983	1	1	-

Çayırhan bölgesinde yangına karşı uygulanan klasik savaş yöntemleri, üretimin sürekliliğinde ve ocak içi emniyetinin sağlanmasında etkili olamaz. 1974 yılından beri Almanya, Fransa ve İngiltere kömür ocaklarında yangına karşı etkin bir mücadele yöntemi olarak inertizasyon uygulanmaktadır (Çizelge 3) (Arıoğlu 1985).

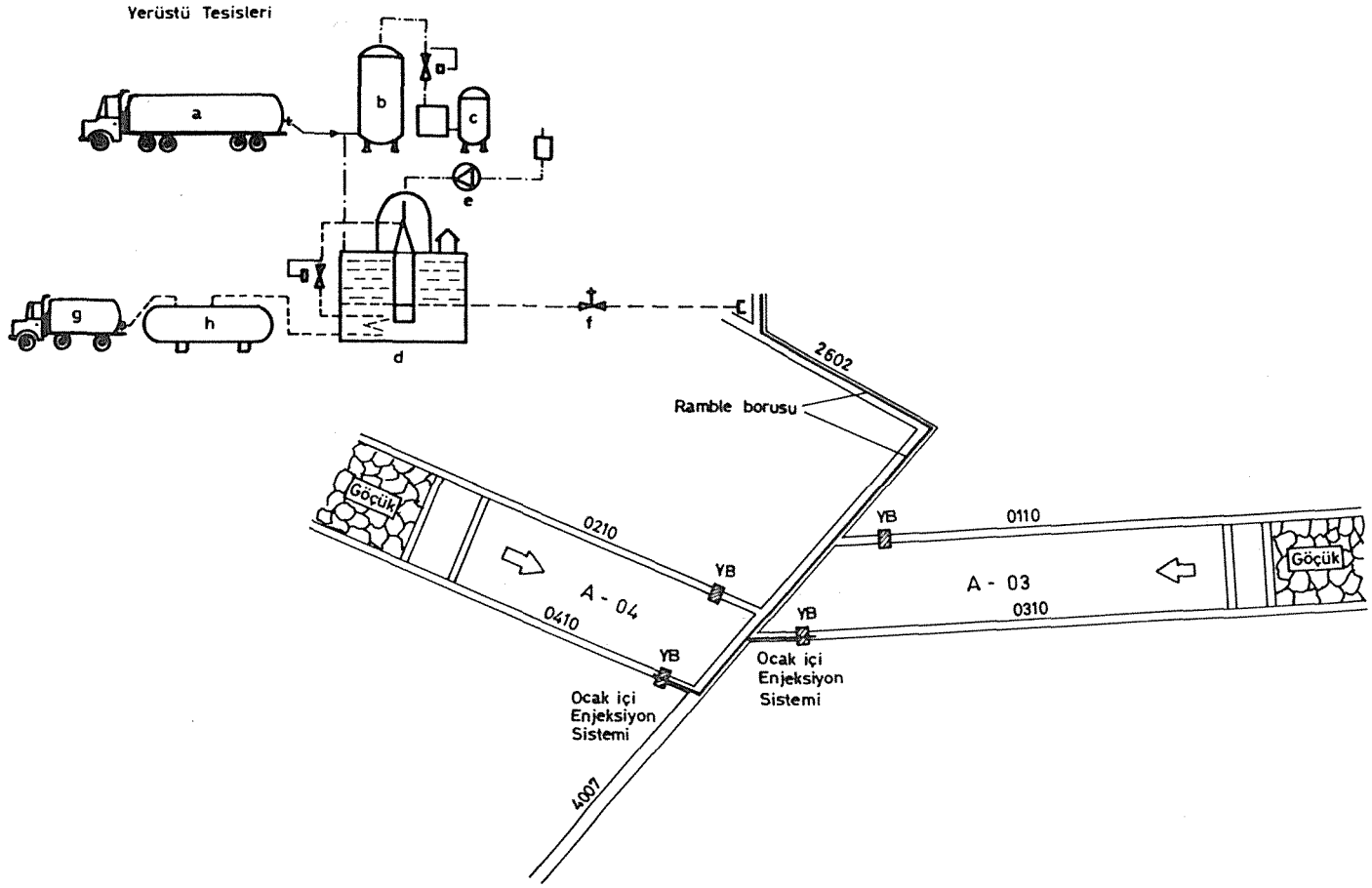
Çizelge 3: 1974-1980 yıllarında Almanya'daki kömür işletmelerinde azot uygulamalarına ait karakteristikler

- Uygulama yeri	Kendi kendine ısınma		32
	Açık ocak yangını		6
	Gaz yangını		3
	Patlamaya karşı önlem		6
		TOPLAM	47 uzun ayak
- Kurtarılan ayak sayısı			40
- Enjeksiyon süresi (gün)			3-1600
- Enjeksiyon hattı uzunluğu (m)			1680-5300
- Boru çapı (mm)			50-500
- Uygulama basıncı (bar)			2.5-15
- Gaz sıcaklığı (^{o}C)			10-40
- Maksimum debi (m^3/dak)			500
- Minimum debi (m^3/dak)			5
- Yangın başına toplam N_2 tüketimi (m^3)			$85x10^3$-$29x10^6$
- Azot enjeksiyonu maliyeti (DM/m^3)			0.5

Çayırhan bölgesinde olasıl bir yangında üretimin sürekliliğini sağlamak ocak içi emniyetini ve ekonomikliği sağlamada etkili olmak için azot enjeksiyonu yapılabilir.

5. AZOT ENJEKSİYON SİSTEMİ

Azot enjeksiyon sistemi genel olarak yerüstü tesisleri, iletim sistemi ve ocak içi sisteminden oluşur. Şekil 1'de hacim inertizasyon uy-



Şekil 1. Hacimsel Azot Enjeksiyon sisteminin prensip şeması

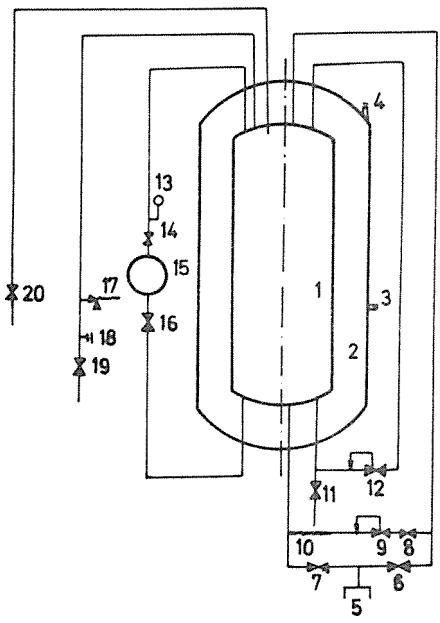
gulama yöntemi azot (N_2) enjeksiyon sisteminin prensip şeması görülmektedir. Şekildeki semboller;

a = N_2 taşıma tankeri
b = N_2 depolama tankı
c = Hava soğutmalı sistemde N_2 depolama tankı
d = Buharlaştırıcı
e = Hava üfleme sistemi
f = Ayar valfi
g = Sıvı yakıt tankeri
h = Sıvı yakıt depolama tankı
YB = Yangın bekleme barajı

Sistemin yerüstü tesisleri N_2 taşıma tankeri, N_2 depolama tankı, buharlaştırıcı, yakıt tankı ve basınç sıcaklık kontrol donanımlarından oluşur. Depolama tankı düşük sıcaklıklarda sıvılaştırılmış N_2 gazının depolanması için kullanılır (Şekil 2) (Habaş A.Ş. 1990). Bu tanklarda sıvı ve/veya gaz N_2 depolanabilir. Sıvı azotu gaz haline dönüştürmek için evaporatör kullanılır. Tanklar 5.000-20.000 lt sıvı N_2 depolayabilirler. -196 ^{o}C'de sıvı halde bulunan azotun gazlaştırılması amacı ile buharlaştırıcı kullanılır. Sıcaklık ve basınç kontrol sistemleri ile buharlaştırıcıdan çıkan N_2 gazının sıcaklığı basınç ve debisi kontrol edilir.

O.A.L. Çayırhan bölgesinde azot enjeksiyon işleminde pnömatik ramble boruları kullanılabilir. Ramble boruları yerüstü tesislerinden yeraltındaki ayak gerisine kadar döşenmiştir. Çift katlı özel borular, basınca ve aşınmaya dayanıklıdır. Kullanım yerine bağlı olarak 100, 125, 150 mm çaplıdırlar.

Azot enjeksiyon işlemlerinde ocak içi tesisi esas olarak klasik yangın kapatma barajından ibarettir. Örnek alma borusundan baraj arkasından alınan hava örnekleri ile CO_2, CO ve O_2 konsantrasyonları izlenir. Azot enjeksiyonu ie yangının çok kısa süre içinde (1-2 gün) kontrol altına alınabildiği görülecektir. 27.4.1986 tarihinde T.T.K. Armutçuk-Kandilli İşletmesinde "büyük damar" 12214 nolu kartiyede N_2 enjeksiyon uygulaması yapılmıştır. 20 saat gibi kısa bir süre içinde 350 ppm'lik "CO" konsantrasyonu 3-5 ppm'e kadar düşürmüştür. Uygulama sonucu, yangınlı alandaki



1. İç Tank 304 Kalite Paslanmaz Çelik
2. Dış Tank St 37 Kalite Karbon Çeliği
3. Vakum Tıpası
4. Vakum Bölgesi Emniyeti
5. Dolum Çenesi
6. Gaz Fazı Dolum Vanası
7. Sıvı Faz Dolum Vanası
8. Tank Basıncı Yükseltme Vanası
9. Tank Basıncı Yükseltme Regülatörü
10. Tank Basıncı Yükseltme Evaporatörü
11. Likit Çıkış Vanası
12. Ekonomayzer Regülatörü
13. Tank Basınç Göstergesi
14. Gaz Fazı Vanası
15. Tank Seviye Göstergesi
16. Sıvı Faz Vanası
17. Mekanik Emniyet
18. İç Tank Patlama Diski
19. Gaz Tahliye Vanası
20. Taşma Vanası

Şekil 2. N_2 Depolama Tankı

havada bulunan oksijen konsantrasyonu azalmış "Patlayabilir" özellikteki gaz karışımı patlamaz hale dönüştürülmüştür (Çizelge 4) (Arıoğlu ve arkadaşları 1990).

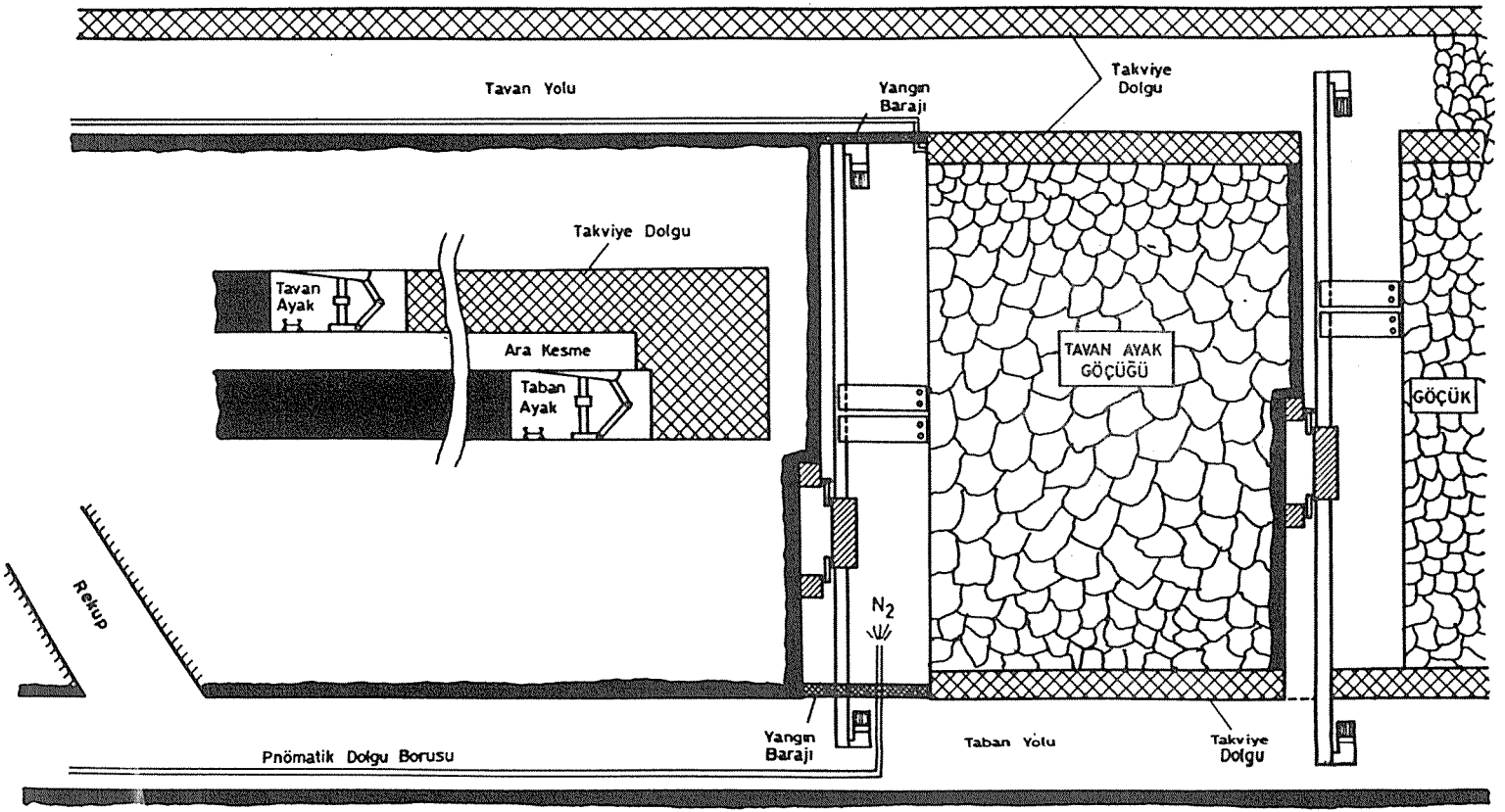
Hacimsel enjeksiyon sistemi yalnızca yangın olan üretim ayağına da uygulanabilir (Şekil 3). Taban ayak arkasında yangının çıktığını düşünelim. Ayak girişi ve çıkışı yangın barajı ile kapatılarak ayak içerisine azot enjekte edilebilir. Bu enjeksiyon sonucu 1-2 gün gibi çok kısa bir zamanda yangın kontrol altına alınabilir. Böylece aynı ayağın üretime tekrar açılması kısa sürede mümkün olacaktır, kaldı ki diğer üretim birimlerinde (Tavan ayakta) üretimin sürekliliği sağlanabilir.

Çizelge 4: Armutçuk azot enjeksiyon uygulaması

İşletme	: Kandilli
Kartiye	: 12214
Çalışılan kotlar	: -350/-400
Çalışılan damar	: Büyük damar
Damar özellikleri	: Kendiliğinden yanmaya eğilimli, kalınlığı 4-8 m, eğim 70-80^{o}
Enjeksiyon şebeke uzunluğu	: 3200 m
Şebeke boru çapı	: 150 mm (Basınçlı hava borusu)
Enjeksiyon basıncı	: 3 kg/cm^{2}
Ortalama azot debisi	: 50 m^{3}/dak-300 m^{3}/saat
Enjeksiyon süresi	: 20 saat
Azot gazı çıkış sıcaklığı	: -5^{o}/10 ^{o}C
Enjeksiyon türü	: Hacimsel enjeksiyon

6. SONUÇLAR

O.A.L. Çayırhan bölgesinde tam mekanize kömür üretimi esnasında bir miktar kömür ayak göçüğünde kalmaktadır. Bu miktar çok az da olsa, kömür içerisindeki % 4-6 civarında kükürtün varlığı yanma reaksiyonunu hızlandırmaya yeterli nedendir. Tam mekanize üretimin gerçekleştirildiği ilk dönemlerde bir kaç defa yangın tehlikesi atlatılmıştır. Olasıl bir yan-



Şekil 3. Hacimsel enjeksiyon sisteminin bölgesel uygulanışı

gında panonun giriş ve çıkışını barajla kapatarak teçhizatı yangında bırakmak düşünülmesi gereken en son çözüm olmaldır. İşletmede olasıl bir yangında işçi sağlığı için etkin ve modern teknolojik önlemler alındığı halde, yangına karşı uygulanacak olan mücadele yöntemi klasiktir. Olasıl bir yangında üretimin sürekliliğini sağlamak, ocak içi emniyetini ve ekonomikliği teminde etkili olmak için azot enjeksiyonu uygulanabilir.

Kaldı ki bir yangın anında üretim devam ederken, göçükteki yangın bölgesine doğrudan doğruya inert gaz enjeksiyonu ile yangınla savaş mümkündür (Bölgesel inertizasyon). Böylece hızlı bir üretim ile yangınlı bölgeden bir ana önce kaçış mümkün olacaktır.

Enjeksiyon sisteminin tüm teçhizatı (sabit tanklar, ısıtıcı, evaporatör, borular) ülkemiz mühendisliği ve işçiliği tarafından yapılabilmektedir. Çayırhan bölgesinde Çömlektepe ve A-17 karolarındaki pnömatik ramble tesislerinin yanına enjeksiyon sisteminin yerüstü tesisleri yapılabilir. Böylece olasıl bir yangında enjeksiyon sistemi, pnömatik ramble boruları ile irtibatlandırılarak yangınla etkin ve hızlı bir şekilde mücadele edilebilir.

7. KAYNAKLAR

ARIOĞLU, E., 1985; Yeraltı Kömür Madenciliğinde Yangına Karşı Savaşta Azot Enjeksiyonu, Teknik Rapor, İstanbul.

ARIOĞLU, E., YORULMAZ, A., TURGUT, B., ÖGE, A., ÖZGÜL, S., SEZGİN,İ., GÜNEŞİ, S., 1990; Armutçuk Müessesesi-Kandilli Kömür İşletmesinde Azot Enjeksiyonu Uygulaması ve Sorunları, 6. Mühendislik Haftası, Isparta.

AYVAZOĞLU, E., 1984; Madenlerde Havalandırma ve Emniyet, İ.T.Ü. Maden Fakültesi Yayını, İstanbul.

BOTH, W., May 1981; Fighting Mine Fires with Nitrogen in the German Coal Industry, the Mining Engineer.

BOTH, W., MULLER, R., 1979; Grumbenstan bekampfung mit stickstoff in Deutschen Steinkohlenbergbau, Glückauf with translation, 115 Nr.19.

HEKİMOĞLU, Z., KARAMAN, H., DEMİR. İ., 1987; O.A.L.'de Ocak Gözlem Sisteminin Pratik Uygulamaları, Madencilik Dergisi, Ankara.

SALTOĞLU, S., 1989; Madenlerde Havalandırma ve Emniyet İşleri İ.T.Ü. Maden Fakültesi Yayını, İstanbul.

TATAR, Ç., KÖSE, H., 1990; O.A.L.'de Pnömatik Ramble Uygulaması, 6. Mühendislik Haftası, Isparta.

...., Kriyojenik Depo Tankları, Habaş A.Ş. Kataloğu

TOZUN ÖNEMİ, MESLEK HASTALIKLARI VE TOZ YÖNETMELİĞİ (ÜLKEMİZDEKİ DURUM)

THE IMPORTANCE OF MINE DUST, PROFESSIONAL DISEASES AND LEGAL ASPECTS IN TURKEY

Tevfik GÜYAGÜLER*

ÖZET

Toz özellikle yeraltı ocaklarında insan sağlığı açısından üzerinde önemle durulması gereken bir sorundur. Tozla mücadelede hedef, çalışma yerinde tozun zararlı olabilecek seviyeye çıkmasını önlemektir. Bu, ancak değişik tür tozların izin verilebilir seviyelerinin belirlenmesi ve işyerlerinde buna uyulması ile gerçekleşebilir.

Bildiride tozun önemi, neden olduğu meslek hastalıkları modern madencilikte uygulanan toz standartları konularında bilgi verilmiş ve bunlara bağıntılı olarak yeni toz yönetmeliği (Eylül 1990) irdelenerek iyileştirme önerileri getirilmiştir.

ABSTRACT

Mine dust is one of the most important environmental problems in mine workings. The purpose of the fighting against dust is to keep the dust concentration at a level which will not have any harmfull effect to the workers. This can be achieved by determining the acceptable levels for different types of dusts and keeping the dust levels in the working below allowable concentration.

In this paper, the importance of dust, professional disease and the dust standards used by developed countries are discussed and in the light of the above mentioned subjects,recently accepted "dust regulation" is analyzed and some opinions are brought to improve the regulation.

* Doç. Dr., Maden Mühendisliği Bölümü, ODTÜ, ANKARA

1. GİRİŞ

Ocak tozlarının zararlı etkileri göz önüne alındığında, üzerinde önemle durulması gereken bir konu olduğu kolaylıkla görülür.

Toz görüş mesafesini azaltmakta, gözü tahriş etmekte, yeraltında çalışanları psikolojik olarak etkilemekte ve çalışma verimini düşürmektedir. Bunlara ilaveten, en önemlisi, bazı tozlar çok miktarda ve uzun süre teneffüs edildiğinde akciğer meslek hastalıklarına neden olmaktadır.

Tozun hastalığa neden olduğu uzun senelerden beri bilinmesine karşın, konuya önem verilmesine ve önlemlerin alınmasına ancak son yüzyılda başlanmıştır. İlk kez 1912 yılında Kuzey Afrika Birliğinde sağlık açısından çalışma koşullarının ve alınması gereken önlemlerin araştırılması yapılmıştır. İngiltere'de ise 1925 yılında hazırlanan bir tüzüğe endüstride görülen solunum hastalıkları ve klasik silikoz konularıda dahil edilmiştir. Bu çalışmalara paralel olarak toz ölçüm cihazlarıda aynı dönem içinde geliştirilmiştir [BURROWS, 1974].

Konuya ilişkin çalışmalar günümüzde halen devam etmektedir. Dünya madenciliğinde tozun zararlarını ortadan kaldırabilmek için büyük çabalar sarfedilmekte olup çoğu gelişmiş ülkelerde bu problem büyük oranda çözümlenmiştir.

Tozla mücadelede ana hedef çalışma yerinde insana zarar verecek miktarda tozun bulunmasını önlemektir. Bu ise değişik tozlar için izin verilebilir miktarların bilinmesi ile mümkündür. Modern madenciliğin yapıldığı ülkelerde, değişik tozlar için izin verilebilir toz yoğunlukları araştırmalar sonucu belirlenmiş ve bunlara uyulması yasal yollarla sağlanmıştır.

Ülkemizde tozun zararları tüm madencilerle bilinmesine karşın yasal düzenlemeler ancak Eylül 1990 tarihinde toz yönetmeliği ile getirilebilmiştir [..... 1990].

Geç olmasına karşın yarar sağlayacağı kesin olan bu yönetmeliğin amacına ulaşması için tekrar detaylı bir şekilde incelenip eksikliklerinin giderilmesi gerekmektedir.

Yapılan istatistikler meslek hastalıklarının halen güncel olduğunu göstermektedir. Sosyal Sigortalar Kurumu (SSK) tarafından verilen bir istatisliğe göre Türkiye'de 1984 yılında 119 tanesi silikoz olmak üzere 599 meslek hastalığına rastlanmıştır. Yine SSK'nın 1988 yılı istatistiklerinden toplam 695 meslek hastalığından 53'ü kömür 11'i kömür dışı madenlerde olmak üzere toplam 64 meslek hastalığı görüldüğü anlaşılmaktadır[.....,1988].Bu sayıda madencilik sektörü dışında yine toza maruz kalarak hastalığa tutulanlar dahil edilmemiştir. Rakamlardan anlaşılacağı gibi 1984 ile 1988 yılları arasında meslek hastalığı açısından fazlaca bir iyileşme görülmemektedir. Bu ise konunun önemini, üzerine biraz daha gidilmesinin gerek olduğunun bir göstergesidir.

2. TOZUN NEDEN OLDUĞU MESLEK HASTALIĞI, PNOMOKONYOZ

Pnömokonyoz 1971 yılında Uluslararası İşçi Organizasyonu (ILO) tarafından düzenlenen 4. Uluslararası konferansta pnömokonyoz "tozun akciğerlerde birikmesi ve akciğer dokularının bu toza reaksiyon göstermesi sonucu oluşan hastalık" olarak tanımlanmıştır.

Tıbbi yönden bugün bile bu hastalığın ne önlenmesi ne de tedavisi mümkün değildir [GÜYAGÜLER, 1985]. Bu nedenle, mücadele ancak toz seviyesini hastalığa neden olmayacak seviyede tutma suretiyle yapılmaktadır.

Değişik tozlar tehlike dereceleri itibarıyla üç ayrı pnömokonyoza neden olmaktadır (Çizelge 1). Hangi tozların daha tehlikeli olduğunu anlamak için o tozun nasıl bir hastalığa neden olduğunun bilinmesi gerekmektedir.

Çizelge 1'den anlaşılacağı gibi serbest silika içeren tozlar, silikalı kömür tozları, lifli silikatlar, talk, aliminyuma ve beril tozları "major pnömokonyoza neden olmaları nedeniyle" en tehlikeli ve önemli olanlarıdır.

Çizelge 1. Pnömokonyozun Sınıflandırılması [VELİCANGİL, 1987]

A. Proliferatif-Fibrotic Pnömokonyozlar

1. Silikoz	Major Pnömokonyoz
2. Karışık toz fibrosisleri (karışık silikozlar)	
- Antrako-silikoz (Kömür madenciliği pnömokozu)	Major "
- Sidero silikoz	Minör "
-Kaolen pnömokez	Minör "
3. Basit Silikatozları	Minör "
4. Fibratik Silikatozları	Major "
- Asbestoz	Major "
- Talkoz	Major "
- Sillimanit pnömokonyozu	Minör "
5. Aluminoz	Major "
6. Beriltyoz	Major "

B. Bazı mineral tozlarla meydana gelen yığılma (birikme) pnömokonyozları

1. Sideroz (Demir oksit)	Selim "
2. Stannoz (Kalay tozları)	Selim "
3. Barıtoz (Baryum sulfat)	Selim "
4. Antrakoz (Kömür)	Minör "

3. TOZUN VERDİĞİ ZARAR DERECESİNİ BELİRLEYEN ETKENLER

Bilindiği gibi tozlu ortamda çalışanların gördüğü zarar derecesi tozlu ortamda çalışılan süre, tozun komposizyonu, toz miktarı, tane boyu dağılımı ve toza karşı kişisel hassasiyete bağlı olarak değişmektedir.

Tozun özellikle petrografik kompozisyonu hava içinde izin verilebilir toz miktarı (MAK) ile yakından ilişkilidir.

Diğer önemli bir etken tozun tane boyu dağılımıdır. Zira belirli bir boyuttan daha küçük olanlar hastalığa neden olmaktadır. Tozun 5.0 mikrondan daha büyük alanları solunum organları tarafından tutulmakta ve zamanla dışarı atılmaktadır. Bu nedenle tozun alveollere en fazla nüfuz edebilen büyüklükleri önem kazanmaktadır. Solunabilir toz olarak bilinen boyutların 0.2-0.5 mikron arası olduğu ancak pratikte 5 mikronun altındaki toz tanelerinin zararlı olduğu kabul edilmiştir. O halde, MAK değerleri solunabilir ocak tozları için belirlenmelidir.

İnsan bünyesi belirli bir sınıra kadar tozdan etkilenmez. Bu nedenle ocak havasının toz içeriğini temiz havadaki seviyeye indirmek mutlaka gerekli değildir. Ancak, izin verilebilir toz içeriği saptanırken günde 8 saat, haftada 40 saat normal çalışma süresi içinde kişiye zarar vermeden solunabilecek konsantrasyon göz önününde tutulmalıdır. Aynı zamanda bu değer, tozlu havayı teneffüs etme süresi ile toz yoğunluğunu hesaba katan ağırlıklı ortalama (TWA) olarak düşünülmelidir. Bu sınırların zaman zaman geçilmesi; ancak sınırın üstünde geçirilen sürenin sınırın altında geçirilen süre ile karşılanması durumunda mümkün olmaktadır.

Görüldüğü gibi pnömokonyoz ile mücadele tozun kompozisyonunun dikkate alındığı solunabilir toz için belirlenen izin verilen toz sınırını geçmemek suretiyle yapılması gerekmektedir.

4. İZİN VERİLEN TOZ MİKTARI

Daha önce belirtildiği gibi izin verilen toz miktarı günde 8 saat, haftada 40 saat çalışma durumunda işçinin sağlığına zarar vermeyecek şekilde saptanmaktadır. Bu değerler Threshold Limit Değer (TLV), izin verilen maksimum değer (MAC) veya zaman ağırlıklı ortalama (TWA) olarak bilinmektedir.

Aynı değer Türkiye'de Eşik Sınır Değer (ESD) olarak kullanılmaktadır.

Değişik tozlar için "American Conference of Govermental Industrial

Hygienists" tarafından 1989-1990 yılı için belirlenen TWA değerleri Çizelge 2'de verilmiştir [....., 1989].

Çizelge 2. Bazı Tozların İzin Verilen Zaman Ağırlıklı Ortalama Değerleri

Madde	TWA (mg/m^3)	
Al metal dust	10	
Cr metal	0.5	
Asbest		
- Amosite	0.5 lif/cm^3	
- Krizotile	2	"
- Krosidolit	0.2	"
- Diğer türler	2	"
Jips ($CaSO_4$)	10	
Kömür tozu	2	(Silika içeriği % 5'den az)
Talk	2	(Hiç aspest içermiyor)
(Talk içinde aspect varsa aspectin TWA değerleri kullanılır)		
Mermer ($CaCO_3$)	10	(toplam toz) (aspect yok, %1'den az kristal silika)
Silika (Kristalize)		
- Kristobalit	0.05	Solunabilir toz
- Kuartz	0.10	" "
- Tridimit	0.05	" "
- Tripoli	0.10	" "

Serbest silika içeriği % 5'den fazla alan tozların izin verilen yoğunlukları ise silika içeriğine bağlı olarak hesaplanmaktadır. Amerika'da 1 Temmuz 1988'de revize edilmiş olan ve halen kullanılan tüzüğün toza ilişkin kısmında silika içeriği % 5'den fazla olan tozlar için izin verilen değerler içerdikleri serbest silika (kuvars) oranlarına göre

aşağıdaki eşitlikten bulunmaktadır [....., 1988].

$$ESD = \frac{10}{\% \text{ Kuvars}} \qquad [1]$$

Örneğin; silika içeriği % 20 olan bir toz için ESD 0.5 mg/m^3 olmaktadır. Hava içerisinde 1'den fazla toz grubu bulunması halinde tozluluğun zararlı olup olmadığı aşağıdaki eşitlikten anlaşılmaktadır [POLTEV, 1985].

$$\frac{C_1}{(ESD)_1} + \frac{C_2}{(ESD)_2} + \ldots\ldots + \frac{C_n}{(ESD)_n} \leq 1 \qquad [2]$$

Burada

C = Toz grubu için konsantrasyon, mg/m^3,
ESD = Toz grubu için Eşik Sınır Değer, mg/m^3 'dir.

Ortamın zararsız olarak tanımlanması için toplamın 1 veya 1'den küçük olması gerekmektedir.

5. TOZ YÖNETMELİĞİ

Maden ve Toz Ocakları İşletmelerinde ve Tünel yapımında Tozla Mücadele Yönetmeliği 14 Eylül 1990 tarihinde 20635 sayılı Resmi Gazete'de yayınlanarak yürürlüğe girmiştir. Yedi bölümde 38 madde olarak yayınlanan bu yönetmelik gerek madencilik gerekse tozlu işlerde çalışanların sağlığı açısından çok büyük önem taşımaktadır.

Bölümler sırasıyla "Amaç, Kapsam, Kanuna Dayanak, Terimler", "İşverenlerin Yükümlülükleri, Tozla Mücadele Komisyonu, Tozla Mücadele Birimleri, Kuruluş ve Görevleri", "Örneklerin Alınması ve Değerlendirilmesi", "Tozla Mücadele", "İşçilerin Pnömokonyozdan Korunmaları, Pnömokonyoz Tanımı ve Pnömokonyozlularla İlgili İşlemler", "Eğitim Kursları" ve "Çeşitli Hükümler" başlıklarını taşımaktadır.

Ayrıca, Ek 1'de işverenlerin Bildiri Formları, Ek 2'de Özelliği Olan Kayaç veya Minerallerin Eşik Sınır Değerleri (ESD), Ek 3'de de Göğüs filmleri Sınıflama Çizelgesi verilmektedir.

Büyük bir eksikliği giderecek olan bu yönetmeliğin amacına ulaşması; eksikliklerinin giderilmesi ve uygulanmasının sağlanması ile mümkün olacaktır.

Yönetmeliğin yeniden gözden geçirilmesini gerektiren konulara ilişkin olarak eliştiriler aşağıda sıralanmıştır:

i. Yeraltı işyerlerinde toz riski 16. maddede verilmiştir. Toz riski derecesi "Kuvars içeren solunabilir toz" ve "solunabilir kuvars tozu" içeriğine göre belirlenmiştir. Burada kuvars içeren solunabilir tozda kuvars miktarının ne kadar olduğu belirtilmemiştir. Büyük bir olasılıkla bu değer % 5'den az olabilir. Zira yönetmeliğin Ek 2'sinde "kuvars oranı % 5'den fazla olduğu takdirde madde 16'daki ESD'leri uygulanır" denilmektedir. Ancak, bu durumda % 6 kuvars içeren toz taneleri "Solunabilir Kuvars Toz" kapsamına alınmış olacaktır. Bu durumda, örneğin; kuvars içeriği % 6.6 olan bir tozun A.B.D.'inde ESD değeri 10/6.6 = 1.5 mg/m^3, ülkemizde ise 0.5 mg/m^3 olacaktır. Yine madde 16'daki çizelgeye göre kuvars içeren solunabilir toz kolonunda 5.2 ile 6.0 mg/m^3 arası toz konsantresinin toz risk derecesi hem II, hem de III olarak görülmektedir. Ayrıca, solunabilir kuvars toz kolonunda 0.26 mg/m^3 değeri herhangi bir risk derecesine girmemektedir. Büyük bir olasılıkla bunlar madde 21 bent (g) de "taşmasına" yerine "taşımasına" yazılması gibi yazım hatalarıdır. Bunların düzeltilmesi gerekmektedir.

ii. Tabloda risk dereceleri belirlenirken en az tozlu ortamın risk derecesi (I) olarak tanımlanmıştır. Ancak, toz riskinin birinci derecede olması doğal olarak en tozlu ortam olarak çağrışım yapmaktadır.

iii. Kuvars serbest kristalen (SiO_2) bileşimi olarak tanımlanmıştır. Kuvars gibi içinde serbest sılıka bulunan kristabalit, tridimit ve tripoli gibi mineraller göz önüne alınmamıştır. Çizelge 2'de görüleceği gibi kristobalit, tridinit gibi minerallerin ESD değerleri kuvars için öngörülen değerin yarısı kadardır.

iv. Çizelge 1'de belirtilen hastalıklardan en azından major *pnömokonyoza neden olan tozlar içinde ESD değerleri toz yönetmeliğine* ilave edilmelidir.

v. Yönetmeliğin 27. maddesinde üretimde çalışan işçilerin çalışma süresince en az iki yılda bir kez gögüs filmlerinin alınacağı belirtilmiştir. İki yıl ara hastalığın erken teşhis edilme olasılığını büyük ölçüde azaltacaktır. Bu sürenin kısaltılması (örneğin 6 ay) hastalığın erken teşhis edilme olasılığını arttıracaktır.

Erken teşhis ve tedavi, hastalığın ilerlemesinin durdurulması açısından önemlidir.

Hastalığın erken teşhisi durumunda aşağıdaki önlemleri almak mümkün olacaktır.

- İşçi tozsuz bir işte çalıştırılabilir
- Silikozun tüberküloza, asbestozunda kansere neden olduğu bilinmektedir.

Erken teşhis durumunda bu hastalıklar aranır ve tedavi ettirilebilir, ve

- Son yıllarda denenmeye başlayan bazı ilaçlar denenebilir.

Erken teşhisin yapılamaması durumunda ise hastalık yerleşmekte ve bu durumda işçi tozsuz ortamda bile çalışsa hastalık % 50 olasılıkla seyrine devam etmektedir.

vi. Özellikle gazlı ocaklarda kullanılacak olan toz ölçerlerin patlama ya neden olmayan izin verilir tip olması gerektiği yönetmelikte belirtilmelidir.

vii. Çalışma yerlerinde tozluluk risk derecesini belirlemede uygulanacak yöntem, alınacak örnek sayısı ve benzer hususlar yönetmelikte tanımlanmalıdır.

Örneğin, bir iş yerinin tozluluğu arka arkaya 10 normal üretim vardiyasında alınan ölçümlerle belirlenir gibi veya benzer ibareler

viii. Yönetmeliğin 17. maddesinin (b) fıkrasında "toz riski derecesi III olan yeraltı işyerlerinde işçinin birbirini takip eden aralıksız 5 çalışma yılında 500 vardiya çalışmasına izin verilir" denmekte (c) fıkrasında ise bu tür işçilerin ancak toz riski derecesi I ve II olan işyerlerinde çalışabileceği işyerlerinde 5 yıllık çalışma süresi sona erince tıbbi kontrol sonucu pnömokonyoz bulunmadığı takdirde tekrar toz kademesi III olan bir işyerinde çalışabileceği belirtilmektedir. İnsan sağlığını yakından ilgilendiren bu fıkra yeniden gözden geçirilmelidir.

ix. Yönetmeliğin 17. maddesinin (d) fıkrasında "yerüstü işyerleri ile kırma, eleme, öğütme tesislerindeki işyerlerinde 5 mg/m^3 kuvars içeren solunabilir toz veya solunabilir kuvars tozu 0.25 mg/m^3 den fazla ise bu işyerlerinde işçi çalıştırılamaz" denilmektedir. Başka bir deyişle bu tür yerlerde Toz Riski derecesi III ve IV olması halinde işçi çalışmayacaktır. Ancak, bir önceki fıkrada toz riski III olan işyerlerinde işçiler senelerce çalışmaktadır. Tozun verdiği zarar yeraltı veya yerüstü çalışması ile ilişikli olmayıp doğrudan tozlulukla ilişkilidir.

x. Madde 16'da ESD değerleri çizelgesinin altında "sınıflandırmada kuvars içeren solunabilir toz ve solunabilir kuvars tozu verilerine göre farklı toz riski dereceleri ortaya çıkarsa yüksek risk derecesi esas alınır" denilmektedir. Burada, iki toz grubu söz konusudur. Bunların ortak etkisi Eşitlik[2]kullanılarak belirlenmelidir.

Örneğin birinci ve ikinci grup toz konsantreleri sırasıyla 2 mg/m^3 ve 0.1 mg/m^3 olsun . Bunların ESD değerleri 10 mg/m^3 ve 0.5 mg/m^3 olduğu kabul edilirse, her bir toz ayrı ayrı toz riski II içinde olmasına karşın birlikte etkileri (2/10+0.1/0.5 = 4/10) toz riski derecesini III'e getirmektedir. Bu nedenle bu ibarenin tekrar gözden geçirilmesi gerekmektedir.

xi. Yönetmelikte "Tozla Mücadele Komisyonu (TMK)" ilgili konularda alınacak kararlara esas olmak üzere teknik ve tıbbi açıdan görüşler hazırlamak amacıyla oluşturulan komisyon olarak tanımlanmıştır. Komisyonda Çalışma ve Sosyal Güvenlik, Sağlık ile Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığından, Maden İşçileri ve Maden İşverenleri

Sendikalarından birer temsilci ile Bakanlıkca uygun görülecek tozla mücadele ve pnömokonyoz konularında çalışmalarıyla tanınmış birer uzman bulunmaktadır.

Bu komisyona verilen görevler aşağıda sıralanmıştır:

-Uygulamaya ilişkin görüş ve önerilerini inceleyerek karara bağlanması

-Yönetmelik kapsamı dışına çıkarılacak veya kapsam içine alınacak işyerleri hakkında karar verilmesi

-Toz örneği alınması ve değerlendirilmesi konusunda ISGUM dışında bazı laboratuvarların yetkili kılınmasına karar vermeye

-Başka bir örnekleme cihazının amaca uygunluğunun tastik edilmesine karar vermeye

-Örnek alma zamanının uzatılması konusunda görüş bildirerek bakanlık onayını almaya

-Bakanlık onayı ile tozla mücadele konusunda yeterli bilgi sahibi deneyimli personel ile pnömokonyoz değerlendirme konusunda bilgi ve deneyin sahibi hekimlere kendi alanlarında çalışma yetkisi veren sertifika düzenlenmesi.

Yukarıda belirtilenlerin çoğu uzmanlık gerektiren önemli konulardır. Kurulacak olan komisyonun değişik işlevli görevleri yerine getirmesi oldukça zor görülmektedir.

Örnek olarak, bir toz ölçerin amaca uygunluğunun belirlenmesi, örneklemenin zamanlanması, hekimlere veya teknik personele sertifika düzenlenmesi gibi konular ilgili konularda uzman kişileri gerektiren önemli konulardır.

Her türlü sertifika bir kurs sonunda resmi hüviyeti alan bir kuruluşça yapılacak sınav sonunda başarılı olanlara verilmelidir.

Komisyon oluşumu itibariyle hiç teknik eleman olmadan kurulabileceği gibi hiç göğüs hastalıkları uzmanı olmadan da kurulabilecek niteliktedir. Bu nedenle en azından komisyona katılacak olan üyelerin niteliklerinin belirtilmesi yararlı olacaktır.

Yukarıdakilere ilaveten gerek Tıp Fakülteleri gerekse maden mühendisliği eğitimi yapan bölüm veya fakültelerden ve TTK'nın bu konudaki birikim ve olanaklarından yararlanılmaması yönetmeliğin diğer önemli bir eksikliğidir.

6. SONUÇ VE ÖNERİLER

Sonuç olarak Toz Yönetmeliğinin amacına ulaşması için aşağıda verilecek olan eksikliklerin giderilmesi ve bir an önce uygulamaya geçirilmesi ile mümkün olacaktır.

i. Yönetmeliğin 16. maddesi beşinci bölümde getirilen eleştiriler doğrultusunda yeniden düzenlenmeli, yazım hataları giderilmelidir

ii. En az kuvars kadar tehlikeli olan kristobalit, tridimit ve tripoli gibi kuvars benzeri mineraller yönetmeliğe dahil edilmelidir

iii. Major pnömokonyoza neden olan tüm tozların ESD'leri belirlenip yönetmeliğe dahil edilmelidir

iv. İşçilerin göğüs filmleri 6 ayda bir çekilmelidir. Bu işlem için mikrofilm kullanılmamalıdır.

v. Tozluluk riski derecesini belirlemede uygulanacak yöntem belirlenmelidir.

vi. Toz ölçerlerin gazlı ocaklarda güvenlik içinde kullanılabilir olması gerektiği yönetmelikte belirtilmelidir.

- Yönetmeliğin 17. maddesinin (c) ve (d) fıkrası bölüm 5'de anlatılan nedenlerle yeniden gözden geçirilmelidir.

- Birden fazla toz grubunun bulunması durumunda metin içinde belirtildiği gibi ortak etki göz önünde tutulmalıdır.

- Tozla mücadele komisyonu (TMK) kuruluş yetki ve sorumluluk açısından tekrar değerlendirilmelidir.

- Yönetmeliğe ilişkin konularda Üniversite ve TTK'nın birikim ve olanaklarından yararlanılmalıdır.

KAYNAKLAR

BURROWS, J.H.J., and OTHERS, 1974. "The Ventilation of South African Gold Mines" The Mine Ventilation Society of South Africa, Johannesburg, 486 s.

GÜYAGÜLER, T. ve DURUCAN, Ş., 1985. "Yeraltı Kömür Madenciliğinde Çevre Sorunları ve Kontrol Yöntemleri" Genel Maden İşçileri Sendikası Yayını, ANKARA, 179 s.

VELİCANGİL, S. VE VELİCANGİL, Ö., 1970. "Endüstri Sağlığı ve Meslek Hastalıkları", Yakın ve Orta Doğu Çalışma Eğitim Merkez Yayını, ANKARA, 460 s.

....., 1988. "1988 İstatistik Yıllığı" SSK Yayın No:508, ANKARA, 168 s.

....., 1988. "Code of Federal Regulations Published by the Office of the Federal Register. National Archives and Records Administration, WASHINGTON, 735 s.

....., 1989. "Threshold Limit Value and Biological Exposure Indices for 1989-1990" by ACGIH, Cincinnati, 124 s.

....., 1990. "Maden ve Taş Ocakları İşletmelerinde ve Tünel Yapımında Tozla Mücadeleyle İlgili Yönetmelik", Resmi Gazete No: 20635, 14 Eylül 1990.

MANYEZİT ARTIKLARININ MANYETİK AYIRICILARLA ZENGİNLEŞTİRİLMESİ

BENEFICIATION OF MAGNESITE TAILINGS BY MEANS OF MAGNETIC SEPARATORS

Salih ERSAYIN*
Ş. Levent ERGÜN**
Özcan Y. GÜLSOY**

MANYEZİT ARTIKLARININ MANYETİK AYIRICILARLA ZENGİNLEŞTİRİLMESİ

BENEFICIATION OF MAGNESITE TAILINGS BY MEANS OF MAGNETIC SEPARATORS

Salih ERSAYIN *
Ş. Levent ERGÜN **
Özcan Y. GÜLSOY **

ÖZET

Konya bölgesi manyezitlerini zenginleştiren triyaj tesisinde - 14 mm fraksiyonu ve triyaj artıkları birleştirilerek artık sahasına gönderilmektedir. Bu çalışmada, bu iki tür artıktan yüksek alan şiddetli manyetik ayırıcılarla manyezit-serpantin ayırımı gerçekleştirilmiştir. Başarılı bir manyezit-serpantin ayırımına karşın bünye silisi nedeniyle doğrudan kullanılabilir konsantreler elde edilememiştir.

ABSTRACT

In the hand sorting plant processing magnesite ores of Konya district, - 14 mm fraction of the feed and hand sorting tails are combined and sent to the tailings dump. In this study, the concentration of the two types of tails by using a permanent roll magnetic separator was investigated. Although magnesite and serpentine are separated succesfully, to desired quality concentrates could not be obtained because of types of silicates distributed with in the magnesite matrix.

* Yrd. Doç. Dr., Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara
** Araş.Gör., Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara

1. GİRİŞ

Kuramsal formülü $MgCO_3$ olan manyezit cevheri, doğada genel olarak çeşitli oksitler, karbonatlar ve silikatlarla birlikte bulunmaktadır. Yantaş genellikle serpantin ve dünitten oluşmaktadır. Manyezit cevherlerinin zenginleştirilmesinde kullanılan yöntemler bu yantaşları ayırmayı amaçlamaktadır. Yaygın olarak kullanılan yöntemler elle ayırma (triyaj), optik ayırma, ağır ortam ayırması ve flotasyondur (Wicken and Duncan, 1983). Son yıllarda gelişen iki yeni yüksek alan şiddetli manyetik ayırma yöntemi de manyezit zenginleştirmesinde kullanılmaya başlanmıştır. Bunlar süperiletken teknolojisine dayalı manyetik ayırıcılar (Anon, 1989) ve yüksek alan şiddetli sabit mıknatıslı manyetik ayırıcılardır (Arvidson, 1988).

Yüksek alan şiddetli manyetik ayırıcılar özellikle elle yada ağır ortamla zenginleştirilemeyen ince tane boylu fraksiyonların zenginleştirmesinde kullanım potansiyeli yüksek olan zenginleştirme ekipmanlarıdır. Nitekim daha önce yapılan bir çalışmada KÜMAŞ 'ta -4 mm 'lik artıkların bu yöntemle zenginleştirilebileceği kanıtlanmıştır (Bozkurt ve diğerleri, 1988). Bununla beraber, bu yöntem 30 mm'ye kadar büyüklükteki cevherlere uygulanabilmektedir. Böyle bir uygulama halen KÜMAŞ'ta kullanılmaktadır. Ayrıca Konya bölgesi tuvönan manyezit cevherlerinde bu yöntemin bir ön zenginleştirici olarak kullanılabileceği de daha önce rapor edilmiştir (Ersayın ve diğerleri, 1990).

Bu yazıda, Konya bölgesi manyezitlerini işleyen triyaj tesiste elde edilen artıkların Permroll yüksek alan şiddetli manyetik ayırıcısı ile ayrılabilirliğini araştırmak üzere yapılan çalışmanın sonuçları sunulmaktadır.

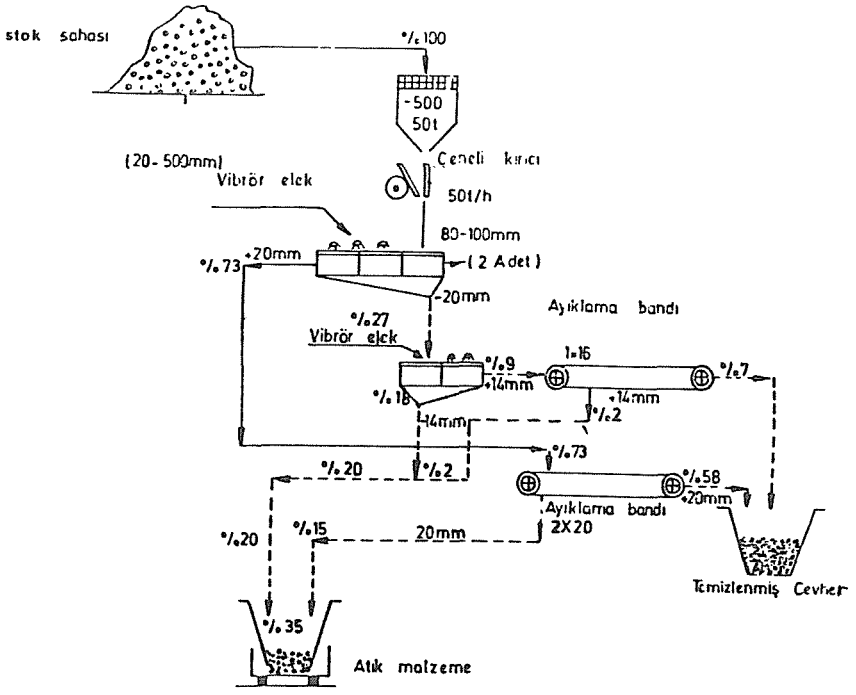
2. KONYA BÖLGESİ MANYEZİTLERİNİN ZENGİNLEŞTİRİLMESİ

Konya Krom Manyezit Tuğla Sanayii T.A.Ş. tesislerinde bölgedeki çeşitli sahalardan üretilen manyezit cevheri kullanılmaktadır. Kullanılan manyezit cevherinin büyük bir bölümü Helvacıbaba ve Çayırbağ ocaklarından elde edilmektedir. Her iki ocakta açık işletme yöntemi ile işletilmekte olup, Helvacıbaba ocağında kurumun kendi olanakları ile 60000 ton/yıl, Çayırbağ ocağından ise bir müteahhit firma tarafından 75000 ton/yıl üretim yapılmaktadır.

Cevherli kısımların dozer kepçeleri veya riperleme ile parçalanmasını takiben ocakta elle ayıklanan manyezit cevheri, loderlerle kamyonlara yüklenip, ikincil bir triyaj işlemi ile zenginleştirme yapan zenginleştirme tesisi civarındaki stok sahalarına taşınmaktadır. Farklı ocaklardan gelen cevherler ayrı ayrı stoklanıp işlenmektedir. Ocaklardaki artık ise ocakların civarındaki pasa sahasına atılmaktadır.

Zenginleştirme tesisinin akım şeması Şekil 1'de verilmiştir. Stok sahasından tesise beslenen cevher bir çeneli kırıcı ile -85 mm'ye kırıldıktan sonra, paralel çalışan iki 20 mm açıklıklı elekte kuru olarak elenmekte, elek üstü malzemenin yüzeyleri su jetleri ile temizlenmektedir. Bunu takiben herbir eleğin elek üstü malzemesi ayrı ayrı triyaj bantlarına beslenmekte ve burada işçiler yantaşları ve silisli kısımları ayırmaktadır. 20 mm elek altı ise 14 mm açıklıklı ikinci bir eleğe beslenmektedir. Kuru elemeyi takiben, elek üstü ürününün yüzeyleri su jetleri ile yıkanmakta ve bir diğer triyaj bantına beslenmektedir. Her üç triyaj bantından elde edilen temiz manyezit, bir konsantre silosuna ve oradanda bir havai hat sistemiyle sinter fırını stok sahasına taşınmaktadır.

-14 mm fraksiyonu, triyaj bantları artıkları ile beraber artık silosuna ve oradan da kamyonlarla artık sahasına gönderilmektedir. Ocakta başlayan bütün bu



Şekil 1. Zenginleştirme tesisi akım şeması

triyaja dayalı zenginleştirme işlemleri sonucunda cevher yantaşından hemen hemen tamamıyla arındırılmakta, fakat bünyede bulunan silis nedeniyle temizlenmiş Helvacıbaba cevherinde % 4-5, Çayırbağ cevherinde ise % 2-3 civarında silis kalmaktadır.

Sonuçta zenginleştirme tesisinde iki türde artık elde edilmektedir. Bunlar 14 mm elek altı ve +20 mm triyaj bantından elde edilen artıklar olup, bu çalışmada bunlardan refrakter tuğla imalinde kullanılabilecek kalitede bir ürün elde edilebilirliği araştırılmıştır.

Şekil 1'dende görülebileceği gibi 14 mm elek altı +20 mm triyaj artıkları ise sırasıyla tesis beslemesinin %15 ve 18' ini oluşturmaktadır. Özellikle hem yatırım hemde işletme masrafları düşük olan bu tür bir ayırıcı ile temiz bir ürün eldesi, tesisi daha ekonomik hale getirecektir.

3. NUMUNE ALIMI VE HAZIRLANMASI

Yukarıda belirtilen amaçlar doğrultusunda elle ayırma tesisindeki -14 mm'lik eleğin elek altı ürününün beslendiği banttan ve +20 mm elle ayırma artıklarını taşıyan banttan üç gün süreyle birer saat arayla her defasında 5-10 kg 'lık numuneler alınmıştır. Bu dönem boyunca stok sahasının ulaşılabilen bütün noktalarından tesise besleme yapılarak alınan numunenin temsili olması sağlanılmıştır. Bu numune alma işlemi her iki tipte cevher için ayrı ayrı tekrarlanmıştır.

Numune alma periyodu sonunda, toplanan numuneler konileme - dörtleme yöntemiyle azaltılıp, bir bölümü şahit numune olarak saklanmış, diğer bölümü ise bu çalışmada kullanılmak üzere laboratuvara getirilmiştir. Elle ayırma artıkları serbestleşmeyi sağlamak için 14 mm'ye kırıldıktan sonra, 14 mm elek altı ise herhangi bir işleme tabi tutulmadan oluklu numune bölücülerden geçirilerek yaklaşık 5 kg'lık deney numuneleri oluşturulmuştur.

4. MİNERALOJİ

Ocaklardan alınan numuneler üzerinde yapılan çalışmalar her iki ocağında mineralojik açıdan benzer olduğunu göstermektedir. Manyezitin kriptokristalin olup manyezit içinde damarcıklar halinde kuvars, kalsit ve serpantin grubu minerallere rastlanmaktadır. Bu damarcıkların kalınlıkları 0.0 - 6 mm arasında değişmekte ve genelde 0.3 mm civarındadır. Yantaş dunit ve serpantinden oluşmuştur. Yer yer limonitleşmiş zonlara rastlanmaktadır.

5. ZENGİNLEŞTİRME DENEYLERİ

Zenginleştirme deneyleri pilot ölçekli Permroll manyetik ayırıcısı kullanılarak yapılmıştır. Bu ayırıcı tesis ölçekli ayırıcıların benzeri olup tek farklılığı,

yüksek alan şiddetli (1.5 Tesla) sabit mıknatıslı rulosunun üç değişik mıknatıs konfigürasyona sahip olması ve beslemenin kullanılan konfigürasyona uygun noktadan daha dar bir alandan beslenmesidir. Permroll manyetik ayırıcıların çalışma prensipleri daha detaylı olarak Arvidson (1988) tarafından verilmiştir.

Deneylerde kullanılan numunelerin tane boyu dağılımları Çizelge 1'de verilmiştir.

Çizelge 1. Tesis Artıklarının Tane Boyu Dağılımları

	14 mm Elek Altı		Triyaj Artığı(Kırılmış)	
Tane Boyu (mm)	Helvacıbaba (% Ağ.)	Çayırbağ (% Ağ.)	Helvacıbaba (% Ağ.)	Çayırbağ (% Ağ.)
-14 +6.2	51.8	36.6	58.7	52.0
-6.2 +1	41.0	41.0	31.3	42.4
-1 +0.1	4.8	14.8	8.3	4.6
-0.1	2.4	7.6	1.7	1.0

Çizelge 1'den de görülebileceği tesisten alınan numuneler -14 +6.2, -6.2 +1, -1 +0.1 ve -0.1 mm olamak üzere dört tane boyu fraksiyonuna ayrılmıştır. En ince fraksiyon (-0.1 mm) manyetik ayırmaya uygun olmadığı ve miktarca az olması göz önüne alınarak ayrılmış, herhangi bir işleme tabi tutulmamıştır. 14 mm elek altı numunesi üzerinde yapılan manyetik ayırma deneylerinin sonuçları Çizelge 2 ve 3'de sunulmuştur.

Çizelge 2. Helvacıbaba 14 mm Elek Altı Numunesi Üzerinde Yapılan Manyetik Ayırma Deney Sonuçları

a)-14+6.2 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	11.53	2.33	1.29	0.23	42.85	41.76
Manyetik	17.30	25.78	5.34	5.93	0.37	35.63	26.99
Manyetik olmayan	82.70	8.55	1.70	0.32	0.20	44.36	44.85

b)-6.2+1 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	16.95	4.80	2.22	0.10	37.94	37.96
Manyetik	25.82	35.13	4.91	7.22	0.24	31.73	20.69
Manyetik olmayan	74.18	10.62	4.76	0.48	0.05	40.10	43.97

c)-1+0.1 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	24.04	4.06	3.32	0.27	36.13	31.60
Manyetik	34.15	28.84	3.85	4.81	0.31	34.85	27.28
Manyetik olmayan	65.85	14.78	6.05	0.45	0.19	38.59	39.92

Çizelge 3. Çayırbağ 14 mm Elek Altı Numunesi Üzerinde Yapılan Manyetik Ayırma Deney Sonuçları

a)-14+6.2 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	11.10	1.51	0.87	0.17	43.21	42.35
Manyetik	14.25	30.12	1.75	5.14	0.59	32.50	25.08
Manyetik olmayan	85.75	7.95	1.47	0.16	0.10	44.99	45.22

b)-6.2+1 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	14.12	2.42	1.40	0.23	42.16	39.67
Manyetik	21.56	28.52	2.96	5.91	0.70	38.20	25.59
Manyetik olmayan	78.44	10.16	2.27	0.16	0.10	43.22	44.09

c)-1+0.1 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	20.35	4.30	1.90	0.33	37.16	35.91
Manyetik	25.30	36.12	3.00	7.07	0.74	32.26	19.67
Manyetik olmayan	74.70	15.01	4.74	0.15	0.19	38.48	41.41

%11-24 arası silis içeren 14 mm elek altı malzemenin manyetik ayırıcıdan geçirilmesiyle %7.9-15 arasında silis içeren konsantreler elde edilmiştir. Bu üründe çok iyi bir manyezit yantaş ayırımı gözlenmesine karşın, silis oranın yüksek olmasının, manyetik özelliğe sahip olmayan bünye içi silisten kaynaklandığı sanılmaktadır. Nitekim manyetik olmayan ürünlerin Fe_2O_3 içeriklerinin çok düşük olmasıda bunun bir göstergesidir.

Triyaj artıkları ise genellikle serbestleşmemiş iri tanelerden oluşmaktadır. Bunların bünyesindeki manyezitin serbestleşebilmesi için, bu artıklar çeneli kırıcıda 14 mm'nin altına kırılmıştır. Sadece -14+6.2 mm -6.2+1 mm fraksiyonları manyetik ayırmaya tabi tutulmuştur.

Triyaj artıklarının manyetik ayırıcıdan geçirilmesiyle elde edilen ürünlerin özellikleri Çizelge 4 ve 5'de sunulmuştur.

Çizelge 4. Helvacıbaba +20 mm Triyaj Artıklarının Manyetik Zenginleştirme Sonuçları.

a)-14+6.2 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	23.40	6.11	2.75	0.34	39.83	28.55
Manyetik	61.69	31.15	7.08	4.16	0.52	39.38	19.30
Manyetik olmayan	38.31	10.92	4.54	0.48	0.05	40.55	43.44

b)-6.2+1 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	18.40	8.36	3.97	0.46	41.31	30.81
Manyetik	53.60	24.39	9.31	6.84	0.59	37.65	21.12
Manyetik olmayan	46.40	11.48	7.26	0.65	0.31	45.54	42.00

Çizelge 5. Çayırbağ +20 mm Triyaj Artıklarının Manyetik Zenginleştirme Sonuçları.

a)-14+6.2

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	26.71	4.06	2.51	0.32	36.25	29.94
Manyetik	49.09	33.34	5.10	4.62	0.55	34.99	20.98
Manyetik olmayan	50.91	20.30	3.06	0.48	0.10	37.46	38.58

b)-6.2+1 mm

	% Ağ.	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	A.Z.
Besleme	100.00	26.32	4.18	2.35	0.37	35.50	31.25
Manyetik	34.64	34.96	4.78	6.18	0.67	33.59	19.74
Manyetik olmayan	65.36	21.74	3.86	0.32	0.21	36.51	37.35

Helvacıbaba +20mm triyaj artıklarından iri boylarda yaklaşık %11 silis içeren bir ürün elde edilebilmesine karşın, Çayırbağ ve Helvacıbaba cevherlerinin incelerinde (-1+0.1mm) silis içeriği %20 düzeyinde kalmıştır. Burada da demirli kısımların büyük ölçüde ayrılması, silisin bünye silisinden, manyezit içinde ve kontakt zonlarında yeralan kuvars damarlarından kaynaklandığını göstermektedir. Nitekim ürünlerin gözle incelenmeside bu olguyu doğrulamaktadır.

6. SONUÇ

14 mm elek altı, şu anda artık olarak kabul edilip atılmaktadır. Bu ürünün iri fraksiyonlarından (-14 + 6 mm) manyetik ayırma sonucunda Çayırbağ cevherinde %7.9, Helvacıbaba cevherinde ise %8.6 SiO_2 içeren konsantreler elde edilmesi mümkün olmuştur. Bu fraksiyon 14 mm elek altı malzemesinin Helvacıbaba'da %51.8, Çayırbağ'da ise %36.6 gibi önemli bir oranını oluşturmaktadır. Silisi yüksek olan bu konsantrelerin düşük silisli diğer konsantrelerle paçallanarak kullanılması düşünülebilir.

Daha yüksek silis içeren -6.2 + 1 mm fraksiyonundan elde edilen konsantre ile -14 + 6 mm fraksiyonunun konsantresi birleştirildiğinde ise SiO_2 içerikleri Helvacıbaba ve Çayırbağ konsantreleri için sırasıyla %9.5 ve %9.1 olmaktadır. Bu iki fraksiyon birlikte toplam 14 mm elek altının sırasıyla %92.8 ve %77.6 sını oluşturmaktadır.

Bu çalışmada denenmemiş olmakla birlikte manyetik ayırma sonucu elde edilen konsantrelerin ağır ortam ayırmasına tabi tutulmasıyla, silis miktarında daha da büyük düşüşlerin sağlanabileceği düşünülmektedir.

Triyaj bandı artıklarından sadece manyetik ayırma kullanılarak arzu edilen kalitede temiz bir ürün elde edilemeyeceği anlaşılmıştır. Özellikle Helvacıbaba cevheri artıklarının iri fraksiyonuna manyetik ayırmaya ilaveten ağır ortam zenginleştirmesi uygulanarak kullanılabilir kalitede bir ürün elde etmek mümkün olabilir.

7. KAYNAKLAR

Anon, 1989; " Superconducting Magnetic Separator", Mining Magazine, March 1989, p. 227-228

Arvidson B. A., 1988; " Industrial Minerals Beneficiation With Permroll Magnetic Separator ", Proceedings of Second International Mineral Processing Symposium, p. 147-164.

Bozkurt R., Özdağ H., Gezgin N., 1988; " Manyezit Zenginleştirme Artıklarının Değerlendirilmesi ", Proceedings of Second International Mineral Processing Symposium, s. 210-218.

Ersayın S., Gülsoy Ö. Y., Ergün Ş. L., 1990; " Permroll Yüksek Alan Şiddetli Manyetik ayrırcısı ile Manyezit Cevherinin Zenginleştirilmesi", 4. Uluslararası Seramik Kongresi, Aralık 1990, İstanbul, s.371-381.

Wicken O. M. ve Duncan L. R., 1983; "Magnesite and Related Minerals ", Industrial Minerals and Rocks (S. I. Lefond, Editor), Society of Mining Engineers of AIME, Newyork, p. 805-820.

SUSUZ, KARIŞIK-SUSUZ ve KARIŞIK-SULU ORTAM ÇÖZÜCÜLERİ ve MİNERAL ENDÜSTRİLERİNDEKİ ÖNEMLERİ

(THE IMPORTANCE OF NON-AQUEOUS, MİXED NON-AQUEOUS AND MİXED-AQUEOUS SOLVENTS IN MINERALS INDUSTRIES)

İsmail Girgin *

ÖZET

Mineral endüstrilerinde sulu ortam çözücüleri çok yaygın olarak kullanılmakla birlikte bu tür çözücülerle teknolojik problemler her zaman çözümlenememektedir. Susuz, karışık susuz ve karışık sulu ortam çözücüler konusunda yapılan bazı araştırmalar bu çözücülerin üretim metalurjisinde bazı yeni teknolojik gelişmeler sağlanmasında kullanılabileceğini göstermektedir. Bu makalede, hidrometalurjik uygulamalarda sulu ortam çözücüleri kullanımında karşılaşılan bazı sorunların susuz veya karışık ortam çözücüleri kullanılarak nasıl çözümlenebileceği konusunda bazı örnekler verilmektedir.

ABSTRACT

Although aqueous solvents are very widely used in minerals industries they don't always offer solution for technological problems. The results of some research work carried on non-aqueous, mixed non-aqueous and mixed aqueous solvents show that such solvents can be used as a basis for new technological concept in extractive metallurgy. In this article, some examples are given for the possible uses of non-aqueous and mixed solvents so as to eliminate some of the problems originated in aqueous solvent systems in hydrometallurgical processes.

* Doç. Dr., Hacettepe Üniversitesi, Maden Müh.Böl. Öğretim Üyesi

1.GİRİŞ

Sulu ortam çözücülerinin özelliklerini belirlemek amacıyla çok sayıda araştırma yapılmış ve çözünürlük, solvasyon, iyon hareketliliği, iletkenlik, redoks kararlılığı, çözeltide oluşan türler vb. konularda bir hayli bilgi birikimi sağlanmıştır. Halen, hidrometalurjik proseslerin pek çoğunda asit, alkali, tuz çözeltileri veya bunların karışımlarından oluşan sulu ortam çözücüleri yaygın bir şekilde kullanılmaktadır.

Şimdiye değin, sulu ortam çözücüleri ile kıyaslandığında, susuz ortam (non-aqueous) çözücülerinin özelliklerinin belirlenmesi konusunda pek fazla araştırma yapılmadığı görülmektedir. Ancak, son yıllarda yapılan bazı çalışmalar uygun bir çözücü seçimi ile sulu ortamdakine kıyasla çözeltideki iyonların aktifliklerinde önemli değişiklikler yapılabileceğini göstermektedir. Bunun bir sonucu olarak da, sulu ortam çözücüleri kullanılan proseslerde karşılaşılan bazı sorunların veya sulu ortamda sonuç alınması olanaksız bazı tepkimelerin susuz, karışık-susuz (mixed non-aqueous) ve kaşık-sulu (mixed-aqueous) ortam çözücüleri kullanılarak çözümlenebileceği anlaşılmaktadır.

Bu makalede, sulu ortamda çözümlenemeyen bir kısım teknolojik sorunların susuz ve karışık ortam çözücüleri kullanılarak nasıl çözümlenebileceği konusunda bazı örnekler verilmektedir.

2. SUSUZ ORTAM ve KARIŞIK-ORTAM ÇÖZÜCÜLERİ

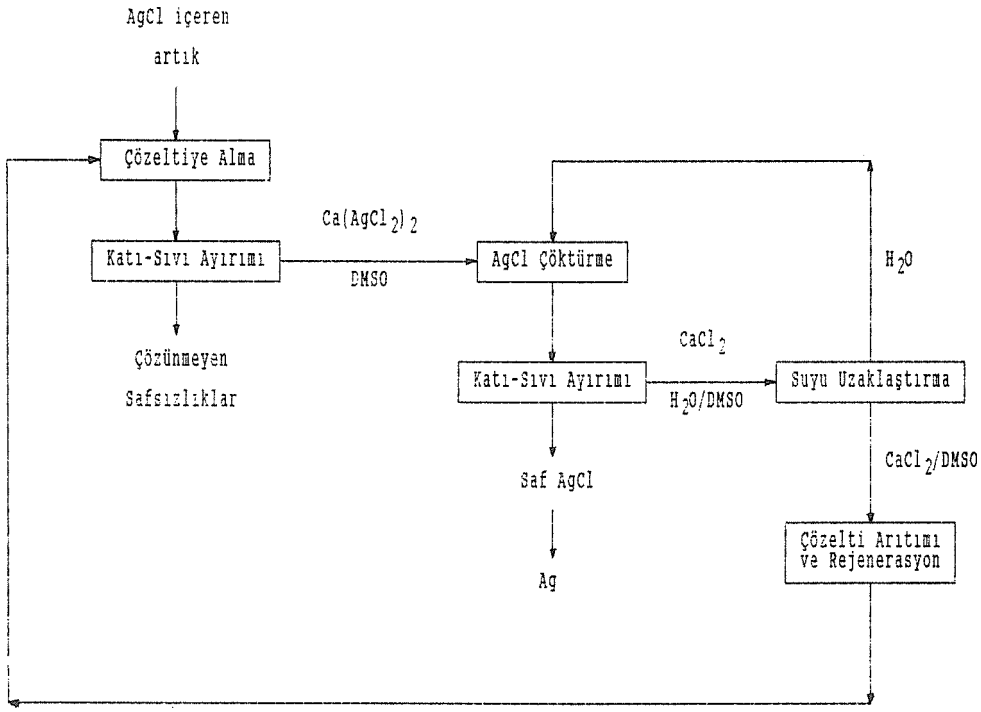
Susuz ve karışık ortam çözücülerinin başlıca çözeltiye alma (liç), çözeltiden metal kazanımı (çöktürme, elektrokazanım vb.), elektro-arıtma ve çözücü özütlemesi (solvent extraction) olmak üzere önemli kullanım alanları bulunmaktadır. Bu konulara ilişkin araştırmalardan elde edilen sonuçların bir kısmı aşağıda verilmektedir.

2.1. Gümüş Klorür İçeren Artıklardan Gümüş Kazanımı

Anod şlam artıkları, Pb-Zn-Ag konsantrelerinin klorür liçi artıkları, bazı altın arıtma uygulamalarında klorlama sonucu elde edilen kekler, fotograf endüstrisi artıkları vb. pek çok hidrometalurjik proses katı artıklarının gümüş içerdikleri bilinmektedir. Bu artıkların pek çoğunda gümüş, suda çok az çözünür bir bileşik olan AgCl halinde bulunmaktadır.

Yukarıda sözü edilen karakterdeki artıklardan gümüşün kazanılması amacıyla çeşitli prosesler geliştirilmiştir. Ancak bu proseslerin bir kısmı ekonomik olarak uygulanamamakta, bazılarında da teknik sorunlarla karşılaşılmaktadır. Örneğin, Rand Gold Refinery'de (Güney Afrika) altın arıtma amacıyla uygulanmakta olan klorlama prosesinde elde edilen kek su ile karıştırılmakta, çinko tozu ile indirgeme işleminden sonra ergitme yoluyla gümüş ayrılmakta ve daha sonra da elektro-arıtım yolu ile saf gümüş elde edilmektedir. Bu uygulamada çinko tüketiminin bir hayli yüksek ve elde edilen çinko klorür çözeltisinin de çevre sorununa neden olduğu ifade edilmektedir. Genel olarak gümüş kazanımı amacıyla başvurulan yöntemlerden birisi de elektrolizdir. Ancak, ortamda bakır tuzlarının bulunması uygulamayı çoğunlukla olumsuz yönde etkilemektedir.

Suda çok az çözünmesine karşılık AgCl'ün klorür iyonu içeren bazı dipolar aprotik çözücülerde oldukça kolaylıkla çözündüğü (Alexander, vd., 1967) bilinmektedir. Bu düşünceden hareketle Parker ve Clare (1979) tarafından yapılan araştırmada artıklardaki AgCl'ün kalsiyum klorürle doyurulmuş dimetilsülfoksit (DMSO) ortamında kolaylıkla çözeltiye alınabileceği belirlenmiştir. Filtrasyon yoluyla katı kısımdan ayrılan çözeltiye su ilave edildiğinde ise saf halde AgCl çökelmektedir. DMSO'in geri kazanımının da dikkate alındığı önerilen akım şeması Şekil-1'de verilmektedir.



Şekil-1. AgCl İçeren Artıklardan Gümüş Kazanımı prosesi Akım Şeması.

Saf halde elde edilmesini takiben AgCl'ün kolaylıkla metalik hale indirgenebildiği dikkate alındığında yapılan çalışmanın oldukça ilginç ve önemli olduğu görülmektedir.

2.2. Palp İçinde Karbon Prosesi ve Karbon Desorpsiyonu

Siyanür liçi çözeltilerinden karbon üzerine adsorplanma yoluyla ayrılan altın, sıyırma (stripping) işlemi sonucunda tekrar çözeltiye alınmaktadır. Uygulamanın ekonomisi açısından karbon rejenere edilerek tekrar kullanılmaktadır. Ancak, bazı uygulamalarda rejenerasyon işleminden sonra tekrar kullanılan karbonun adsorplama aktivitesinde önemli azalmalar olduğu gözlenmektedir (Ruane, vd., 1983).

Altının karbon üzerindeki aktif konumlara adsorplanması sırasında, özellikle pH'nın 10'dan büyük olması durumunda, çözeltideki diğer bazı katyonlar da altınla birlikte adsorbe olmaktadır. Öte yandan karbon üzerine adsorplanan oksijen de siyanürün karbonat ve amonyağa oksitlenmesine neden olmaktadır. Sonuçta, hem karbonatlı bileşikler çökelmekte hem de altın az çözünür AuCN haline dönüşmektedir. $Au(CN)_2^-$ kompleksini tekrar oluşturmak için siyanür derişimi ve pH'yı artırmak, $Au(CN)_2^-$ kompleksinin karbondan çözeltiye geçmesini sağlamak için de düşük iyon şiddetli çözeltiler ile yüksek sıcaklıklarda sıyırma yapmak gerekmektedir. Söz konusu nedenlerden ötürü ZADRA ve ANGLO/NIM proseslerinde sıyırma işlemi ancak yüksek sıcaklıklarda ve oldukça uzun bir sürede gerçekleştirilebilmektedir. De-iyonize su kullanıldığında desorpsiyon daha hızlı olmakla birlikte bu kalitede su bulmanın zorluğu yanında de-iyonize su üretiminin de ek masraf gerektireceği açıktır.

Muir (1982), tarafından yapılan bir araştırmada, organik çözücüler kullanılması durumunda desorpsiyon işleminin oda sıcaklığında başarıyla yapılabileceği anlaşılmıştır. Örneğin, desorpsiyon işleminde asetonitril kullanılması durumunda, su ortamına kıyasla, CN^- aktifliğinin 3.5 kez ve $Au(CN)_2^-$ aktifliğinin ise yalnızca 0.03 kez arttığı beirlenmiştir. Başka bir deyişle, asetonitril kullanımı ile CN^- aktifliği artırılırken $Au(CN)_2^-$ aktifliği azaltılmakta ve dolayısı ile de altının etkili bir şekilde karbondan uzaklaştırılması sağlanmaktadır.

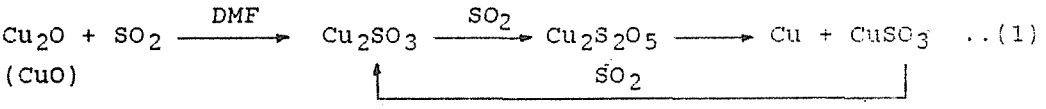
2.3. Bazı Metal ve Metal Oksitlerin Kükürt Dioksit İçeren Susuz Ortamlardaki Çözünürlük Özellikleri

Leeds Üniversitesi'nde bir grup araştırmacı tarafından başlatılan çalışmalarda SO_2 içeren karışık-susuz ortam çözücülerinde (Dimetilsülfoksit-SO_2, Dimetilformamid-SO_2, Asetonitril-SO_2 ve Nitrobenzen-SO_2) bazı metal ve metal oksitlerin çözünürlük eğilimleri incelenmiş ve aşağıda

özetlenen ilginç sonuçlar elde edilmiştir.

Gill, vd., (1981) tarafından yapılan bir çalışmada Mg, Al, In, Sn, Ti, V, Mn, Fe, Co, Ni, Cu, Zn ve Cd metallerinin dimetilsülfoksit (DMSO)-SO_2 ortamında metal disülfonatlar ($M_x(S_2O_7)_y.zDMSO$) oluşumu ile çözündüğü anlaşılmıştır. Aynı ortamda Sr, Ba ve Pb metalleri sülfatlar oluşturarak; Li, Na, Be, Ca, Ga, Tl, Sb, Bi, Ce, Pr, Eu, Dy ve U ise son ürünler izole edilememekle birlikte ara ürün olarak ditiyonat ($S_2O_4^{-2}$) oluşumundan geçerek çözünmektedirler. İlginç nokta, bu metallerin hiçbirinin yalnızca DMSO veya SO_2 ortamında çözünme göstermemeleridir.

Jeffreys, vd., (1982) ve Gill, vd., (1984) tarafından çalışmalarda bu kez çeşitli oksitler kullanılmış ve MgO, V_2O_5, CrO_3, MnO_2, CoO, CuO, Cu_2O, ZnO'lerin DMSO-SO_2 ortamında metal disülfatalar oluşturarak çözündükleri belirlenmiştir. Son ürünler belirlenememekle birlikte SnO_2, PbO_2, La_2O_3 ve Ag_2O'ler de bu çözücüde çözünmemektedirler. Buna karşıklık TiO_2, Cr_2O_3, Fe_2O_3, Co_3O_4, NiO, MoO_3 ve Al_2O_3 DMSO-SO_2 ortamında herhangi bir tepkimeye girmemektedir. Bu eğilimler dikkate alındığında DMSO-SO_2 çözücü ortamının Ni-Co ayırımında kullanılabileceği anlaşılmaktadır. Bu araştırmalar sırasında elde edilen önemli sonuçlardan birisi AN-SO_2 ortamında yalnızca bakır oksitlerin çözünme eğiliminde olmaları, diğeri de CuO ve Cu_2O'lerin DMF-SO_2 ortamında oda sıcaklığında metalik bakıra indirgenebilmeleridir. İndirgenme sonucunda %90 verimle %99.9 saflıkta bakır elde edilebildiği ifade edilmekte ve olay, tepkime-1 ile açıklanmaktadır.



..(1)

2.4. Bazı Kompleks Oksitlerin $HCl-H_2O$, HCl-Alkol ve HCl-Alkol-Su Ortamlarındaki Çözünürlük Özellikleri

Ticari önemde rutil yataklarının çok az olmasından ötürü titan dioksit üretiminin önemli bir bölümü ilmenitin rutile dönüştürülmesi yoluyla gerçekleştirilmektedir. Bu amaçla uygulanmakta olan yöntemlerden birisi asit lçi olup sülfürik asit veya hidroklorik asit kullanımı yoluna gidilmektedir. Liç amacıyla hidroklorik asit kullanılması durumundaki etkileşme Tepkime-2 ile ifade edilmekte-

$$FeTiO_3 + 2HCl \longrightarrow FeCl_2 + TiO_2 + H_2O \quad .....(2)$$

dir. Tepkimenin başarılı olması için malzenin ince öğütülmesi ve yüksek asit derişimlerinde kaynama noktasına yakın sıcaklıklarda çalışmak gerekmektedir. Bu şartlarda bile tepkime süresi oldukça uzun olmaktadır.

Yapılan çeşitli çalışmalar (Girgin ve Türker, 1986; Türker, vd., 1988; Girgin, 1990; Girgin, vd., 1991) liç tepkimesinin HCl-Alkol ve HCl-Alkol-H_2O ortamlarında gerçekletirilmesi durumunda daha düşük sıcaklık ve asit derişimlerinde oldukça iyi sonuç alınabileceğini göstermektedir. Bu çalışmalarda tepkimeye metanol, etanol, etilen glikol, fenol ve resorsinol'ün etkileri incelenmiş ve deneysel sonuçlar kuramsal açıdan irdelenmeye çalışılmıştır.

Tungsten ara ürünleri üretiminin ilk adımını alkali veya asit liçi yöntemleri oluşturmaktadır. Örneğin, yüksek tenörlü (> %60 WO_3) şelit cevher ve konsantrelerinin liçinde hidroklorik asit kullanılmakta ve tepkime-3'de verilen değişim sağlanmaktadır.

$$CaWO_4 + 2HCl \longrightarrow CaCl_2 + H_2WO_4 \quad ..... \ (3)$$

Uygulamada bu tepkime oldukça yavaş bir hızda ilerlemektedir. Zira tepkime ürünü olarak oluşan katı tungstik asit henüz tepkimeye girmemiş şelit taneciklerinin yüzeyini kaplayarak tepkimeyi olumsuz yönde etkilemektedir. Tepkime hızını artırmak için ince öğütülmüş malzeme ile etkili karıştırma yapılan bir ortamda derişik asit çözeltisi ile kaynama noktasına yakın sıcaklıklarda çalışmak gerekmektedir.

Özdemir ve Girgin (1991) tarafından yapılan çalışmada yapay şelitin $HCl-C_2H_5OH$ ve $HCl-C_2H_5OH-H_2O$ ortamlarında verdiği tepkime incelenmiş ve çözücü ortamdaki su miktarının hacimce %25'den az olması durumunda katı tungstik asit oluşumunun tamamen engellenebileceği anlaşılmıştır. Tepkime sonunda çözeltiye alınan tungsten ise ortama su ilavesi ile seçimli olarak çöktürülebilmektedir.

3. SONUÇ

Çizelge-1'de piyasada kolaylıkla bulunabilen ve su ile karışma özelliğinde olan bazı susuz ortam çözücülerinin (koordinasyon çözücüleri), su ile kıyaslamalı olarak çeşitli fiziksel özellikleri verilmektedir. Bunların ya-

Çizelge-1. Susuz Ortam Çözücülerinin Fiziksel Özellikleri

Çözücü	Molekül Ağırlığı	Kaynama Noktası	Yoğunluk kg/l	Viskozite cP	Dielektrik Sabiti	Dipole Debye
Su, H_2O	18	100	1.00	1.00	78	1.86
Metanol, CH_3OH	32	65	0.791	0.55	33	1.70
Etanol, C_2H_5OH	46	78	0.785	1.08	24	1.70
Aseton, $CH_3C(O)CH_3$	58	56	0.750	0.30	21	2.80
Asetonitril, CH_3CN	41	82	0.777	0.33	36	3.40
Dimetil Formamid $(CH_3)_2NC(O)H$	73	153	0.945	0.80	27	3.86
Dimetil Sülfoksit $CH_3S(O)CH_3$	78	189	1.096	1.96	47	3.96

nında susuz ortam çözücüleri olarak; sıvı amonyak, sıvı hidrojen florür ve diğer hidrojen halojenürler, sülfürik asit, sıvı kükürt dioksit, halojenler, Grup V elementleri halojenleri ve oksihalojenleri, tuz eriyikleri ve sıvı metallerden söz etmek mümkündür.

Çözücünün en önemli fonksiyonun diğer maddeleri çözmesi olmakla birlikte hidrometalurjik proseslerde çözme işleminde özellikle seçimlilik aranmaktadır. Su ortamında yeterince sağlanamayan seçimlilik çoğu kez susuz ortam çözücüleri kullanılması durumunda sağlanabilmektedir. Hatta, bazı durumlarda susuz ortamda çözünme sağlanamamazken karışık susuz ortamda sağlanabilmektedir. Örneğin bakır, nitrometan (CH_3NO_2) ve sıvı N_2O_4 ile tepkimeye girmemekte ancak bu iki madde karışımında verdiği tepkime sonucunda susuz bakır nitrat elde edilebilmektedir.

Su ortamında gerçekleştirilen tepkimelerde iyon aktivitesini artırmak amacıyla genellikle çözeltideki iyon şiddetini artırma ya da sıcaklığı yükseltme yoluna gidilmektedir. Yapılan çeşitli çalışmalar iyon aktivitesi üzerinde çözücü etkisinin çok daha fazla olduğunu göstermektedir. Örneğin, Parker (1976) tarafından yapılan bir çalışmada sudan aprotik bir çözücüye (DMSO, DMF, AN, propilen karbonat vb.) transferi sırasında klorür iyonu aktifliğinin yaklaşık 10^6 kat arttığı belirlenmiştir. Bunun anlamı da aprotik çözücü kullanılan bir ortamda (karışık-susuz veya karışık-sulu) kompleks klorür bileşikler oluşması eğiliminin çok yüksek olmasıdır.

Sonuç olarak, susuz veya karışık-sulu ortam çözücüler kullanılarak ortamın dielektrik sabiti, solvasyon, hidrojen bağı oluşumu vb. özelliklerinde değişmeler yapılarak iyon-çözücü ve iyon-iyon etkileşmelerinde önemli değişiklikler sağlamak olasıdır. Bu değişiklikler ise su ortamında gerçekleştirilemeyen bazı tepkimelerin düşük derişim ve sıcaklıklarda seçimli olarak gerçekleştirilmesini olanaklı kılmaktadır.

YARARLANILAN KAYNAKLAR

1. Alex ander, R., Ko, E.C.F., Mac, Y.C. ve Parker, A.J., 1967. Solvations of Ions. Part XI. Solubility Products and Instability Constants in Water, Methanol, Formamide, Dimethylformamide, Dimethylacetamide, Dimethylsulfoxide, Asetonitrile and Hexamethylphosphorotriamide, J. Am. Chem. Soc., 89: 3703-3712.

2. Gill, J.B., Goodall, D.C., ve Harrison, W.D., 1981. The Solution of Metals in Dimethyl Sulphoxide and Other Non-Aqueous Solvents Containing Sulphur Dioxide, Hydrometallugy, 6, 347-351.

3. Gill, J.B., Goodall, D.C., ve Jeffreys, B., 1984. New Leaching Agents for Oxides. The Reaction of Metal Oxides with the Mixed Non-Aqueous Systems: Dimethyl Sulphoxide-Sulphur Dioxide, Dimethyl Formamide-Sulphur Dioxide and Acetonitrile-Sulphur Dioxide, Hydrometallurgy, 13,221-226.

4. Girgin, İ., 1990. Leaching of Ilmenite in $HCl-H_2O$, $HCl-CH_3OH-H_2O$ and $HCl-CH_3OH$ Solutions, Hydrometallurgy, 24, 127-134.

5. Girgin, İ., Türker, L., 1986. Hydrochloric Acid Leaching of Ilmenite-Effect of Alcohol Species, Proceedings of The Australasian Inst. of Min. and Metallurgy, 291(5), 61-64.

6. Girgin, İ., Türker, L., Goodall, D., 1991. Effect of Phenol and Resorcinol on Leaching of Ilmenite with $HCl-CH_3OH$ and $HCl-C_2H_5OH$ Solutions, International Journal of Mineral Processing (Baskıda).

7. Jeffreys, B., Gill, B., ve Goodall, D., 1982. A Novel Reaction of Metal Oxides with The Mixed Non-Aqueous System Dimethyl Sulphoxide-Sulphur Dioxide, J. Chem. Soc., Chem. Commun., 788-789.

8. Muir, D.M., 1982. Recovery of Gold from Cyanide Solutions by Activated Carbon: A Review., Proc. Symp. CIP Technology for Extraction of Gold, Aus. IMM, Melbourne, 1.

9. Özdemir, S., Girgin, İ., 1991. Decomposition of Scheelite in Acid-Alcohol Solutions, Minerals Engineering (Baskıda).

10. Parker, A.J., 1976. Solvation of Ions: Entalphies, Entropies and Free Energies of Transfer, Electrochim. Acta., 21, 671.

11. Parker, A.J. Clare, B.W., 1979. Solvation of Ions. Some Applications, IV. A Novel Process for The Recovery of Pure Silver from Impure Silver Chloride, Hydrometallurgy, 4, 233-245.

12. Ruane, M., Hinchliffe, W., Muir, D.M., ve Hosking, J., 1983. Fouling of CIP Carbons in WA Gold Processing Plants, WAMPRI Report No.2 (Perth), 89.

13. Türker, L., Girgin, İ., ve Goodall, D., 1988. The Dissolution of Ilmenite in $HCl-H_2O$, $HCl-CH_3OH$ and $HCl-C_2H_5OH$ Systems- A Theoretical Approach, International Journal of Mineral Processing. 24, 173-184.

DEMİR CEVHERLERİMİZİN YÜKSEK FIRIN BAZINDA KULLANILABİLİRLİKLERİNİN İNCELENMESİ

AN INVESTIGATION INTO THE UTILIZATION OF TURKISH IRON ORES UNDER DIFFERENT BLAST FURNACE CONDITIONS

Vedat ARSLAN *
Mevlüt KEMAL **
Orhan SEMERKANT ***

ÖZET

Demir cevherlerimizin yüksek fırında kullanılabilirliklerinin incelenmesi amacıyla yapılmış olan bu çalışmada; demir cevherlerinden 1 ton sıvı metal üretilmesi durumunda, yüksek fırına getirecekleri empüriteler, oluşturacakları curuf miktarları (kg/ton sıvı metal) ve özgül kok sarfiyatları (kg/ton sıvı metal) gibi parametreler ampirik formüllerle hesaplanarak, farklı tenör ve kimyasal bileşimlere sahip demir cevherlerinin aynı bazda kıyaslanmaları yoluna gidilmiştir.

ABSTRACT

In this study, parameters such as coke and slag rate and impurities (kg/net ton hot metal) have been calculated for the production of 1 ton of hot metal from Turkish iron ores. As a result, a comparison on the same basis has been achieved in the case of utilizing ores of different characters.

* Araş. Gör., D.E.Ü. Müh-Mim. Fak. Maden Müh. Bölümü, Bornova/İzmir
** Prof. Dr., D.E.Ü. Müh.-Mim. Fak. Maden Müh.Böl. Başkanı, Bornova/İzmir
** Öğr. Gör. Dr., D.E.Ü. Müh.-Mim. Fak. Maden Müh. Bölümü, Bornova/İzmir

1. GİRİŞ

Ülkemiz halen yaklaşık 1.67 milyar tonluk bir demir cevheri potansiyeline sahiptir. Ancak bu potansiyelin 267 milyon tonluk kısmı işletilebilir rezerv olarak kabul edilmektedir. Geriye kalan kısmı ise tenör, rezerv ve kalite yönünden sorunlu cevherlerden oluşmaktadır (DPT, 1988). İşletilebilir potansiyel olarak varsayılan kısmın ise, çok az bir miktarı doğrudan parça cevher olarak şarj edilebilir özelliğe sahiptir. Büyük çoğunluk ise sinterleme veya zenginleştirme-peletleme işlemi sonucu kullanılabilir hale gelmektedir.

Demir cevherlerimizle ilgili olarak bugüne kadarki değerlendirmelerde, tenör ve empüriteler açısından ayrı ayrı sınıflandırmalar yapılmış, bunlara göre cevherlerin kaliteleri hakkında yorumlar yapılmıştır. Halbuki demir cevherlerinin demir-çelik sanayinde, parça cevher, pelet veya sinter olarak kullanılabilirlikleri, cevherin fiziksel ve kimyasal özelliklerinin yanında, yüksek fırınların çalışma şartlarına ve performanslarına da büyük ölçüde bağlıdır.

Bilindiği üzere, yüksek fırın şarj ve ürün miktarları ton sıvı metal (TSM) başına verilen değerlerle ifade edilmektedir. Bu nedenle cevherlerin, yüksek fırınlarda kullanılabilirliklerinin incelenmesinde, bu cevherlerden 1 ton sıvı metal üretilmesi durumunda, yüksek fırına getirecekleri empüriteler, oluşturacakları curuf miktarları (kg/TSM) ve özgül kok sarfiyatları (kg/TSM) gibi parametrelerin hesaplanarak, bu parametreler doğrultusunda değerlendirilmeleri daha isabetli olacaktır.

Bu çalışmada da cevherlerimizin yüksek fırına 1 ton sıvı metal üretimi için getirecekleri empüriteler ve oluşturacakları curuf miktarlarıyla özgül kok sarfiyatları bazında değerlendirilmesi yoluna gidilmiştir. Değerlendirmeler için ülkemiz demir cevherlerine ait analizler derlenmiş, ancak bu analizlerin yapılış zaman ve kaynağına göre çok fazla değişkenlik gösterdiği görülmüştür. Bu açıdan çalışmanın daha sağlıklı bir şekilde yürütülebilmesi için,TDÇİ İşletmelerine kullanılmak üzere getirilen ve analizleri TDÇİ tarafından yapılmış olan cevherlere ait veriler değerlendirmeye tabi tutulmuştur (TDÇİ, 1988).

Söz konusu cevherlerin TDÇİ yüksek fırınlarının mevcut çalışma şartlarında % 100 oranında, tek tek yüksek fırına şarj edilmeleri durumunda, oluşturacakları özgül kok sarfiyatı (kg/TSM), oluşacak curuf miktarı (kg/TSM), cevher ve koktan yüksek fırına gelecek kükürt ve alkali miktarları (kg/TSM) amprik formüllerle hesaplanmıştır.

Pratikte, söz konusu cevherlerin tümünün yüksek fırına parça cevher olarak beslenmesi ve daha önemlisi % 100 parça cevherle yüksek fırın işletilmesi mümkün olmamakla birlikte, bu hesaplamalar cevherlerin aynı bazda kıyaslanabilmelerini sağlamaktadır.

Bu çalışmalar esnasında aşağıda belirtilen kabuller dahilinde Flint tarafından geliştirilen hesaplama yöntemi kullanılmıştır (Flint, 1962), (Strassburger, 1969).

- Sıvı metal miktarı (ton/gün) = $\frac{\text{Şarjdaki toplam demir miktarı (ton/gün)}}{0.97}$

- Curuf miktarı (ton/gün) = Şarjdaki toplam Al_2O_3+CaO+MgO+Sıvı Metal dışında kalan SiO_2/0.97

- Curuf miktarı (kg/TSM) = $\frac{\text{Curuf miktarı (kg/gün)}}{\text{Sıvı metal miktarı (ton/gün)}}$

- Özgül kok sarfiyatı (kg/TSM) = $\frac{\text{Şarjdaki kok miktarı (kg/gün)}}{\text{Sıvı metal miktarı (ton/gün)}}$

Bu hesaplamalar esnasında yapılan kabullerde şarj içindeki CaO, Al_2O_3 ve MgO in tamamının curufa geçtiği, SiO_2 ve S'ün ise bir kısmının sıvı metale, diğer büyük miktardaki kısmının ise curufa geçtiği kabul edilmiş, söz konusu oksitlerin (SiO_2, CaO, Al_2O_3, MgO) toplamı 0.97 ye bölünerek curuf miktarı bulunmuştur.

Bu veriler yardımıyla, Flint'in "Efektif karbon oranı formülü" yöntemiyle, Karabük ve İskenderun yüksek fırınlarının "karbon sabitleri" hesaplanmıştır (Flint, 1962).

Daha sonra söz konusu karbon sabitleri esas alınarak "U.S.Steel" tarafından geliştirilmiş olan yöntemle (Strassburger, 1969); her bir

yüksek fırına, bu çalışmada incelenen cevherlerin % 100 oranında ve tek tek şarj edilmeleri durumunda, oluşturacakları curuf miktarları ve fırına kok ve cevherden gelen alkali ve kükürt miktarları hesaplanmıştır.

Çizelge 1. Karabük ve İskenderun'daki yüksek fırınlara ait hesaplamalara esas teşkil eden sabit değerler

	Karabük			İskenderun		
	I.YF	II.YF	III.YF	I.YF	II.YF	III.YF
Kok özellikleri						
Kül (%)	16.07	18.10	15.80	11.65	10.83	10.83
Sabit karbon (%)	83.16	81.25	83.85	87.22	88.53	88.53
Kükürt (%)	0.69	0.69	0.69	0.80	0.92	0.92
Kok külü analizi						
CaO (%)	3.99	3.99	3.99	2.61	2.44	2.44
MgO (%)	2.91	2.91	2.91	0.84	0.48	0.48
SiO_2 (%)	48.84	48.84	48.84	45.38	47.72	47.72
Al_2O_3 (%)	29.73	29.73	29.73	24.21	25.88	25.88
K_2O (%)	2.75	2.75	2.75	1.63	1.65	1.65
Özgül kok sarfiyatı (kg/TSM)	774	713	636	524	534	514
Fırın karbon sabiti (kg/TSM)	333	273	316	296	328	309
Curuf						
Bazikliği	0.84	0.78	0.72	0.98	0.82	0.88
Kükürt or. (%)	1.24	1.12	1.07	0.98	0.82	0.86
Sıvı metalde						
Si (%)	1.38	1.45	1.21	0.99	0.80	0.82
S (%)	0.05	0.07	0.08	0.05	0.03	0.02

Hesaplamalara esas teşkil eden yüksek fırın şartları Çizelge 1 de verildiği gibidir. İki işletmede de her üç fırın için ayrı ayrı değerlendirmeler yapılmasının nedeni, hesaplamaların sonuçlarına önemli etkisi olan fırın karbon sabiti, curuf baziklik oranı gibi parametrelerin fırınlara göre değişim göstermesidir.

2. KARABÜK'E 1988 YILINDA GELEN CEVHERLERİN YÜKSEK FIRINLARA % 100 ORANINDA VE TEK TEK BESLENECEKLERİ VARSAYILARAK YAPILAN HESAPLAMALARIN SONUÇLARI

Karabük Demir-Çelik Fabrikalarına 1988 yılı içinde sevkedelin demir cevherleri ve bunların özellikleri Çizelge 2 de verilmektedir (Kardemir, 1989).

Çizelge 2 de görüleceği üzere, söz konusu cevherler % 50-62 arasında demir (Fe) içermektedir. Yine aynı cevherlerin kükürt oranları oldukça farklılık göstermektedir. TDÇİ'nin şartnamelerinde aranan maksimum % 0.40 lık kükürt oranı gözönüne alındığında, Attepe, Bala-Madentepe, Divriği-Akdağ, Divriği-Pürünsür, Divriği-Taşlıktepe, Hekimhan-Bilfer ve Hekimhan-Deveci gibi bazı cevherlerin bu oranın altında kükürt içerdikleri görülmektedir.

Söz konusu cevherler, SiO_2 oranları açısından incelendiğinde, maksimum % 8 lik sınırı sadece Bala cevherleri geçmektedir.

Al_2O_3 için konulan maksimum % 1.5 sınırı ise, Bala-Camisağır, Bala-Suluocak, Divriği-Pürünsür ve Yenidemirdağ cevherlerinin aştığı ortaya çıkmaktadır.

Benzer şekilde söz konusu cevherler tenörleri açısından değerlendirildiklerinde ise (minimum % 59-61), sadece Attepe-Özkoyuncu ve Divriği-Taşlıktepe cevherlerinin aranan şartlara uygun oldukları görülmektedir.

Ancak bunların yanında, yüksek fırın performansıyla, ürün özelliklerini etkileyen fosfor, arsenik, alkali vb. ile ilgili analizlerin elde edilememiş olması nedeniyle bunlar değerlendirmeye alınamamıştır.

Yukarıda kisaca izah edilen yöntemle, söz konusu cevherlerin yüksek fırına % 100 oranında parça cevher olarak beslenmeleri durumunda, oluşacak curuf miktarı, özgül kok sarfiyatı, yüksek fırına şarj edilen kükürt miktarı teorik olarak hesaplanmıştır.

Çizelge 2. Karabük'e 1988 yılında gelen demir cevherlerinin özellikleri

FİRMA-OCAK	Cevher Özellikleri						
	Fe %	CaO+MgO %	Al_2O_3 %	SiO_2 %	S %	Mn %	P %
ATTEPE BİLFER	57.83	0.75	0.94	5.90	0.02	0.98	by
ATTEPE ÖZKOYUNCU	58.89	0.73	0.59	3.26	0.03	1.01	by
BALA-CAMİSAĞIR	52.23	7.13	1.64	8.87	0.51	0.31	by
BALA-MADENTEPE	52.23	7.69	1.13	9.17	0.10	0.24	by
BALA-SULUOCAK	54.72	5.96	1.57	6.90	1.43	0.32	by
BALA-SULUOCAK-ÖZCE	55.01	6.02	1.51	7.03	1.42	0.29	0.07
CÜREK	59.35	3.57	2.20	6.69	1.42	0.16	by
DİV-AKDAĞ	54.82	8.32	0.87	3.95	0.14	0.23	by
DİV-DUMLUCA S'süz	58.91	5.89	1.28	5.32	0.79	0.23	by
DİV-DUMLUCA S'lü	61.04	3.15	1.12	4.18	0.96	0.23	by
DİV-DUMLUCA.GAGAT	64.16	1.29	1.14	3.20	1.29	0.26	0.03
DİV-PURUNSUR	56.58	5.59	1.96	6.82	0.03	0.31	by
DİV-TAŞLIKTEPE	61.29	0.95	1.32	6.90	0.06	0.20	by
HEKİMHAN-BİLFER	50.45	3.42	0.64	5.51	0.05	4.86	by
HEKİMHAN-DEVECİ	50.03	2.71	1.19	7.06	0.03	4.60	by
YENİDEMİRDAĞ	62.00	2.30	1.86	5.18	0.60	0.20	by

by=bilgi yok

Çizelge 3 de verilen sonuçlar incelendiğinde, değişik yüksek fırın çalışma şartlarında, aynı cevher için, beklenildiği gibi, farklı özgül kok sarfiyatları ve curuf miktarları ortaya çıkmakta ve çalışma şartları en iyi olan (Bak Çizelge 1) 3 nolu yüksek fırın için söz konusu değerler en düşük seviyede kalmaktadır.

Diğer taraftan, değişik fırın şartlarına göre hesaplanan curuf miktarları, Karabük Yüksek Fırınlarında hedeflenen 330 kg/TSM (Kardemir, 1989) seviyesinde kalan ve daha az olan cevherler, I nolu yüksek fırın için Attepe, Divriği-Dumluca, Divriği-Dumluca-Gagat cevherleri, II nolu yüksek fırın için bunlara ilaveten Hekimhan-Bilfer ve Yenidemirdağ cevherleri, III nolu yüksek fırında ise yukarıda sayılanlara ilaveten Divriği-Taşlıktepe cevherlerinin, söz konusu yüksek fırınlar için öngörülenden daha az curuf oluşturacakları ve bu açıdan bir sorun yaratmayacakları tesbit edilmektedir.

Ancak bu cevherlerin yüksek fırına getirdikleri kükürt miktarları gözönüne alındığında, dikkati çeken bir husus yüksek fırın şarjındaki kükürtün önemli bir kısmının koktan kaynaklanıyor olmasıdır.

Çizelge 3.:Karabük'e 1988 yılında sevkedilen cevherlerin değerlendirilmesi

FİRMA-OCAK	1 Nolu Yüksek Fırın				2 Nolu Yüksek Fırın				3 Nolu Yüksek Fırın			
	Özgül Kok Sarfı kg/TSM	Toplam Curuf kg/TSM	Şarjdaki Toplam Koktan kg/TSM	Şarjdaki Kükürt Cev.den kg/TSM	Özgül Kok Sarfı kg/TSM	Toplam Curuf kg/TSM	Şarjdaki Toplam Koktan kg/TSM	Şarjdaki Kükürt Cev.den kg/TSM	Özgül Kok Sarfı kg/TSM	Toplam Curuf kg/TSM	Şarjdaki Toplam Koktan kg/TSM	Şarjdaki Kükürt Cev.den kg/TSM
ATTEPE BİLFER	769	334	5.30	0.335	705	327	4.86	0.335	635	290	4.38	0.335
ATTEPE ÖZKOYUNCU	719	226	4.96	0.494	657	221	4.53	0.494	592	190	4.08	0.494
BALA-CAMİSAĞIR	915	520	6.31	9.472	859	536	5.93	9.472	773	477	5.34	9.472
BALA-MADENTEPE	861	522	5.94	1.857	798	511	5.51	1.857	717	456	4.95	1.857
BALA-SULUOCAK	993	477	6.85	25.349	937	474	6.47	25.349	849	414	5.86	25.349
BALA-SULUOCAK-ÖZCE	991	478	6.84	25.039	935	474	6.45	25.039	847	414	5.85	25.039
CÜREK	966	436	6.66	23.208	908	433	6.27	23.208	824	383	5.69	23.208
DİV-AKDAĞ	797	354	5.50	2.477	745	371	5.14	2.477	692	386	4.78	2.477
DİV-DUMLUCA S'lü	864	364	5.96	13.008	806	359	5.56	13.008	727	310	5.02	13.008
DİV-DUMLUCA S'süz	853	317	5.89	15.256	795	315	5.49	15.256	719	268	4.96	15.256
DİV-DUMLUCA.GAGAT	860	262	5.94	19.503	803	261	5.54	19.503	729	222	5.03	19.503
DİV-PURUNSUR	805	411	5.56	0.514	747	424	5.15	0.514	670	375	4.62	0.514
DİV-TAŞLIKTEPE	788	368	5.44	0.950	725	360	5.00	0.950	652	321	4.50	0.950
HEKİMHAN-BİLFER	777	343	5.36	0.961	713	335	4.92	0.961	642	298	4.43	0.961
HEKİMHAN-DEVECİ	815	431	5.62	0.582	751	421	5.18	0.582	675	378	4.66	0.582
YENİDEMİRDAĞ	830	340	5.73	9.387	769	334	5.31	9.387	695	294	4.80	9.387

Çizelge 1 de verilen curuf ve sıvı demir kükürt oranları dikkate alındığında, 1 ton sıvı metalin ve bunun için gerekli 330 kg/TSM curufun toplam kükürt miktarlarının 1, 2 ve 3 nolu fırınlar için sırasıyla 4.62, 4.36 ve 4.30 kg/TSM olduğu görülmektedir. Bu bilgi doğrultusunda Çizelge 3 kükürt oranları açısından değerlendirildiğinde, kükürtün tüm cevherler için yüksek fırında sorun yaratacağını ve hesaplamanın yapıldığı fırın şartlarında çok düşük kükürt oranına sahip cevherlerin kullanılması gerekliliği ortaya çıkmaktadır.

Yüksek özgül kok sarfiyatı ile fazla miktarda kükürt girdisi olan bu yüksek fırınlarda, söz konusu yüksek kükürtlü cevherlerin düşük kükürtlü cevherlerle harmanlanıp sinterlenerek kullanılmaları gerektiği burada da tesbit edilmektedir.

Bu cevherler uygun kimyasal bileşimli cevherlerle harmanlandıklarında, özellikle cevher bazikliğini ayarlamak için gerekli ilave curuf yapıcıya ihtiyaç kalmayacak, bunun sonucu olarakta curuf miktarı düşecektir Bu durum Çizelge 4 de verilen bir örnekle açık bir şekilde ortaya konmaktadır.

Çizelge 4 de curuf toplamını oluşturan curuf oluşturucuları kok külü curufu, cevherden kaynaklanan curuf ve fluks curufu olmak üzere gruplara ayrılmışlardır.

Çizelge 4. Karabük 3 nolu yüksek fırını için hesaplanan curufun kaynaklarına göre dağılımı

Firma-Ocak	Cevher Bazik. Oranı	Kok Külü Curufu Cevher İçin kg/TSM	Kok Külü Curufu Bazik.İçin İlave kg/TSM	Cevher Curufu kg/TSM	Fluks Curufu kg/TSM	Kok külü+Cevher Curufu kg/TSM
ATTEPE BİLFER	0.11	88	43	105	54	193
ATTEPE ÖZKOYUNCU	0.19	82	40	52	16	134
BALA-CAHİSAĞIR	0.68	108	5	312	52	420
BALA-MADENTEPE	0.75	100	3	319	34	419
BALA-SULUOCAK	0.70	118	5	238	52	356
BALA-SULUOCAK-ÖZCE	0.70	118	5	239	52	357
CÜREK	0.40	115	55	184	29	299
DİV-AKDAĞ	1.73	96	2	214	74	310
DİV-DUMLUCA S'lü	0.89	101	2	186	21	287
DİV-DUMLUCA S'süz	0.59	100	5	113	50	213
DİV-DUMLUCA.GAGAT	0.30	102	49	62	10	164
DİV-PURUNSUR	0.64	93	5	228	48	321
DİV-TAŞLIKTEPE	0.12	91	44	124	62	215
HEKİMHAN-BİLFER	0.56	89	43	164	1	253
HEKİMHAN-DEVECİ	0.33	94	45	193	46	287
YENİDEMİRDAĞ	0.33	97	47	125	26	222

Bunlardan kok külü curufu; fırın karbon sabiti ve cevher bünyesindeki gang bileşimlerinin ergitilmesi için gerekli kok külünün oluşturduğu curuf ve curuf bazikliğini ayarlayan curuf yapıcıları ergitmek üzere ilave edilen kok külünün oluşturduğu curufu içermektedir.

Cevherden kaynaklanan curuf; cevher bünyesinde bulunan gang minerallerinin oluşturduğu curufu içermektedir.

Fluks curufu; yüksek fırında curuf baziklik oranını ayarlamak için konulan curuf yapıcıların oluşturduğu curuftur.

Çizelge 4 de verilen toplam curufun kaynaklarına göre dağılımı gözönüne alındığında, uygun bir sinter harmanında baziklik oranı ayarlandığı ve kükürt sorunu sinterleme ile giderildiği takdirde, curuf oranı açısından, Bala cevherleri dışındaki cevherlerin yüksek fırında sorun yaratmayacağı ortaya çıkmaktadır.

3. İSKENDERUN'A 1988 YILINDA GELEN CEVHERLERİN YÜKSEK FIRINLARA % 100 ORANINDA VE TEK TEK BESLENMELERİ VARSAYILARAK YAPILAN HESAPLAMALARIN SONUÇLARI

İskenderun Demir-Çelik Fabrikalarına 1988 yılında sevkedilen bazı demir cevherleri ve bunların söz konusu tesislerde yapılan kimyasal analiz değerleri Çizelge 5 de verilmektedir (İsdemir, 1989). İlgili çizelgede yerli cevherlerle kıyaslanabilmek için, 2 adet ithal cevherin özellikleri de verilmiş ve daha sonra yapılacak olan hesaplamalara bu cevherlerde dahil edilmiştir.

Çizelge 5 incelendiğinde, yerli cevherlerin % 47-61 arasında demir içerdiği görülmektedir. Bunlardan Divriği B-Kafa, Gagat-Dumluca, Sekili-Pürünsür ve Özkoyuncu-Attepe cevherleri TDÇİ'nin aradığı minimum % 59-61 Fe değerleri içerisindedir.

Söz konusu cevherler kükürt oranları açısından incelendiğinde, Divriği A-Kafa, Divriği B-Kafa, Gagat-Dumluca ve H.I.Mellec menşeili cevherlerin dışında kalanların TDÇİ'nin sınır değerleri altında kaldığı tesbit edilmektedir.

Çizelge 5. İskenderun'a 1988 yılında gelen demir cevherlerinin kimyasal özellikleri

FİRMA-OCAK	Cevher Özellikleri							
	Fe %	CaO+MgO %	Al_2O_3 %	SiO_2 %	S %	P %	Mn %	K2O %
AKSU KORUYERİ	51.94	5.31	0.32	7.58	0.11	0.02	1.06	0.06
ANAD.Y.GİREG.	56.68	4.13	0.49	3.06	0.03	0.04	0.72	0.12
AYDEMİR AKDAĞ	56.61	6.84	0.50	3.65	0.09	0.04	0.13	0.09
BİL.K. GÖCEK	51.19	4.06	0.96	4.24	0.03	0.03	5.15	0.30
DİVRİĞ A KAFA	56.02	4.35	1.72	7.88	1.53	0.03	0.09	0.31
DİVRİĞ B KAFA	60.20	2.48	1.17	5.12	0.89	0.05	0.09	0.20
DİVRİĞ B KAFA	61.14	2.44	1.29	4.84	0.68	0.04	0.12	0.25
GAGAT DUMLUCA	56.36	7.34	0.76	4.56	1.22	0.05	0.16	0.10
GAGAT DUMLUCA	59.47	4.33	0.85	3.84	1.18	0.03	0.18	0.13
H.I. MELLEC	54.31	1.65	0.95	6.00	0.69	0.01	0.09	0.11
HEKİMHAN DEV.	49.22	3.10	1.56	7.27	0.03	0.03	4.73	0.24
I.YIL.A.HAN.	47.47	10.65	0.16	2.53	0.03	0.02	0.05	0.06
MESAN AVNİK	56.14	5.99	0.62	8.88	0.03	1.01	0.09	0.06
SEKİLİ PÜRÜN.	59.87	3.37	1.17	4.30	0.04	0.06	0.12	0.11
ÖZ.K.ATTEPE	59.44	0.95	0.35	2.99	0.02	0.03	0.97	0.07
NEWMAN (İTHAL)	66.56	0.030	0.95	2.85	0.00	0.03	0.11	0.05
ISCOR (İTHAL)	66.53	0.030	0.91	2.28	0.01	0.04	0.38	0.12

SiO_2 için konulan maksimum % 8 lik oran açısından, H.I.Mellec, I. Yıl A.Han ve Mesan-Avnik cevherinin sorunlu olduğu görülmektedir.

Alüminyum oksit oranı açısından ise Divriği A-Kafa ve Hekimhan-Deveci cevheri % 1.5 luk sınırı aşmaktadır.

Yüksek fırında önemli sorunlara neden olan alkali oranına gelince cevherlerin tümünün % 0.6 lık sınırın altında alkali içerdiği görülmektedir.

Bu sonuçların tümü birarada değerlendirildiğinde, sadece Özkoyuncu-Attepe ve Sekili-Pürünsür menşeili cevherlerin aranan niteliklere sahip olduğu ortaya çıkmaktadır.

Çizelge 5 de kimyasal analizleri verilen farklı cevherlerin, aynı bazda kıyaslanabilmelerini sağlamak üzere, Karabük cevherlerine uygulanan yöntemle hesaplamalar yapılmış, hesaplamalarda İskenderun Yüksek Fırınlarına ait Çizelge 1 de verilen şartlar gözönüne alınmıştır.

Yapılan hesaplamaların sonuçları Çizelge 6 da verildiği gibidir. Ancak bu çizelgede Karabük'e gelen cevherlere uygulanan işlemden farklı olarak, cevherlerin alkali oranlarının tesbit edilmiş olması nedeniyle, şarjdaki koktan ve cevherden gelen alkali oranlarıda ayrı ayrı hesaplanmıştır.

Çizelge 6 dan görüleceği üzere, yüksek fırın performanslarına bağlı olarak her cevher için tesbit edilen özgül kok sarfiyatı ve oluşacak curuf miktarlarında doğal olarak farklılıklar ortaya çıkmaktadır.

İskenderun'daki mevcut yüksek fırın şartlarında, söz konusu işletmede hedeflenen 320 kg/TSM curuf miktarında (İsdemir, 1989) daha fazla curuf oluşturan (her üç fırın için) Aksu-Koruyeri, Divriği A-Kafa, H.I.Mellec, Hekimhan-Deveci, I.Yıl A.Han ve Mesan-Avnik cevherlerinin yüksek fırında parça cevher olarak kullanımları, curuf oranı açısından sorun yaratacaktır.

Çizelge 6 daki cevherden yüksek fırına şarj olunan kükürt miktarları parça cevher olarak kullanıma uygun olan ithal cevherlerle kıyaslandığında, söz konusu cevherlerin tümünün kükürt sorunu yarattığı ve özellikle Divriği ve Gagat menşeili cevherlerin oldukça yüksek oranda kükürt şarjına sebep oldukları görülmektedir.

Yüksek fırında önemli problemler yaratan alkali girdisi açısından söz konusu cevherler incelendiğinde, Anadolu Y.Giregi, Bilfer K.Göcek, Divriği ve Hekimhan-Deveci cevherlerinin yüksek alkali şarjına sebep oldukları tesbit edilmektedir.

Bu sonuçların hepsi birden gözönüne alındığında, özgül kok fiyatı, curuf miktarı, alkali şarjı açısından sadece Sekili-Pürünsür ve Özkoyuncu-Attepe cevherlerinin sorun yaratmayacağı, ancak bu cevherlerin az da olsa kükürt sorunu olduğu görülmektedir.

Geriye kalan cevherlerin özellikle önemli oranda kükürt sorunları olması, bu cevherlerin mevcut yüksek fırın şartlarında ancak sinterlenerek kullanıma uygun olduklarını göstermektedir.

Çizelge 6:İskenderun'a 1988 yılında sevkedilen cevherlerin değerlendirilmesi

Firma-Ocak	1 Nolu Yüksek Fırın						2 Nolu Yüksek						1 Nolu Yüksek					
	Kok	Toplam Curuf	Şarjdaki Toplam Kükürt		Şarjdaki Toplam Alkali		KOK	Toplam Curuf	Şarjdaki Toplam Kükürt		Şarjdaki Toplam Alkali		KOK	Toplam Curuf	Şarjdaki Toplam Kükürt		Şarjdaki Toplam Alkali	
	kg/TSM	kg/TSM	Koktan kg/TSM	Cev.den kg/TSM	Koktan kg/TSM	cev.den kg/TSM	kg/TSM	kg/TSM	Koktan kg/TSM	Cev.den kg/TSM	Koktan kg/TSM	cev.den kg/TSM	kg/TSM	kg/TSM	Koktan kg/TSM	Cev.den kg/TSM	Koktan kg/TSM	cev.den kg/TSM
AKSU KORUYERİ	621	348	4.97	2.054	1.18	1.12	620	328	5.70	2.054	1.11	1.12	606	336	5.57	2.054	1.08	1.12
ANAD.Y.GİREG.	527	170	4.22	0.513	1.00	2.05	540	166	4.96	0.513	0.96	2.05	520	165	4.78	0.513	0.93	2.05
AYDENİR AKDAĞ	571	250	4.57	1.542	1.08	1.54	592	274	5.44	1.542	1.06	1.54	569	264	5.24	1.542	1.02	1.54
BİL.K. GÖCEK	563	255	4.51	0.568	1.07	5.68	570	240	5.24	0.568	1.02	5.68	553	245	5.08	0.568	0.99	5.68
DİVRİĞ A KAFA	802	412	6.42	26.492	1.52	5.37	795	386	7.32	26.492	1.42	5.37	783	396	7.20	26.492	1.40	5.37
DİVRİĞ B KAFA	656	259	5.25	14.341	1.25	3.22	660	247	6.07	14.341	1.18	3.22	644	251	5.92	14.341	1.15	3.22
DİVRİĞ B KAFA	628	246	5.02	10.788	1.19	3.97	633	236	5.83	10.788	1.13	3.97	617	240	5.67	10.788	1.10	3.97
GAGAT DUMLUCA	701	269	5.61	20.997	1.33	1.72	721	295	6.63	20.997	1.29	1.72	698	284	6.42	20.997	1.25	1.72
GAGAT DUMLUCA	667	227	5.33	19.247	1.27	2.12	674	214	6.20	19.247	1.20	2.12	656	218	6.04	19.247	1.17	2.12
H.I. MELLEC	846	697	6.77	12.324	1.61	1.96	821	646	7.55	12.324	1.47	1.96	815	665	7.50	12.324	1.46	1.96
HEKİMHAN DEV.	638	404	5.10	0.591	1.21	4.73	633	380	5.82	0.591	1.13	4.73	620	389	5.71	0.591	1.11	4.73
I.YIL.A.HAN.	724	591	5.79	0.613	1.38	1.23	710	563	6.53	0.613	1.27	1.23	700	580	6.44	0.613	1.25	1.23
MESAN AVNİK	627	383	5.02	0.518	1.19	1.04	624	360	5.74	0.518	1.12	1.04	611	369	5.62	0.518	1.09	1.04
SEKİLİ PÜRÜN.	552	218	4.41	0.648	1.05	1.78	560	210	5.15	0.648	1.00	1.78	542	213	4.99	0.648	0.97	1.78
ÖZ.K.ATTEPE	515	143	4.12	0.326	0.98	1.14	528	141	4.86	0.326	0.94	1.14	509	142	4.68	0.326	0.91	1.14
NEWMAN (İTHAL)	514	144	4.11	0.000	0.98	0.73	527	143	4.85	0.000	0.94	0.73	508	144	4.67	0.000	0.91	0.73
ISCOR (İTHAL)	506	125	4.05	0.146	0.96	1.75	520	125	4.78	0.146	0.93	1.75	501	126	4.61	0.146	0.89	1.75

Burada da toplam curufu oluşturan kaynaklar incelendiğinde (Bak Çizelge 7) sadece iki cevherin, özellikle tenörünün düşüklüğü ve buna ilaveten oldukça yüksek olan silis oranları nedeniyle, zenginleştirilmeden kullanılamayacakları görülmektedir. Diğer cevherler ise, uygun sinter, pelet veya parça cevherle harmanlanarak ve özellikle sinterlenerek kullanılabilir durumda görülmektedir.

Çizelge 7. İskenderun I nolu yüksek fırını için hesaplanan curufun kaynaklarına göre dağılımı

FİRMA-OCAK	Cevher Bazik. Oranı	Kok Külü Curufu Cevher İçin Koktan kg/TSM	Kok Külü Curufu Bazik.İçin İlave İlave Kok. kg/TSM	Cevher Curufu kg/TSM	Fluks Curufu kg/TSM	Kok külü+Cevher Cevher Curufu kg/TSM
AKSU KORUYERİ	0.67	54	34	233	26	287
ANAD.Y.GİREG.	1.16	46	1	114	9	160
AYDEMİR AKDAĞ	1.65	50	0	173	27	223
BİL.K. GÖCEK	0.78	49	3	160	43	209
DİVRİĞ A KAFA	0.45	70	44	228	69	298
DİVRİĞ B KAFA	0.39	58	36	124	40	182
DİVRİĞ B KAFA	0.40	55	35	119	38	174
GAGAT DUMLUCA	1.38	61	0	203	4	264
GAGAT DUMLUCA	0.92	59	2	130	35	189
H.I. MELLEC	0.10	74	47	321	255	395
HEKİMHAN DEV.	0.35	56	35	221	92	277
I.YIL.A.HAN.	0.84	64	40	470	17	534
MESAN AVNİK	0.63	55	35	255	38	310
SEKİLİ PÜRÜN.	0.62	48	30	126	12	174
ÖZ.K.ATTEPE	0.28	45	28	51	18	96
NEWMAN (İTHAL)	0.01	45	28	36	35	81
ISCOR (İTHAL)	0.01	44	28	27	26	71

4. SONUÇLAR

Demir cevherlerinin 1 ton sıvı metal için, yüksek fırına getirecekleri empüriteler ve oluşturacakları curuf miktarları (kg/TSM) ile özgül kok sarfiyatları bazında kıyaslanmaları amacıyla yapılan bu çalışma; cevherlerin tenörlerinin yanında, gang mineralleri ve empüritelerinin cinsi ile oranlarının da cevherin kullanılabilirliği açısından çok önemli olduğunu göstermektedir. Ayrıca değişen yüksek fırın şartlarının da cevherlerin kullanılabilirliğini önemli ölçüde etkilediği ortaya çıkmaktadır.

Demir-Çelik endüstrimiz tarafından kullanılan yerli cevherlerimizin çoğunluğunun bir zenginleştirme işleminden geçirilmesi en azından sinterlenmesi gerektiği yapılan hesaplamalarda da görülmüştür.

Bu çalışmada kullanılan ampirik yaklaşım, dünyada, yüksek fırın şarj malzemelerinin hazırlanmasında ve farklı özelliklerdeki cevherlerin uygun bir şekilde harmanlanması amacıyla, birçok ülke tarafından başvurulan bir yöntemdir.

KAYNAKLAR

Metal Madenleri (1988): DPT Raporu, Ankara.

TDÇİ Faaliyet Raporları (1988)

FLINT, R.V., (1962): Effect of Burden Materials and Practices on Blast Furnace Coke Rate, Blast Furnace and Steel Plant, January.

Blast Furnace-Theory and Practice (1969): Chapter XII.

Karabük Yüksek Fırın Faaliyet Raporları Ocak-1989.

İskenderun Yüksek Fırın Faaliyet Raporları Ocak-1989

Karabük Yüksek Fırın Yetkilileri ile Görüşmeler, 1989

İskenderun Yüksek Fırın Yetkilileri ile Görüşmeler, 1989.

ANTİMUAN VE ARSENİK İÇERİKLERİNİN SÜLFÜRLÜ KONSANTRELERDEN SODYUM SÜLFÜR ÖZÜTLEMESİ İLE UZAKLAŞTIRILMASI

REMOVAL OF ANTIMONY AND ARSENIC FROM SULPHIDE CONCENTRATES BY SODIUM SULPHIDE LEACHING

Mustafa YALÇIN *
A.İhsan AROL **
İrfan BAYRAKTAR ***

ÖZET

Toplu (kaba) veya seçimli (selektif) bakır, kurşun ve çinko mineralleri içeren sülfür konsantrelerinin pazarlanabilmelerinde Sb ve As içerikleri önem kazanmıştır.

Son zamanlarda, bu konsantrelerin işlendiği izabe tesislerinin bulunduğu ülkelerdeki hükümetler tarafından Sb ve As'nin çevreye zararlı etkilerinden ve izabe tesislerinde karşılaşılan bazı teknik güçlüklerden dolayı yeni düzenlemeler getirilmiştir. Bu düzenlemeler büyük ölçüde işlenen konsantrelerin Sb ve As içeriklerinin daha az düzeylerde tutulması yönünde olmuştur. Böyle olunca yüksek Sb ve As içerikleri izabeciler tarafından konulan en düşük sınırları aştıkları için satış sırasında cezaya tabi tutulmaktadırlar.

ABSTRACT

Antimony and arsenic contents of selective or bulk concentrates of copper, lead and zinc sulfide minerals have gained an increasing importance in marketing.

The Sb ve As contents of these concentrates are the main critical points regarding the marketing term to the smelters. Recently, due to the enviromental regulation set by governments and some technical diffuculties arising in smelting, Sb and As contents of concentrates have progresively been limited.

* Araş.Gör., ODTÜ Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara
** Doç.Dr., ODTÜ Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara
*** Doç.Dr., Demir Export A.Ş.

1. GİRİŞ

Son zamanlarda konsantrelerin Sb ve As içeriklerin çevreye zararlı etkileri ve izabe tesislerinde yarattığı bazı teknik güçlükler nedeniyle bu konsantrelerin satışı yapılamamakta yada yüksek cezalar ödenmektedir. Bu sebeple Sb ve As içerikleri izabe işleminden önce konsantrelerden uzaklaştırılması yönünde birçok çalışma yapılmıştır (Wang, 1952). Bunun sonucu olarak temiz ve kolay satılabilen konsantrelerin yanısıra zengin antimuan ve arsenik konsatrelerini de üretmek mümkün olmuştur.

Sülfürlü konsantrelerdeki Sb ve As içeriklerinin kaynağı genelde bir bakır sülfo tuzu olan Tedraedrit ($Cu_{12}Sb_4S_{13}$) ve Tennantit ($Cu_{12}As_4S_{13}$) mineralleridir. Bu minerallerin flotasyon tesislerinde yüksek gümüş içeriklerinden ötürü, bastırılması gümüş kaybına sebep olmaktadır. Bu yüzden Sb ve As içeriklerini konsantrelerden tek başlarına ayırmak gerekmektedir. Ayırma yöntemi olarak en önemli yöntemlerden biri olan özütlemede, bu metallerin sülfürle oluşturdukları bileşiklerin çözünebilirliği esas alınır. Antimuan' nın çift sülfür bileşikleri ve çözünebilir sülfür kompleksleri oluşturan değerlikleri Sb(III) ve Sb(V) dir. Sb(III) - sülfür çift bileşiği Sb_2S_3 (Stibnit) dir. Değişik $Sb_{(III)}$ - sülfür komplekslerinin (SbS_2^- , SbS_3^{-3} , SbS_4^{-2} , $Sb_2S_5^{-4}$ ve $Sb_4S_7^{-2}$) varlığı ortaya atılmıştır. Fakat, bunların hepsının varolup olmadığı yada denge durumları belirlenememiştir (Raudsepp, 1988). Şimdiye kadar belirlenmiş olan tek Sb(V) - sülfür kompleksi ise SbS_4^{-3} tür.

Arsenik - sülfür' ün alkali çözeltilerde kimyasal davranışı antimuan'nınkine çok benzemektedir (Bayraktar, 1983). Ancak, elektroliz devrelerinde antimuan Sb(V)' den Sb(III)' e indirgenirken, arsenik As(III)' den As (V)' e oksitlenmektedir.

Tedraedrit ve tennantit Na_2S ile tepkimesi sonucunda çözünebilen çok sülfürlüler ile çözünmeyen metal sülfürleri ortaya çıkartırlar:

$$3Cu_2S.Ag_2S.(Sb,As)_2S_3 + 9Na_2S \longrightarrow 3Cu_2S + 3Ag_2S + 6Na_3(Sb,As)S_3$$

çözünmeyenler — çözünebilir çok sülfürlüler

Bu çalışma, Harşit - Köprübaşı tesisinde üretilmekte olan kompleks Pb - Zn sülfürlü konsantrenin izabe tesislerinde cezaya bağlı olan Sb ve As içeriklerinin izabeciler tarafından kabul edilebilir en yüksek değerlerin (% 1.0 Sb ve % 0.1 As) altına düşürülmesi için başlatılmıştır.

Uygulanan yöntemde, konsantrede bulunan Sb ve As (tedraedrit ve tennantit) alkali çözelti (Na_2S) içerisinde özütlenerek çözeltiye alınırlar. Konsantredeki diğer metal sülfürler (galen, Sfalerit ve kalkopirit) alkali çözeltide Sb ve As içeren minerallere göre daha az çözünürler (Raudsepp, 1988 ve Utine, 1988).Böylece, Sb ve As' nin alkali çözeltide çözünmeyen bu minerallerden uzaklaştırılması sağlanır. Bu yöntemin dünyada birkaç yerde de uygulaması mevcuttur (Holmes, 1944; Gould, 1955; Dayton, 1982 ve Edwards, 1985). Elde edilen sonuçlardan; Sb ve As içeriklerinin konsantreden başarılı bir şekilde uzaklaştırılabileceği görülmüştür.

2. DENEY MALZEMESİ VE YÖNTEMİ

2.1. Malzeme

Bu çalışmada kullanılan numune Harşit - Köprübaşı tesisinde çubuklu değirmen girişinden bir ay süreyle düzenli aralıklarla toplanmıştır. En iri tane boyutu 25 mm olarak saptanan numune kurutulmuş vemerdaneli kırıcıda -3 mm; nin altına kırılmıştır. Daha sonra, iyice harmanlanan numunelerden kimyasal analiz için 500 gr numune alınıp hazırlanmıştır. Geri kalan örnek otomatik bölücü aygıtında 1 kg' lık naylon torbalara paketlenmiştir. Flotasyon deneylerinde bu numuneler kullanılmıştır.Kullanılan cevherin kimyasal analiz sonucu Çizelge 1' de sunulmuştur.

Çizelge 1.Cevher Numunesinin Kimyasal Analiz Sonucu

Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (g/t)
3.26	4.88	0.69	66

Özütleme deneylerinde kullanılan Pb - Zn toplu konsantresini elde etmek için laboratuvarda bir dizi flotasyon deneyleri yapılmıştır. Flotasyon deneyleri ile iki gurup halinde elde edilen toplu konsantrelerden kurutulduktan sonra kimyasal ve boyut analizi için örnek alınmıştır. Tane boyutunun % 80' ninin 100 meş' in altında olarak tesbit edilen numunelerin kimyasal analiz sonuçları Çizelge 2 ve 3' de sunulmuştur.

Çizelge 2. 1. Gurup İçin Kimyasal Analiz Sonucu

Pb (%)	Zn (%)	Cu(%)	Ag (g/t)	Sb (%)	As (%)
22.96	40.6	4.51	472	2.25	1.0

Çizelge 3. 2. Gurup İçin Kimyasal Analiz Sonucu

Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (g/t)	Sb (%)	As (%)
24.0	40.64	4.52	510	2.45	1.0

Ayrıca, Harşit - Köprübaşı tesisinden çevrim deneylerinde kullanmak için 18 kg Pb - Zn toplu konsantresi getirilmiştir. Bu konsantrenin kimyasal analiz sonucu Çizelge 4' de verilmiştir.

Çizelge 4. Harşit - Köprübaşı Toplu Konsantresi Kimyasal Analiz Sonucu

Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (g/t)	Sb (%)	As (%)
21.79	30.48	4.22	654	2.30	1.03

Harşit - Köprübaşı cevheri denizaltı volkanizmasına bağlı olarak oluşan, bakır içeriği göreceli olarak düşük, kompleks yapıda bir kurşun - çinko cevheridir (Bayraktar, 1989). Çeşitli zamanlarda toplanan cevher numunesinde yapılan mineralojik analiz sonucu başlıca minerallerin kuvarz, silikatlar, pirit, galen ve sfalerit' in olduğu, bunun yanında az miktarda barit, bornit, bulanjerit, tedraedrit ve tennantit' inde varlığı gözlenmiştir.

Özütleme deneylerinde teknik kalitede $Na_2S.9H_2O$ (% 34 Na_2S) ve saf su kullanılmıştır.

100, 200, 300 ve 400 g/L' lik stok çözeltiler hazırlanmış ve bu çözeltilerden gerekli miktarlar alınarak özütleme deneylerinde kullanılmıştır.

2.2. Yöntem

Özütleme deneylerinde manyetik karıştırıcı kullanılmış olup, sıcaklık ve karıştırma hızı cihazın üzerindeki ayarlayıcılar yoluyla kontrol edilmiştir. Deneylerde karıştırma hızı ve katı - sıvı oranı sabit tutulmuştur (hız : 500 D/D, katı - sıvı oranı : 1/2).

Yukarıdaki koşullarda reaksiyon zamanı (0.5 - 8 saat) , Na_2S konsantrasyonu (100 - 400 g/L) ve sıcaklık (20 - 95°C) değişkenleri denenmiştir.

Deney durdurulduktan sonra, katı kısım filtrasyonla sıvıdan ayrılmış ve kurutulup tartıldıktan sonra, Cu, Pb, Zn, Ag, Sb ve As miktarlarını belirlemek için analiz edilmiştir.

3. DENEYSEL BULGULAR

3.1. Na_2S Etkisinin Belirlenmesi

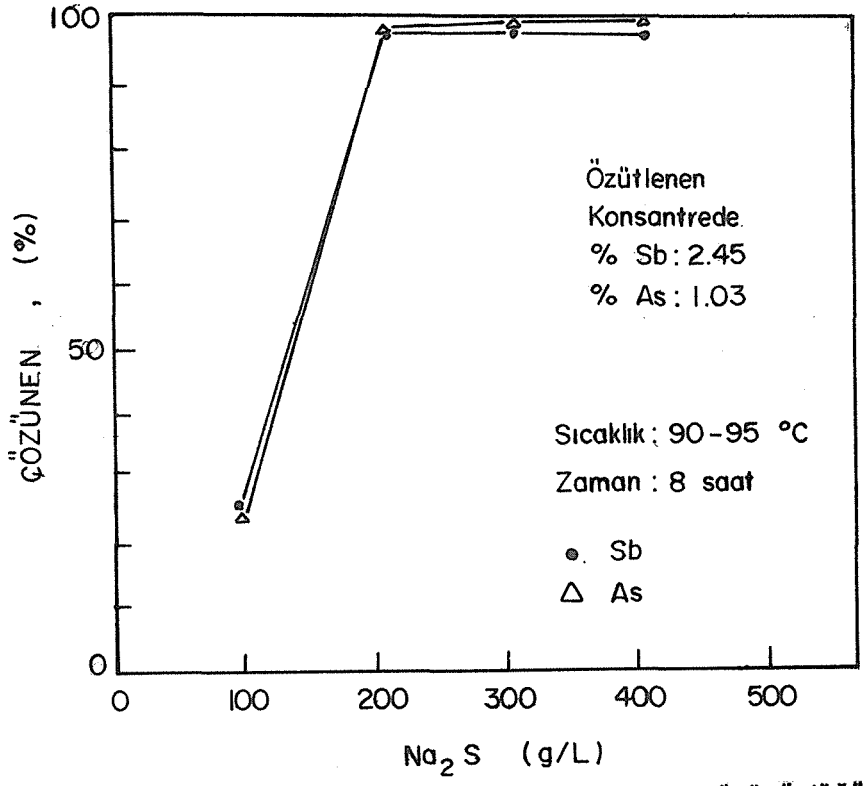
Na_2S miktarının etkisini belirlemek için 90 - 95°C sıcaklıkta 8 saat süren özütleme deneyleri yapılmıştır. Bu deneylerde 100, 200, 300 ve 400 g/L Na_2S konsantrasyonları denenmiş ve elde sonuçlar Şekil 1, 2 ' de sunulmuştur.

Şekil 1 incelendiğinde Sb ve As içeriklerinin konsantreden, 200 g/L gibi düşük sayılabilecek Na_2S konsantrasyonunda (dünyadaki uygulamalarda 300 - 400 g/L)

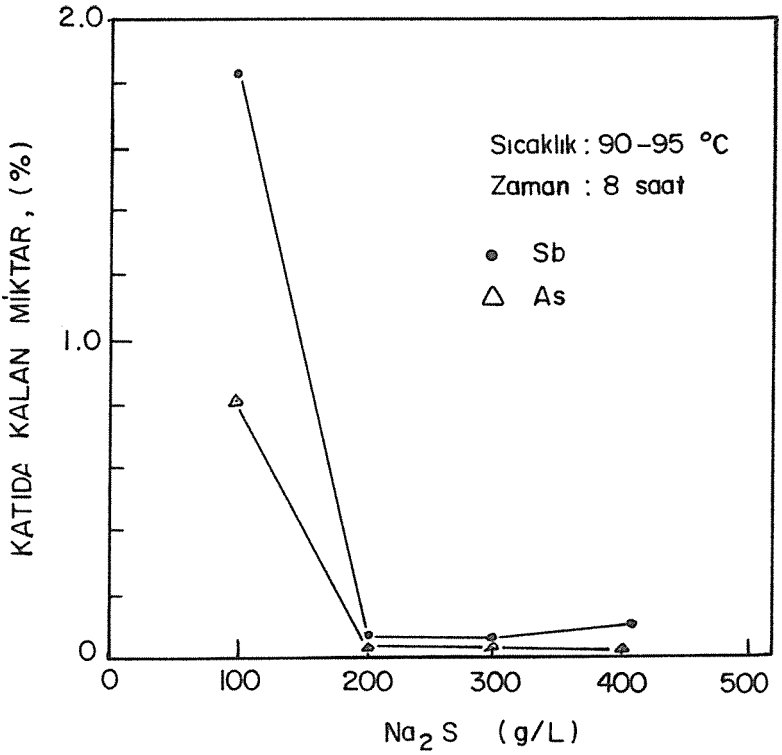
sırasıyla % 98 ve % 98.2' sinin uzaklaştırılabileceği anlaşılmıştır. Aynı konsantrasyonda katıda kalan Sb ve As miktarları Şekil 2' de incelendiğinde bu miktarların izabeciler tarafından konulan sınırların (% 1.0 Sb ve % 0.1 As) altına indiği gözlenmiştir.

3.2. Özütleme Sıcaklığının Etkisi

Diğer bir değişken olan özütleme sıcaklığının Sb ve As çözünürlüğüne etkisini belirlemek için bir dizi özütleme deneyleri yapılmıştır. Bu deneyler 20 - 25 ile 90 - 95°C arasında değişen sıcaklıklarda, sabit Na_2S konsantrasyonunda (300 g/L) ve 8 saat süreyle gerçekleştirilmiştir. Elde edilen sonuçlar Şekil 3, 4' de sunulmuştur.



Şekil 1 - Na_2S miktarının Sb ve As çözünürlüğüne etkisi.



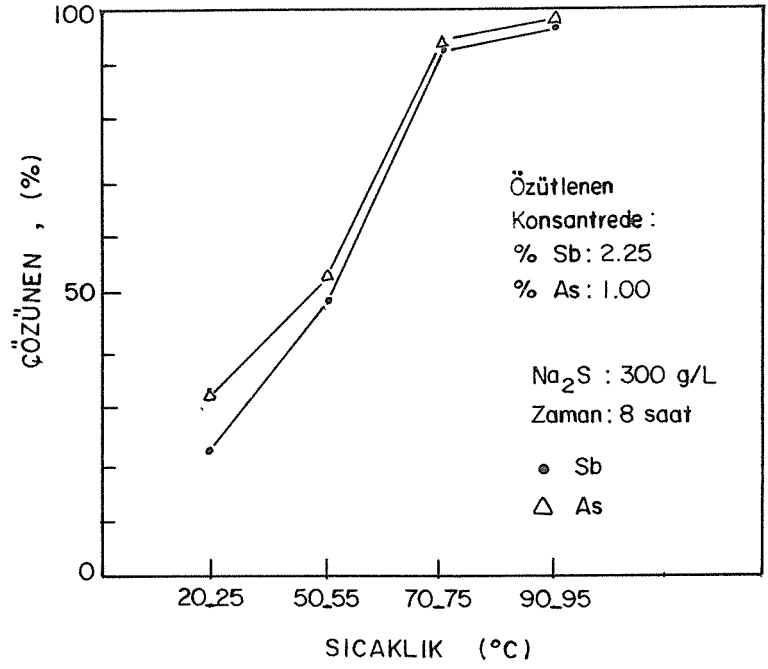
Şekil 2 - Na_2S miktarının katıda kalan Sb ve As miktarına etkisi.

Şekil 3 incelendiğinde düşük sıcaklıklarda < 70 - 75°C Sb ve As' nin konsantreden uzaklaştırılması düşük olmuştur. Ancak, sıcaklığın 70 - 75°C' den yüksek olduğu durumlarda (90 - 95°C) Sb' nin % 97.9' u ve As' nin % 98.3'u konsantreden uzaklaştırılmıştır.

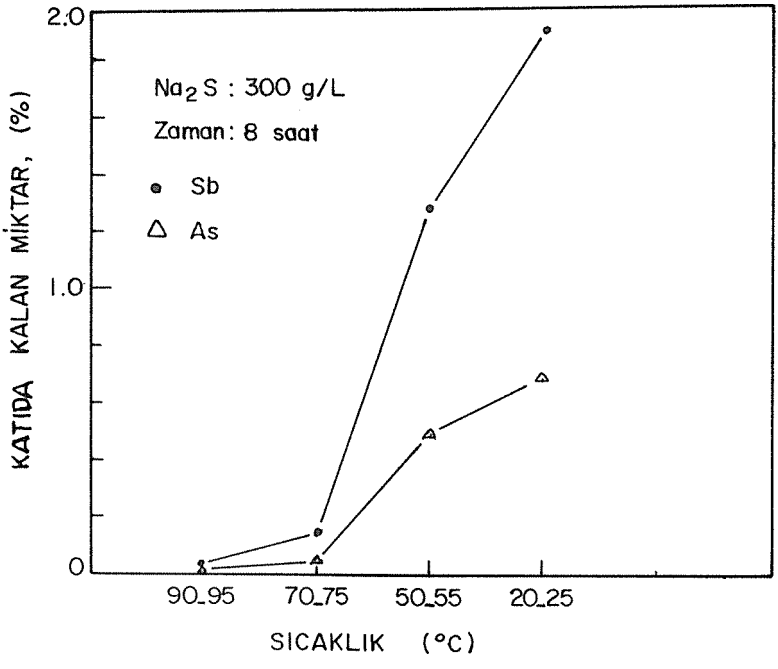
Ayrıca, Şekil 4' de katıda kalan Sb ve As miktarlarının sıcaklığa göre değişimi gösterilmiştir. Buradan da, 70 - 75°C özütleme sıcaklığından itibaren, katıda kalan Sb ve As miktarlarının izabe sınırlarının altına düştüğü gözlenmiştir.

3.3. Özütleme Zamanının Etkisi

0.5 - 8 saat'lik özütleme deneyleri sabit özütleme sıcaklığında (90 - 95°C) ve Na_2S konsantrasyonunda (300 g/L) özütleme zamanının etkisini belirlemek için yapılmıştır. Elde edilen sonuçlar Şekil 5, 6' da sunulmuştur.



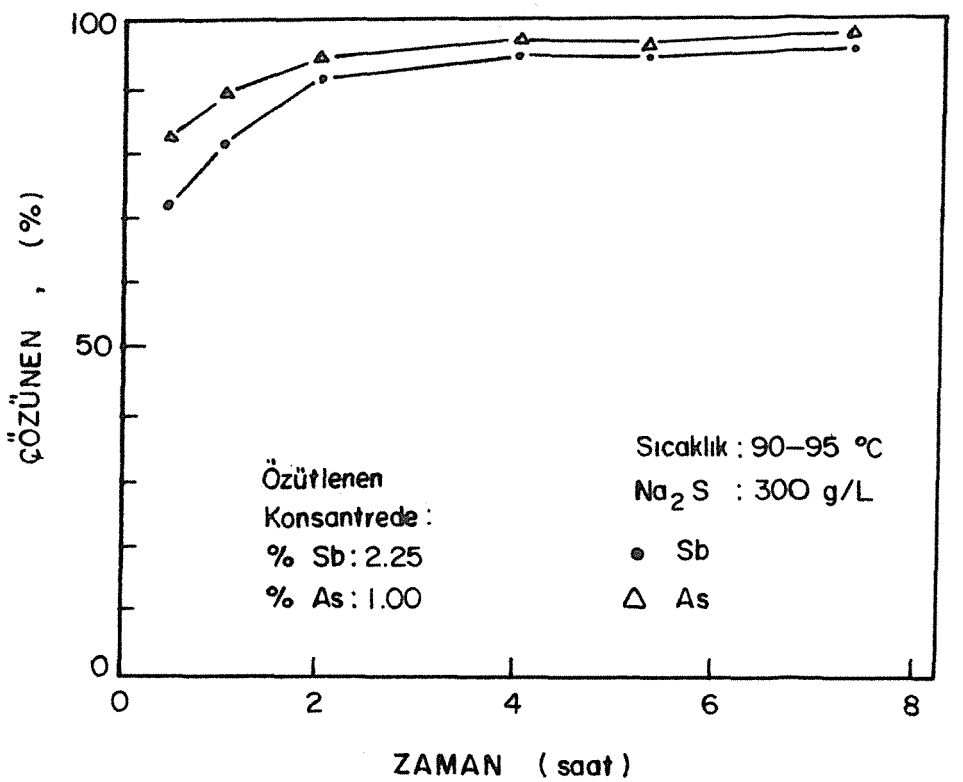
Şekil 3_ Sıcaklığın Sb ve As çözünürlüğüne etkisi.



Şekil 4_ Sıcaklığın katıda kalan Sb ve As miktarına etkisi.

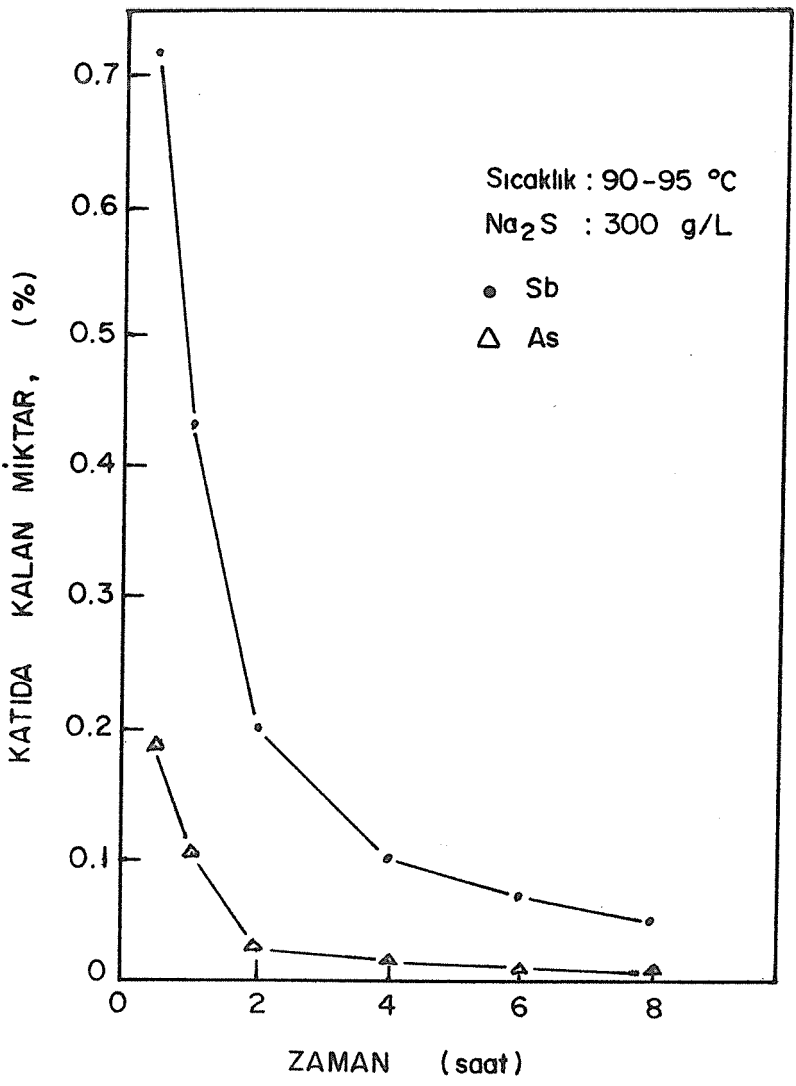
Şekil 5 incelendiğinde 2 saat'lik özütleme sürelerinde Sb ve As konsantreden % 90' nın üzerinde uzaklaştırılabileceği gözlenmiştir. Bununla birlikte, Şekil 6' dan, katıda kalan ve kabul edilebilir Sb ve As miktarları için yine en az 2 saat' lik bir özütleme süresine gereksinim duyuldugu anlaşılmıştır.

Özütleme deneylerinden sonra katıda kalan Pb, Zn, Cu ve Ag içeriği kimyasal analiz yoluyla saptanarak konsantrede



Şekil 5 _ Reaksiyon zamanının Sb ve As çözünürlüğüne etkisi .

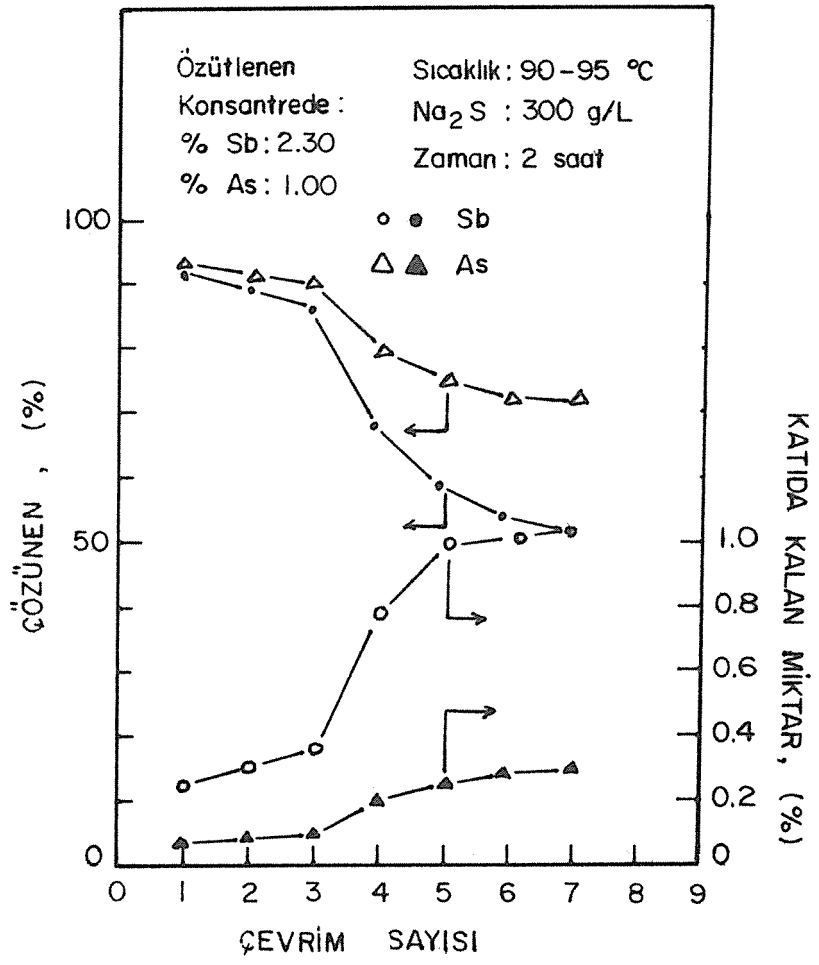
bulunan diğer sülfürlü minerallerin (galen, sfalerit, kalkopirit v.b) alkali çözeltideki davranışları belirlenmiştir. Analizler sonucunda bu minerallerin alkali çözeltide çözünmedikleri gözlenmiştir (Yalçın, 1989). Bu özellik literatürde bulunan aynı tür çalışmalarda da görülmüştür (Raudsepp, 1988).



Şekil 6_ Reaksiyon zamanının Katıda kalan Sb ve As miktarına etkisi.

3.4. Çevrim Deneyleri

Çevrim deneyleri Sb ve As' nin sülfür konsantresinden en ekonomik bir şekilde uzaklaştırılabileceği optimum özütleme koşullarında yapılmıştır. Bunlar başlıca; 300 g/L Na_2S konsantrasyonu, 90 - 95°C sıcaklık ve 2 saat özütleme süresidir. Elde edilen sonuçlar Şekil 7' de sunulmuştur.



Şekil 7_ Çevrim sayısının etkisi .

Kullanılan alkali çözeltinin, çevrim sayısı arttıkça aktif gücünün azaldığı ve buna bağlı olarak katıda kalan Sb ve As miktarlarının da arttığı gözlenmiştir. Bunun sonucunda As için 3 çevrim , Sb için 4 çevrim' den sonraki deneylerinin katı kısmında kalan Sb ve As miktarları ceza için konulan sınırları aşmışlardır.

4. SONUÇ

Sb ve As içerikleri, Pb - Zn toplu sülfür kosantresinden 90 - 95°C sıcaklıkta ve 300 g/L Na_2S konsantrasyonunda 2 saat süreyle gerçekleştirilen özütleme deneyleriyle başarılı bir şekilde uzaklaştırılmışlardır.

5. KAYNAKLAR

Bayraktar, İ., 1983; " A Hydrometallurgical Processing of Secondary Copper Anode Slimes for Metal Recovery," Ph.d Thesis, Faculty of Science and Engineering, University of Birmingham.

Bayraktar, İ., 1989; " The Effect of Collectors on the Economic Performance of A Mill Treating Complex Sulphide Ore," 11. Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik Kongresi, Ankara.

Dayton, S., 1982; " Equity Silver on Line with Leach Plant," E.M.J., 183 (1), pp. 78 - 83.

Edwards, C.R., 1985; " Engineering the Equity Concentrate Leach Process," Complex Sulphides, A Pub. of the Metall. Soc. Inc, pp. 197 - 219, Pennsylvania.

Gould, D.W., 1955; " Sunshine Tedrahedrite Ores Yield Electrolytic Antimony," E.M.J., June, pp. 91 - 95.

Holmes, W.C., 1944; " How Electrolytic Antimony is Made at Sunshine Plant," E.M.J., 145 pp. 54 - 58.

Raudsepp, R., 1988; " The Alkaline Sulphide Leaching of Tedrahedrite Concentrate," M.S.c Thesis, Dept. of Min. and Miner. Process Eng., University of British Colombia, Vancouver.

Utine, T., 1988; " Hidrometallurjik Süreçlerin Kimyası," T.M.M.O.B Maden Mühendisleri Odassı Yayını, pp. 83 - 84.

Wang, C.Y., 1952; " The Metallurgy of Antimony," 4th. Ed., Griffen Ltd, pp. 95 - 121.

Yalçın, M., 1989; " Removal of Antimony and Arsenic from Sulphide Concentrates by Sodium Sulphide Leaching," M.S.c Thesis, Dept. of Min. Enq., M.E.T.U, Ankara.

ETİBANK ERGANİ BAKIR İŞLETMESİNDE YIĞIN LİÇ ÇALIŞMALARI - III

HEAP LEACH STUDIES III IN ERGANİ COPPER WORKS

Mehmet CANBAZOĞLU *
Yakup CEBECİ **
Nevzat ASLAN ***

Ö Z E T

Bu bildiri,Etibank Ergani Bakır İşletmesinde yürütülmekte olan yığın liç çalışmalarına yön vermek amacıyla laboratuvarda sürdürülen liç ve çözücü özütlemesi + elektrokazanım(Solvent extraction+electrowinning) test çalışmalarını kapsamaktadır;Kolon liç testleri dekapaj ve anayatak cevheri numuneleri üzerinde yürütülmüş ve bu hammaddelerin uygun liç koşulları saptanmıştır.Çözücü özütlemesi testleri ise,bakır özütlemesinde kullanılmakta olan Lix 622,Acoga M 5397 ve Acorga M 5640 çözücüleri ile yürütülmüş optimum özütleme koşulları saptanarak yığın liç işlemleri için çözücü özütlemesi devre düzeni önerilmiştir.

A B S T R A C T

This paper concerns the leaching and solvent extraction & electrowinning bench scale laboratory tests in order to evaluate heap leaching study started at Etibank Ergani Copper Works.Column leaching tests are carried out with the sample taken from stripped overburden and the sample taken from the main bed.The optimum conditions of heap leaching is determined for these samples.Solvent extraction tests for the recovery of copper from laech solutions are performed using solvents Lix 622, Acorga M 5397 and Acorga M 5640 and the optimum conditions for extraction are determined.Finally probable circuit of heap leaching operations is proposed.

* Doç. Dr., Cum. Ü., Müh. Fak., Maden Müh. Bölümü, Sivas
** Mad. Y.Müh., Cum.Ü., Müh. Fak., Maden Müh. Bölümü, Sivas
*** Mad. Müh., Cum. Ü., Müh. Fak., Maden Müh. Bölümü, Sivas

1.GİRİŞ

1.1.Bakır Hidrometalurjisi

Dünyada hidrometalurjik uygulamalarla bakır üretiminin çoğunlukla oksitli bakır cevherlerinden,kısmen de klasik bakır teknolojisi ile değerlendirilemeyen bazı sülfürlü artık ve hammaddelerden yapıldığı bilinmektedir.Çözeltiye alma aşaması yerinde(insitu) veya yığın(heap-dump) liç yöntemleriyle yapılmaktadır.Çözeltiye alınan bakır ise,çözücü özütlemesi + elektrokazanım(SX+EW) yöntemleri ile kazanılmaktadır.Çözücü özütlemesi işlemlerinde önce bakır organik faza alınmakta daha sonra yüklenen bu organikten asitli çözeltilerle sıyırma(stripping) işlemi ile sulu faza geri alınmakta ve elektrokazanım işlemiyle % 99.96 saflığında üretilmektedir(Flett,1974;Biswas ve Devenport,1980;Ellingson,1987).

Yapılan bir araştırmada(Townsend ve Severs,1990) Dünyada bakır üretiminde faaliyet gösteren çözücü özütlemesi(solvent extraction) tesisleri hakkında teknik bilgiler yeralmaktadır.Yine söz konusu tesislerde değerlendirilen bakırlı suların yerinde,yığın ve tank liç işlemleri sonunda elde edildiği ve çözücü özütlemesi işleminde çoğunlukla Henkel firmasının LİX serileri ile Acorga firmasının ACORGA serileri çözücü(solvent) olarak kullanılmakta olduğu belirtilmektedir.Önemli bir diğer konu ise bu işlemlerin ekonomisidir:Bakır üretim maliyetlerinin konvensiyonel bakır üretim yöntemlerine oranla Liç+SX+EW de daha düşük olmaktadır.Örneğin bakırlı cevherlerin yığın liç prosesi ile değerlendirilmesinde üretim maliyeti 64.24 cent/kg bakır olarak verilmektedir.Bu maliyetin 41.06 cent/kg bakırlık kısmı SX+EW işlem giderlerini oluşturmaktadır.

1.2.Etibank Ergani Bakır İşletmesinde Yığın Liç Çalışmaları

Bilindiği gibi Etibank Ergani Bakır İşletmesi(E.B.İ.) Müessesesinde mevcut üretim tesisleri ekonomik çalışma ömrünü tamamlamışlardır.Mevcut cevher rezervinin yeterli olmaması ve yeni rezervlerinde bulunamaması nedeniyle yeni tesis yatırımları yapılamamaktadır.Ancak,Müessesede klasik bakır teknolojisi ile değerlendirilemeyen % 1.5 Cu tenörlü 1.2 milyon ton kısmen altere olmuş sülfürlü cevher ile en az % 0.3 Cu tenörlü yaklaşık 30 milyon ton dekapaj malzemesi bulunmakta ve yığın liç uygulamaları ile değerlendirilme olasılığı üzerinde çalışmalar sürdürülmektedir.

E.B.İ. de mevcut bakırlı hammaddelerin yığın liç uygulamaları ile

değerlendirilme olanakları 1986 yılında araştırılmaya başlanmış ve ilk olarak kısmen altere olmuş sülfürlü cevher üzerinde laboratuvarda çalışmalar yapılmıştır;Bu cevherden su ile veya seyreltik asit çözeltileri ile bakırın çözündürülebileceği ortaya konmuştur.Asidik ortamda(pH=2) 240 günde % 20 ye ulaşılan verimlerde bakır çözeltiye alınmıştır(Canbazoğlu,Zengin ve Arıbaş,1988).

Daha sonra E.B.İ. de yığın liç uygulamalarından elde edilecek bakırlı çözeltilerden bakırın kazanılması amacıyla bakır çözücü özütlemesinde kullanılan Lix 64 N,Lix 622 ve Lix 864 çözücüleri üzerinde araştırmalar yapılmıştır.Lix 622 nin daha selektif bir çözücü olduğu ortaya konmuştur (Canbazoğlu,Sadık,Gönen ve Derman,1990).

Diğer taraftan,E.B.İ. de başlatılan yığın liç pilot tesisi çalışmaları ile birlikte önem arzeden dekapaj malzemesinin ve anayatak cevherinin liç edilebilirliğinin ve bakır çözücü özütlemesinde Dünyada yaygın olarak kullanılan Acorga'nın çözücüleri üzerinde SX+EW çalışmalarının yapılması ve bu çalışmada Lix 622 ninde bu çözücülerle karşılaştırılması gereği ortaya çıkmıştır.Sözkonusu çalışmaları Etibank,Cumhuriyet Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümüne bir proje kapsamında yaptırmıştır.Elde edilen sonuçların bir kısmı bu bildiride yeralmaktadır.

2.KOLON LİÇ TESTLERİ

Yığın liç uygulamalarının liç testleri laboratuvarda kolonlarda gerçekleştirilmiştir.Bilindiği gibi,yerinde veya yığın liç işlemlerinde çözünme,aşağıdaki alternatıflerden biri ve/veya ikisinin beraber ve/veya üçünün baraber etkin olması sonucu gerçekleşmektedir(Biswas,1980;Canbazoğlu,1988;Doğan,1986;Çıralı,1986).Bu alternatifler şunlardır:

i)Asitte çözünme,

ii)Ferrik ve/veya kuprik katyonları ile yükseltgenerek çözünme,

iii)Bakterilerle yükseltgenerek çözünme.

E.B.İ. de yığın liç ile değerlendirilme olasılığı olan dekapaj ve anayatak cevherinden alınan numuneler -2 cm'ye kırıldıktan sonra kolonlarda liç edilmişlerdir.Liç çözeltisi(su veya sülfürik asit çözeltisi) kolona üstten verilmiş ve altından süzüntü toplanmıştır.Liç işlemi kapalı devre sürdürülmüştür.Çözünen bakır,belirli aralıklarla liç çözeltilerinden alınan numunelerden analiz yapılarak hesaplanmıştır.Liç işlemleri

sırasında liç çözeltisi olarak su veya pH'sı ayarlanmış sülfürik asit çözeltisi kullanılmıştır.Tüketilen sülfürik asit miktarı kadar asit liç çözeltisine ilave edilmiştir.Bilindiği gibi,anayatakta başlıca sülfür mineralleri kalkopirit,pirit ve pirotindir.Dekapaj ise anayataktan işletme sırasında kaldırılan örtü olup içerdiği bakır mineralleri anayatak cevherinin aynı mineralleridir.

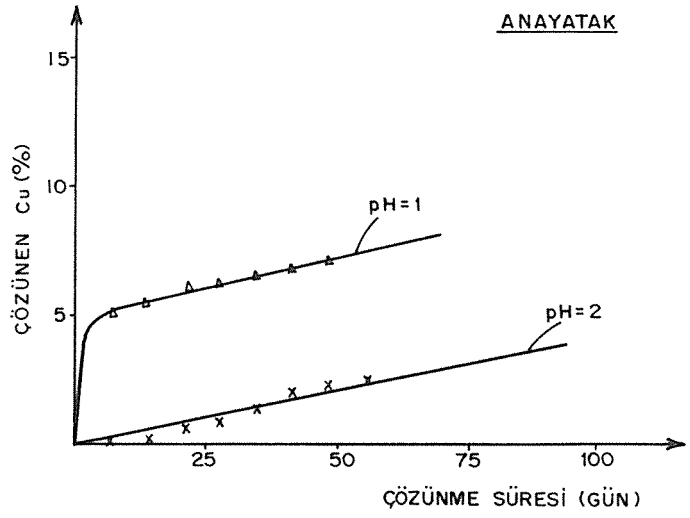
Laboratuvarda kolon liç testlerine tabi tutulan anayatak(% 80'i -136 m) ve dekapaj(% 80'i -119 m) numunelerinin özellikleri ile liç koşulları Tablo 1 de verilmiştir.Yine,zamana bağlı olarak çözündürülen bakır miktarlarıda Şekil 1 de verilmiştir(Canbazoğlu,1990).

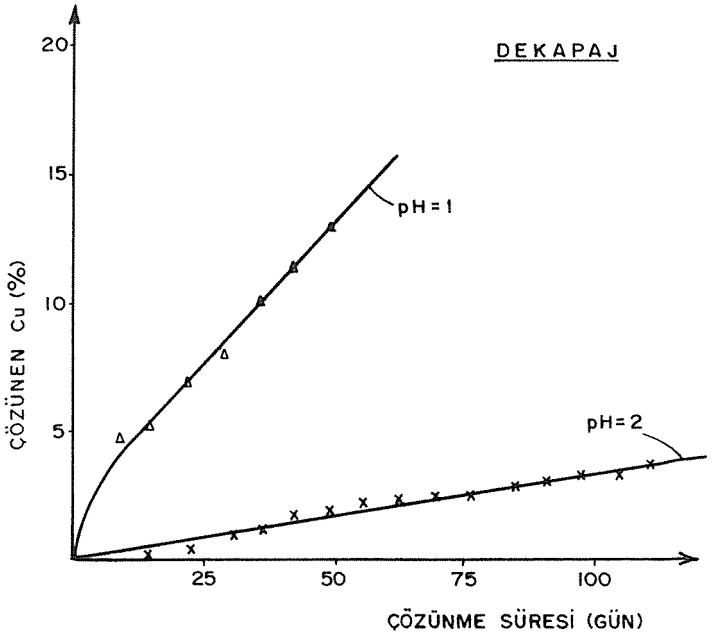
TABLO 1. KOLON TESTLERİ LİÇ KOŞULLARI

HAMMADDE	Kimyasal Bileşim (%Cu %Fe)	Miktar (kg)	Yığın yoğun. (gr/cm^3)	Yığın yüksek. (cm)	Liç çözeltisi asiditesi (pH)
Dekapaj	0.66 12.6	12.54	1.58	45	7.8(su) 1 2
Anayatak	1.31 22.8	16.84	1.90	50	1 2

Anayatak cevherinden liç çözeltisi asiditesine bağlı olarak çözünen bakır miktarı artmaktadır.63 gün liç sonunda pH'sı 2 olan ortamda % 2.72 lik bakır çözündürülürken pH'sı 1 olan ortamda % 7.70 oranında bakır çözeltiye alınmaktadır.Ayrıca,asidite arttıkça çözeltiye alınan demir miktarıda artmaktadır.Örneğin çözeltide demir katyonlarının bakır katyonlarına oranı pH 2 de 0.05 iken pH 1 de yaklaşık 1 civarına yükselmektedir. Sonuç olarak çözelti daha yükseltgen olmakta ve toplam çözünme,asidik ve yükseltgeme tepkimeleri ile oluşmaktadır.

Dekapajın su ile 70 gün süreyle sürdürülen kolon liç testlerinden çözünmenin ihmal edilecek kadar az olduğu,buna karşın asidite arttıkça çözünmenin arttığı gözlenmiştir.pH 2 de 112 gün sonunda % 3.61 oranında bakır çözündürülürken pH 1 de 49 günde % 13.16 oranında bakır çözündürülmüştür.Yine asidite arttıkça demir bakır oranı 0.01 den 0.3 e yükselmekte ve çözelti asiditeye bağlı olarak yükseltgen olmaktadır.Ancak yükseltgeme potansiyeli anayatak liç çözeltilerinden daha düşük olmaktadır.





ŞEKİL 1 : KOLON LİÇ TESTLERİ

Sonuç olarak test edilen her iki örnekten bakır,liç çözeltisi asiditesine bağlı olarak ancak yavaş bir kinetikle çözünmektedir.Ayrıca bu hammaddelerin tükettikleri asit miktarları ekonomik bir yığın liç uygulaması için oldukça yüksek olmaktadır.

3.ÇÖZÜCÜ ÖZÜTLEMESİ + ELEKTROKAZANIM (SX + EW)

Yığın liç pilot tesis çalışmalarından elde edilecek bakırlı çözeltilerin SX+EW yöntemi ile değerlendirilmesi amacıyla çözücü özütleme(organik faza alma,yükleme),sıyırma(stripping,yüklenen çözücüden bakırın sıyrılması) ve elektrokazanma deneyleri Lix 622,Acorga M 5640 ve Acorga M 5397 çözücüleri ile yapılmıştır(Canbazoğlu,1990).Deneylerde E.B.İ. de daha önce yürütülmüş olan kolon liç çalışmalarından sağlanan 70 lt çözelti kullanılmıştır.Çökelmeleri önlemek için çözeltinin pH'sı sülfürik asit ilave edilerek 2'ye ayarlanmıştır.Bu çözeltinin yapılan analizinde başlıca aşağıdaki elementleri içerdiği saptanmıştır:

Cu : 2.40 gr/lt	Fe : 9.41 gr/lt
Zn : 0.040 gr/lt	Co : 0.033 gr/lt
Ni : 0.010 gr/lt	

3.1. Özütleme(Organik faza alma) Deneyleri

Test edilen çözücüler gaz yağında seyreltilerek deneylerde kullanılmışlardır.Çözelti ve belirli oranlarda seyreltilmiş bu çözücüler,bir beherde hızı ayarlanabilir karıştırıcı yardımıyla karıştırılmışlardır.Daha sonra bu karışım ayırma hunisine alınarak sulu faz ile organik faz ayrılmıştır.Çözücüye(organik faz) alınan bakır miktarı,özütleme işlemi sonrası geride kalan artık çözeltinin analiz değerleri ile ana çözeltinin analiz değerlerinden hareketle hesaplanmıştır.

3.1.1. Kullanılan çözücüler ve karıştırma süresinin etkisi

Deneylerin koşul ve sonuçları Tablo 2 de verilmiştir.Organik faza bakırın özütlenmesi karıştırma süresine bağlı olarak parobolik bir eğri boyunca artmaktadır.7 dakika karıştırma süresi sonunda Acorga M 5397 ile % 80,Acorga M 5640 ile % 87 ve Lix 622 ile % 89 oranında bakır özütlenmektedir.Bu nedenle testlere Lix 622 ve Acorga M 5640 ile devam edilmiştir.

TABLO 2. ÇÖZÜCÜLERİN VE KARIŞTIRMA SÜRESİNİN ETKİSİ

Ana çözelti:2.40 gr/lt,pH=1.83,S/O=2/1=200/100 ml
Çözücü (% V) =10,Karıştırma hızı=200 rpm

Karıştırma Süresi(dak.)	Özütlenen % Cu		
	Lix 622	Acorga M 5397	Acorga M 5640
1	60	58	59
3	80	76	78
5	84	80	83
7	89	80	87

3.1.2. Çözücü derişiminin ve Karıştırma süresinin Etkisi

Deneylerde çözücü(organik) derişimleri % 1,5,10 ve 20,karıştırma süresi ise yine 1,3,5 ve 7 dakika alınmıştır.Bakırın özütlenmesi her çözücü ve bunların her derişimi için karıştırma hızına bağlı olarak parabolik bir eğri boyunca artmaktadır.Her iki çözücüde de aynı derişimlerde yakın oranlarda bakır özütlenmektedir.Örneğin % 1 lik derişimlerinde 7 dakika karıştırma sonunda % 7 civarında bakır özütlenirken bu değer % 20 lik derişimler için Acorga M 5640 ile % 88'e Lix 622 ile % 90'lara ulaşmaktadır.Yapılan diğer deneylerde bu nedenle çözücü derişimi olarak % 20 alınmıştır.

3.1.3. Özütleme denge eğrileri ve Mc Cabe-Thiele diyagramlarının hazırlanması

Lix 622 ve Acorga M 5640 çözücülerinin hazırlanan % 20'lik derişimleri oda sıcaklığında 5 dakika süreyle değişik sulu faz/çözücü(organik) faz oranlarında ana çözelti ile karıştırılmışlardır.Elde edilen sonuçlar Şekil 2'de verilmiştir.Buradan;

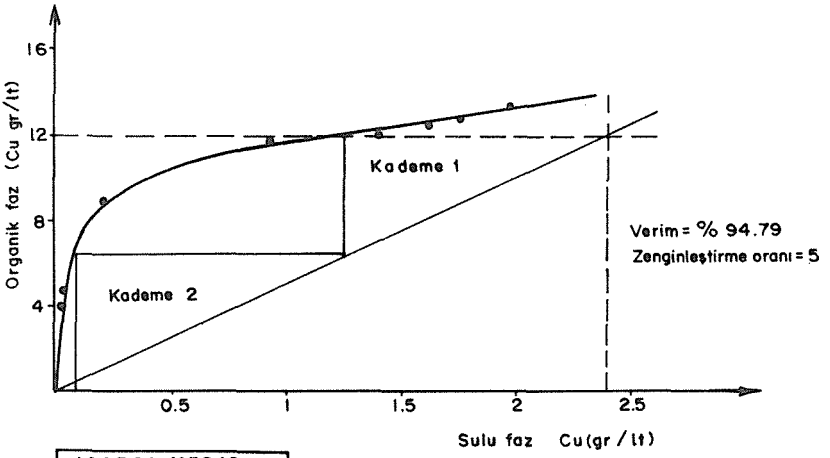
i)Lix 622 ile ana çözeltideki bakır % 94.79'luk bir verimle 5 kez zenginleşmiş olarak çözücü faza alınmaktadır.Bu işlem için 2 kademe özütleme yeterli olmakta ve artıkta 0.125 gr/lt Cu kalmaktadır.

ii)Acorga M 5640 ile yine 2 kademe özütleme işlemi yeterli olmakta ve % 98.54 verimle bakır çözücüye yüklenmektedir.Artıkta ise,0.035 gr/lt Cu kalmaktadır.

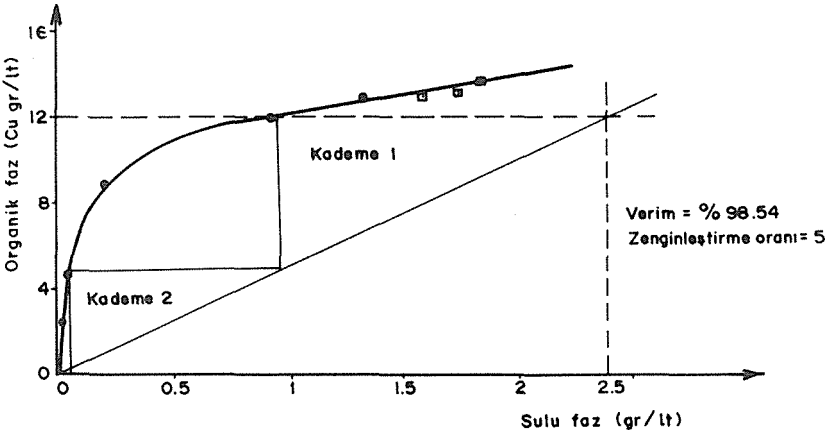
3.2. Sıyırma (stripping) Deneyleri

Optimum özütleme koşullarında(S/O=12/1,% V=20) yüklenen 0.5 lt lik

LİX 622									
S/O		1/1	2/1	4/1	8/1	12/1	16/1	20/1	24/1
Cu (kg/lt)	Organik faz	2.385	4.744	8.772	11.600	11.988	12.423	12.800	13.08
	Sulu faz	0.005	0.028	0.207	0.950	1.401	1.623	1.760	1.858



ACORGA M5640									
S/O		1/1	2/1	4/1	8/1	12/1	16/1	20/1	24/1
Cu (kg/lt)	Organik faz	2.386	4.712	8.856	11.912	12.876	13.040	13.300	13.680
	Sulu faz	0.014	0.044	0.186	0.911	1.327	1.585	1.735	1.830



ŞEKİL 2 : ÖZÜTLEME DENGE EĞRİLERİ VE MC CABE-THİELE DİYAGRAMLARI

[Organik derişimi (%V) = 20, Karıştırma süresi = 5 dak.,
Ana çözelti Cu = 2.40 gr/lt, pH = 1.83]

Lix 622 (12.048 gr/lt Cu) ve 0.5 lt lik Acorga M 5640 (10.680 gr/lt Cu) yine en fazla sıyırmanın deneylerle saptandığı 300 gr/lt sülfürik asit çözeltileriyle değişik çözücü/sıyırma çözeltisi oranlarında 10 dakika süreyle sıyrılmışlardır.Elde edilen sonuçlar Şekil 3 de verilmiştir.

Yüklenen her iki çözücüden de bakırın 2 kademe sıyırma işlemi ile sulu faza alınabileceği sıyırma denge eğrilerinden ve çizilen Mc Cabe-Thiele diyagramlarından anlaşılmaktadır.Örneğin; 2 kademe sıyırma işlemi ile Lix 622 de % 95.68 lik,Acorga M 5640 ile ise % 92.50 lik sıyırma verimlerine ulaşılmaktadır.Uygulamada elektrokazanıma verilen çözeltilerin bakır derişimleri 22-55 gr/lt Cu olup 45 gr/lt Cu derişiminde elektrokazanım çözeltisinin elde edilebilmesi için sıyırma da yüklü çözücü(organik)/sıyırma çözeltisi oranı 6/1 olmaktadır(Biswas ve Davenport,1980).

3.3. Elektrokazanım deneyi

Saptanan optimum özütleme ve sıyırma koşullarında Acorga M 5640 ile yükleme ve sıyırma deneyleri sonunda 1640 ml elektrokazanım çözeltisi hazırlanmıştır(Ancak hedeflenen 45 gr/lt Cu derişiminde elektrokazanım çözeltisi,ana liç çözeltisinin yetmemesi nedeniyle hazırlanamamıştır). Elde edilen çözeltide saptanan önemli elementlerin derişimi şöyledir:

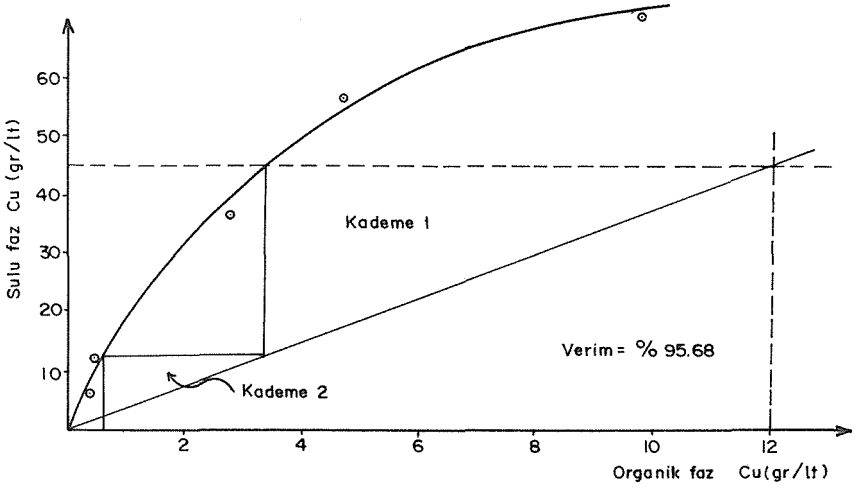
Cu: 12.7 gr/lt	Fe: 0.285 gr/lt
Zn: 15.37 mg/lt	Co: 9.89 mg/lt
Ni: 6.36 mg/lt	

Bu çözeltinin anot olarak kurşun plaka,katot olarak bakır levha kullanılarak ve elektrotlar arasına 2.050 volt gerilim uygulayarak değerlendirilebileceği ortaya konmuştur.Elektrokazanım süresi,elektrokazanım-işleminde elektrotlar arasından geçirilecek akıma bağlı olarak akım artarsa azalacak veya azaltıldığında uzayacaktır.

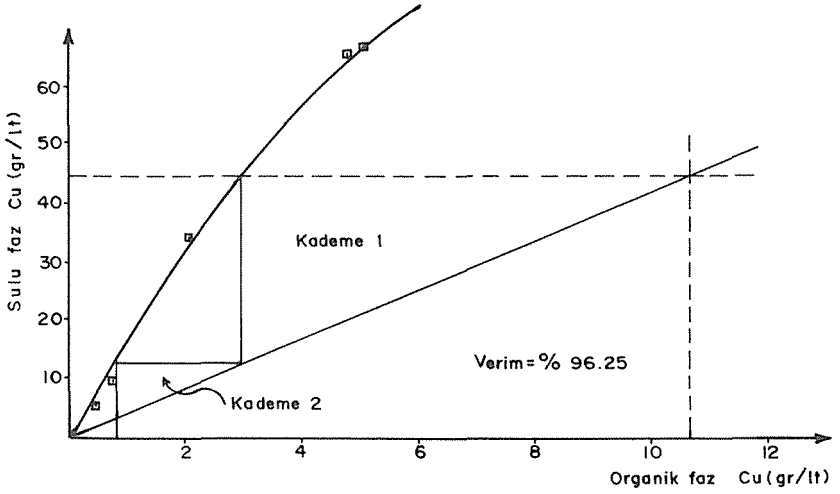
4. SONUÇ VE ÖNERİLER

1. E.B.İ. de mevcut bakır içeren hammaddelerden kısmen altere olmuş cevherin su ile yığın liç yapılabileceği daha önce yapılan çalışmalarla ortaya konmuştur.
2. E.B.İ. de yığın liç işlemi ile değerlendirilme olasılıkları olan Dekapaj ve Anayatak cevherinin sadece asidik ortamda liç edilebileceği ancak bu işlemin asit tüketiminin fazla olması nedeniyle ekonomik ola-

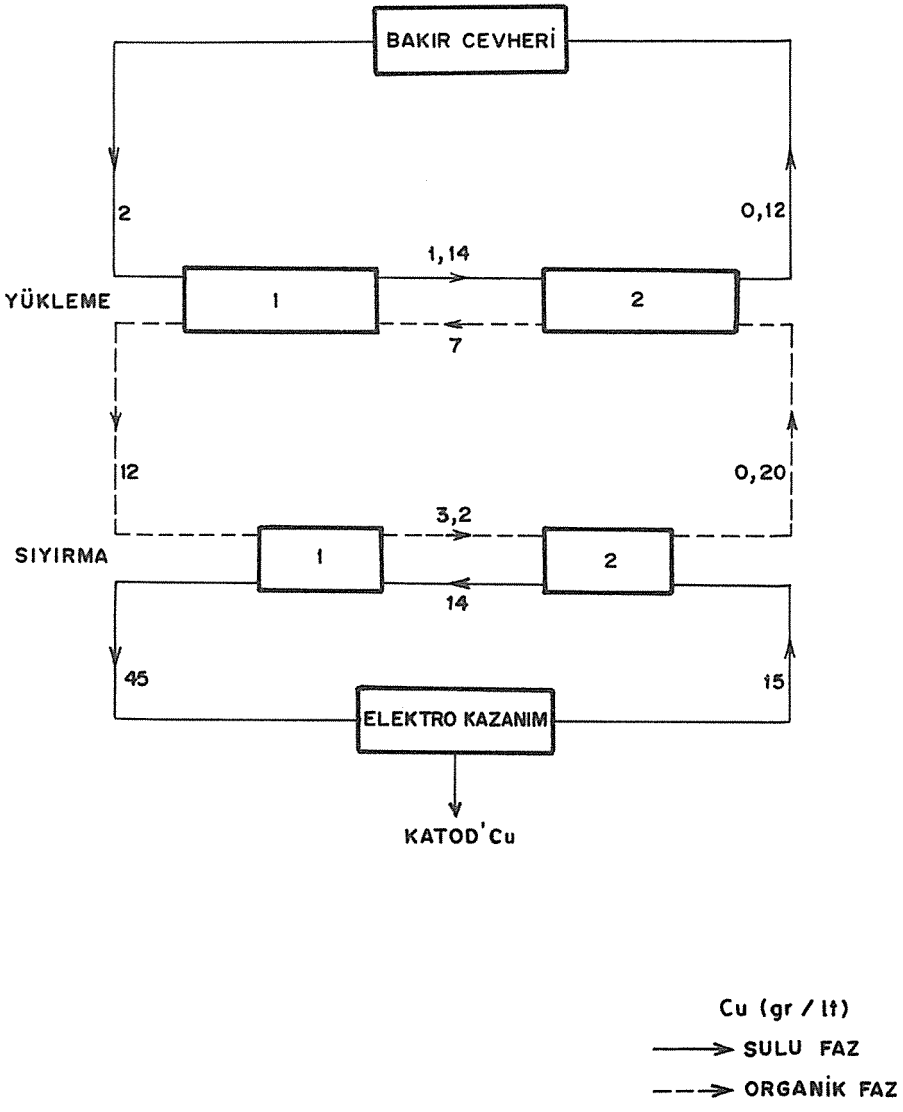
LIX 622						
O/S		1/2	1/1	4/1	8/1	12/1
Cu (gr./lt)	Organik faz	0.346	0.480	2.722	4.700	9.779
	Sulu faz	5.719	11.304	36.248	56.669	71.1100



ACORGA M-5640						
O/S		1/2	1/1	4/1	8/1	12/1
Cu (gr/lt)	Organik faz	0.496	0.705	2.070	4.80	5.072
	Sulu faz	5.494	9.975	34.44	65.500	67.296



ŞEKİL 3 : SIYIRMA DENGE EĞRİLERİ VE MC CABE-THİELE DİYAGRAMLARI



ŞEKİL 4 : E.B.İ. YIĞIN LİÇ PİLOT TESİS ÇALIŞMALARI İÇİN ÖNGÖRÜLEN ÇÖZÜCÜ ÖZÜTLEMESİ (SX) DEVRE DÜZENİ

mıyacağı görülmektedir.

3. Kesikli olarak yapılan laboratuvar deneylerinde bakırın liç çözeltilerinden SX+EW ile sorunsuz olarak kazanılabileceği ortaya konmuştur.

4.Test edilen Lix 622 ve Acorga M 5640 aynı oranda başarılı çözücüler olup yüksek özütleme ve sıyırma işlemleri için 2 kademe özütleme ve 2 kademe sıyırma yeterli olmaktadır:Bakır % 98'e varan oranlarda özütlenmekte ve yine % 97'e varan verimlerle sıyrılmaktadır.

5. E.B.İ. de uygulamaya konan yığın liç pilot tesisinden üretilecek çözeltilerden çözücü özütlemesi + elektrokazanım yöntemleri ile bakır kazanımının devre düzeni,devreden yükler hesaba katılmadan,özütlemeye 2 gr/lt Cu derişiminde liç çözeltisi besleneceği varsayılarak,Şekil 4 de verilmiştir.

T E Ş E K K Ü R

Yazarlar,bu çalışmanın gerçekleşmesine yardımlarından ötürü ETİBANK GENEL MÜDÜRLÜĞÜ'ne şükranlarını sunarlar.

K A Y N A K L A R

BİSWAS,A.K.,DAVENPORT,W.G.,1980;Extractive Metallurgy of Copper, Pergamon Press.

CANBAZOĞLU,M.,ZENGİN,M.,ARIBAŞ,N.,1988;Heap Leaching Studies at Etibank Ergani Copper Works,II. Mineral Processing Symposium,İzmir,s 653-662.

CANBAZOĞLU,M.,SADIK,U.,GÖNEN,N.,DERMAN,D.,1990;Etibank Ergani Bakır İşletmesinde Yığın Liç Çalışmaları,III. Cevher Hazırlama Sempozyumu, İstanbul,s 208-217.

CANBAZOĞLU,M.,1990; Etibank E.B.İ.Müessesesi Dekapaj Artıklarının Değerlendirilmesi Projesi,
Rapor 1.Liçing laboratuvar çalışmaları,
Rapor 2.Solvent ekstraksiyon + elektrowinning laboratuvar çalışmaları,
Rapor 3.Pilot tesis tasarım çalışmaları.

ÇIRALI,B.,HİÇDÖNMEZ,Ş.,1986;Küre Piritlerinin Bakteriyel Liçing Testleri, Rapor ,MTA,yayımlanmamış.

DOĞAN,Z.,1986; Chemical Mining,İ.T.Ü. vakfı,İstanbul.

ELLİNGSON,D.,1987;Phelps Dodge has something to smile abaut,E&MJ, August,s 24-32.

FLETT,D.S.,1974;Solvent Extraction in Copper Hydrometallurgy:A Review, İ.M.M.,march,s C30-C38.

TOWNSEND,B.,SEVERS,K.J.,1990;The Solvent Extraction of Copper: A Perspective,Mining Magazine,Jan., s 26-35.

YAŞ VE KURU ÖĞÜTMENİN BOYUT KÜÇÜLTME İŞLEMİNİN KİNETİK PARAMETRELERİ ÜZERİNE ETKİSİ

THE EFFECT OF WET AND DRY GRINDING ON THE KINETIC CHARACTERIZATION OF SIZE REDUCTION

Salih ERSAYIN *
Bahadır AKSANI **
Fatih ERKAL **
Birol SÖNMEZ **

ÖZET

Kütahya 100. Yıl Gümüş Tesislerinden temin edilen üç farklı numune kullanılarak, laboratuvar ölçekte kesikli yaş ve kuru öğütme deneyleri yapılmıştır. Elde edilen sonuçlar kümülatif bazlı kinetik modelin parametreleri, C ve n, üzerine etkisi gözönüne alınarak incelenmiştir.

Yaş ve kuru öğütme model parametrelerinin birbirine benzer görünümde olması nedeniyle parametreler üzerindeki değişikliklerin açık ve kapalı öğütme devrelerinin benzetişimindeki etkisi de anlaşılmıştır. Devreler tapalı akış modeli kullanılarak tanımlanmış, kapalı öğütme devresinde yeralan hidrosiklonun performansını belirlemek için ise Plitt modeli kullanılmıştır. Elde edilen sonuçlar yaş öğütme koşullarının özellikle ince boyların öğütülebilirliğini olumlu yönde etkilediğini göstermektedir.

ABSTRACT

Wet and dry batch mill grinding tests were conducted by using three different samples taken from Kütahya Silver Plant. The results are analysed in terms of kinetic parameters, n and C, of cumulative base kinetic model.

Since the model parameters of wet and dry grinding appeared to be very similar to each other, their implication in simulating an open and closed grinding circuit was also investigated. The circuits were described by plug flow model and Plitt model was used for describing the hydrocyclone in the closed circuit grinding unit. The results show that the size reduction in fine particle particle range is more efficient in wet grinding.

* Yrd. Doç. Dr., H.Ü. Maden Müh. Böl., Beytepe/ANKARA
** Araş. Gör., H.Ü. Maden Müh. Böl., Beytepe /ANKARA

1. GİRİŞ

Cevher hazırlamada öğütme işlemi genellikle yaş olarak yapılmaktadır. Ancak zorunlu kalınan koşullarda kuru öğütmeye gidilmektedir. Bunun en önenli nedeni su katı oranının öğütmeyi olumsuz yönde etkilemeyecek değerler arasında kaldığı durumlarda yaş öğütmenin daha verimli olmasıdır. Ayrıca öğütmeyi izleyen işlemin niteliği öğütme koşullarını belirlemektedir. Nitekim, Bond (1960) benzer koşullar altında yapılan endüstriyel boyutlardaki yaş öğütmenin, kuru öğütmeden 1.3 defa daha büyük bir kapasite sağlayacağını göstermiştir. Yaş öğütmenin daha verimli olduğu daha sonra yapılan çalışmalarda ortaya konulmuştur. Berube vd. (1979) tarafından yapılan laboratuvar ölçekli çalışmada, yaş öğütmenin iri taneler için daha seçimli olduğu görülmüştür.

Austin vd. (1981) tarafından çeşitli türdeki malzemelerle yapılan laboratuvar ölçekli öğütme deneylerinde, öğütme ortamında suyun bulunması durumunda kırılmanın daha hızlı meydana geldiğini belirlenmiştir. Ancak kırılma hızındaki bu artışın Bond'un (1960) ileri sürdüğü gibi 1.3 oranı gibi sabit bir oranda olmadığını ve bu oranın malzemeye bağlı olarak 1.3 - 2.3 arasında değişebileceği gösterilmiştir. Kinetik parametreler kullanılarak yapılan bu çalışmada, suyun olumlu yöndeki etkisinin sadece incelerin "cushioning" (yastıklanma) etkisini, bilyaların kaplanmasını veya incelerin tekrar topaklanması (agglomeration) önlenmesinden kaynaklanmadığı ileri sürülmüştür. Ortamda bulunan suyun birincil etkisinin, bilyaların hareketlerinden dolayı sahip oldukları enerjinin tanelerin kırılması işlemine iletimini kolaylaştırmaktan kaynaklandığı belirtilmiştir. Çelik (1988) ise kömürlerle yaptığı çalışmada, sulu öğütmenin olumlu yöndeki etkisinin kömür rankına bağlı olarak değiştiğini ve yumuşak kömürlerde bu etkinin daha yüksek olduğunu göstermiştir. Ayrıca yaş öğütmede ortam özelliklerinin de öğütmenin verimliliği üzerinde etkili olduğu bilinmektedir (Austin vd., 1984). Nitekim Fidan ve Arol (1990) tarafından ya-

pılan bir çalışmada, öğütmenin en etkin olduğu bir optimum palp yoğunluğu değerinin olduğu ortaya konulmuştur.

Bu çalışmada boyut dağılımı olarak farklılık gösteren üç gümüş cevheri numuneleri kullanılarak laboratuvar ölçekli bilyalı değirmende kinetik parametrelerin belirlemesine yönelik yaş ve kuru öğütme deneyleri yapılmıştır. Elde edilen sonuçlar yaş ve kuru öğütmenin kinetik model parametrelerine etkisi yönünden incelenmiştir.

Model olarak, basit ve parametre sayısı diğer yaklaşımlara göre daha az olması nedeniyle kümülatif bazlı kinetik model seçilmiştir. Laboratuvar ölçekli deneylerden elde edilen parametrelerin, bir açık ve bir kapalı öğütme devresinin benzetişiminde (simulasyon) kullanılması durumunda öğütme devresini nasıl etkileyebileceği de belirlenmiştir.

2. KULLANILAN MODELLER

Bilindiği gibi öğütme işleminin modellenmesinde matriks ve kinetik model olarak adlandırılan iki temel yaklaşım bulunmaktadır . Matriks modelde, malzemenin değirmende kalış süresine bağlı olarak, kırma aşaması sayısının değişebileceği varsayılarak hesaplamalar yapılmaktadır. (Lynch, vd., 1977) Kinetik yaklaşımda ise malzemenin değirmende kalış süresi doğrudan doğruya hesaplamalarda kullanılmaktadır. Bu farklılığın dışında her iki model boyut küçültme işlemini tanımlama yönünden büyük benzerlik göstermektedir. Bu iki yaklaşımın dışında öğütmede harcanan enerjinin, boyut dağılımını belirleyici parametre olduğu görüşünden yola çıkan enerji bazlı modeller de bulunmakta ise de bunlar pratikte yaygın bir biçimde kullanılmamışlardır.

Bu çalışmada öğütme işlemi bir kinetik modelle tanımlanmıştır. Kinetik modeller arasında da daha basit ve kullanımı daha kolay olan Kümülatif Bazlı Kinetik model tercih edilmiştir (Ramirez - Castro ve Finch, 1980). Bu

basit model daha karmaşık olan modellerle karşılaştırıldığında, bir öğütme devresinin tatmin edici bir şekilde benzeştirilebileceği belirtilmiştir (Laplante vd., 1987). Modelin sadece iki parametre ile tanımlanması sonuçların yorumlanabilmesini kolaylaştırmaktadır. Laboratuvar çapta elde edilen bu parametrelerin herhangi bir ölçek büyütme (scale up) işlemine tabi tutulmadan tesis ölçeğinde de kullanılabileceği rapor edilmiştir (Finch ve Ramirez - Castro, 1981).

Değirmen içinde malzemenin taşınmasını açıklamak için basit ve duyarlı bir taşınım modelinin seçilmesi gerekmektedir. Furuyawa vd. (1971) yüksek devreden yüklerde (> %150), tapalı akış varsayımının kabul edilebilir olduğunu göstermiştir. Laboratuvar ölçekli deneylerden elde edilen parametrelerin öğütme devresinin simulasyonunda tapalı akış varsayımı kullanılmıştır. Bu modelde kinetik parametre, seçilen bir elek boyutunun elek üzerinde kalan miktarının zamana karşı kaybolma hızı olarak tanımlanmaktadır. Kesikli (batch) veya tapalı akış (plug flow) varsayımı ile sürekli çalışan bir değirmen için bu model aşağıdaki eşitlikle tariflenmektedir (Finch ve Ramirez - Castro, 1981).

$$W_{(x,t)} = W_{(x,0)} \exp(-kt) \qquad (1)$$

Burada;

$W_{(x,t)}$: t öğütme süresi sonunda x tane boyunun üzerinde kalan malzemenin kümülatif yüzdesi.

$W_{(x,0)}$: değirmen beslemesinde x tane boyunun üzerinde kalan malzemenin kümülatif yüzdesi.

k : kırılma hız sabiti.

t : öğütme süresidir.

Sürekli çalışan bir değirmen için t değeri değirmende kalış süresini göstermekte ve aşağıdaki eşitlikle bulunmaktadır (tapalı akış için);

$$t = \frac{\text{Değirmenin hacimsel olarak alabileceği palp miktarı } (m^3)}{\text{Değirmene hacimsel olarak palp besleme hızı } (m^3/saat)} \quad (2)$$

Kırılma hızı sabitinin tane boyu ile ilişkisinin şu ifade ile verilebileceği gösterilmiştir;

$$k = C.x^n \quad (3)$$

C ve n, öğütülen malzemeye ve öğütme ekipmanına bağlı sabitlerdir. C ve n sabitleri saptandıktan sonra verilen bir besleme tane boyu dağılımı için değirmenden elde edilecek ürün tane boyu dağılımı aşağıdaki eşitlikle saptanabilir;

$$W_{(x,t)} = W_{(x,0)} \exp(-Cx^n t) \quad (4)$$

Kapalı öğütme devresinde bulunan hidrsiklon modeli için ise Plitt vd. (1990) modeli kullanılmıştır. Bu modelde su için düzeltilmiş partisyon katsayısı ile ortalama tane boyu ilişkisi aşağıdaki eşitlikle tanımlanmaktadır.

$$C_i = 1 - \exp[-0.6931(d_i/d_{50c})^m] \quad (5)$$

Burada;

C_i : düzeltilmiş partisyon katsayısı

d : ortalama tane boyu

$d_{(c)50}$: düzeltilmiş d_{50} değeri

m : ayırımın keskinliğini gösteren model parametresidir. Ortalama bir siklon için 2.5 olmaktadır.

Düzeltilmiş partisyon katsayıları 5 nolu eşitlikle hesaplanmakta olup, siklonun gerçek performansı ise 6 nolu eşitlikle bulunmaktadır.

$$P_i = c_i(1 - R_f) + R_f \quad (6)$$

Burada;

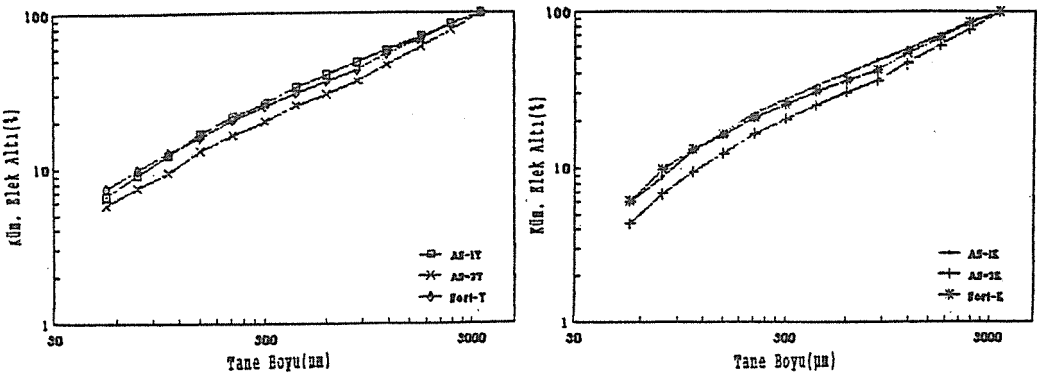
P_i : gerçek partisyon katsayısı

R_f : siklon alt akımından alınan suyun verimidir

3.DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Deneylerde kullanıan numuneler Etibank 100. Yıl Gümüş Tesisi'ndeki stok sahalarından alınmışlardır. Numuneler arasındaki temel farklılık içerdikleri kilin miktarıdır. Numunelerin alındığı yığınlardaki malzeme tane boyu -25 mm'dir. Bu cevherlerin içerdikleri yüksek miktarlardaki kilin, laboratuvar çaplı öğütme işlemini olumsuz yönde etkileyeceği göz önüne alınarak (Anaç, 1990), deneylerde kullanılacak numunelerin mümkün olduğunca kilinden ayrılmasına çalışılmıştır. Kili uzaklaştırmak için numuneler 24 saat su içinde bekletilmiştir. Daha sonra iriler 3.35 mm'lik elekten eleme ve yıkama işlemi ile ayrılmıştır. Geriye kalan inceler ise dekantasyon işlemine tabi tutularak 0.053 mm'lik bir elekten elenip numuneler iki farklı fraksiyona ayrılmıştır.

Numunelerin +3.35 mm'lik kısmı kurutulduktan sonra önce çeneli kırıcıda kırılmış daha sonra merdaneli kırıcı ve elek kombinasyonu kullanılarak aşamalı olarak 3.35 mm'nin altına indirilmiştir. Kırılan kısım önemli ölçüde kilinden arındırılmış ve kurutulmuş, ince fraksiyonla (-3.35+0.053 mm) birleştirilmiştir. Bu malzeme oluklu bölücüden geçirilerek öğütme deneyi numuneleri hazırlanmıştır. Bu numunelerin boyut dağılımları Şekil-1'de verilmektedir.



Şekil-1.a) Kuru öğütme için elek analizi.
b) Yaş öğütme için elek analizi.

Öğütme deneylerinde 20x35 cm boyutlarındaki bilyalı değirmen kullanılmıştır. Öğütme koşullarının mümkün olduğunca Bond bilyalı değirmen öğütülebilirlik testine uygun olması sağlanmıştır (Bond, 1960). Bu koşullar Çizelge-1' de verilmiştir.

Çizelge-1. Deneysel Koşullar.

Değirmen Hacmi (cm^3): 10996			
Değirmen Devir Hızı (dev/dk): 54			
Bilya Boyu ve Ağırlıkları:	2"	(5.00 cm)	7.54 kg
	1.5"	(3.81 cm)	8.48 kg
	1"	(2.54 cm)	2.83 kg
			18.85 kg
Bilyalar Arası Boşluk: % 45			
Bilya Özgül Ağırlığı: 7.8			
Cevher Yığın Yoğunlukları (gr/cm^3):	Acil Stok-1: 1.74		
	Acil Stok-2: 1.51		
	Sert Cevher: 1.68		
Bilyalar Arası Boşluk (cm^3): 1980			

Numune Ağırlıkları (gr):	Kuru Öğütme	Yaş Öğütme
Acil Stok-1	3955	4734
Acil Stok-2	3650	4150
Sert Cevher	3745	4440

Kuru öğütmede bilyalar arası boşluk hacminin %100'ü, yaş öğütme için boşluk hacminin %120'sini dolduracak şekilde numune ağırlığı belirlenmiştir. Yaş öğütmede su miktarı, ağırlıkça %60 katı olacak şekilde seçilmiştir.

Kinetik parametreleri belirlemek için gerekli öğütme süreleri 15, 30, 45, 75, 120 ve 240 sn olarak seçilmiştir. Sıfır anındaki boyut dağılımını belirlemek için her bir cevher tipinin besleme numuneleri elek analizine tabi tutulmuş, daha sonra elek fraksiyonları tekrar birleştirilerek öğütme deneylerine geçilmiştir. Tüm deneyler boyunca aynı numune kullanılmış, her bir öğütme zamanını

takiben elek analizi yapılmış, boyut dağılımının belirlenmesinden sonra fraksiyonlar tekrar birleştirilerek bir sonraki zaman için öğütme yapılmıştır. Yaş öğütmelerde malzeme önce kurutulmuş daha sonra elenmiştir.

Elek analizlerinde 3.35 - 0.053 mm arasında $2^{0.5}$ sırası izlenerek oluşturulan elek serisi kullanılmıştır. Elek analizleri 3.35 mm ile 1.180 mm arasındaki boylarda bütün malzeme kuru olarak, 1.180 mm'nin altındaki boylarda ise temsili numune alınarak yaş olarak yapılmıştır. Kuru elemeler Ro-tap elek makinasında, yaş elemeler ise Tyler titreşimli yaş eleğinde yapılmıştır.

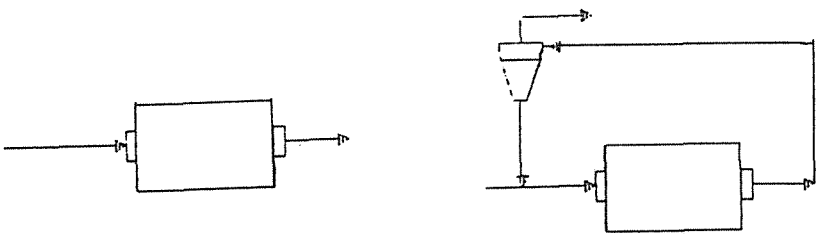
4. DENEYSEL SONUÇLAR

Deneysel olarak bulunan elek üstü fraksiyonu-zaman değerlerinden yola çıkılarak her bir fraksiyon için kırılma hız sabiti hesaplanmıştır. Daha sonra tüm fraksiyonlar için elde edilen kırılma hızı sabiti, k, değerlerine en iyi uyumu veren C ve n değerleri bir optimizasyon tekniği kullanılarak bulunmuştur. Hem yaş hem de kuru öğütme deneylerinden elde edilen her bir elek boyutu için k değerleri ve her bir cevher tipi için C ve n değerleri de Çizelge-2'de verilmiştir.

Model parametrelerinin aralarındaki farklılığın bir öğütme devresi üzerindeki etkisinin ne olacağını göstermek için elde edilen C ve n değerleri kullanılarak bir açık bir de kapalı öğütme devresinin benzetişimi yapılmıştır. Bu devreler Şekil-2'de verilmiştir. Öğütme devrelerinin benzetişiminde numunelerin alındığı tesisten sağlanan tipik bir besleme dağılımı kullanılmış, değirmende katı/sıvı oranı ağırlıkça %64 katı, değirmenin hacimsel olarak alabileceği palp miktarı 16.26 m^3 olarak kabul edilmiştir. Açık devrede besleme hızı 154 t/saat olarak alınmıştır. Kapalı devrede ise Plitt modeline göre oluşturulan hidrosiklon için m değeri 2.5, $d_{(c)50}$ 74 µm, R_f ise 0.40 kabul edilmiştir. Devreden yükün %250

Çizelge- 2. Yaş ve kuru öğütme deneylerinden elde edilen her bir tane boyu için K değerleri ile C ve n değerleri

	K DEĞERLERİ					
TANE BOYU (µm)	AS-1 yaş	AS-1 kuru	AS-2 yaş	AS-2 kuru	SERT yaş	SERT kuru
3350	0.340	0.281	0.300	0.298	0.330	0.330
2360	0.295	0.296	0.256	0.266	0.293	0.272
1700	0.215	0.230	0.172	0.180	0.203	0.197
1180	0.175	0.166	0.137	0.138	0.151	0.143
850	0.122	0.103	0.097	0.097	0.105	0.099
600	0.092	0.077	0.081	0.078	0.081	0.068
425	0.074	0.064	0.066	0.060	0.064	0.056
300	0.059	0.042	0.053	0.047	0.052	0.043
212	0.046	0.036	0.044	0.037	0.041	0.034
150	0.035	0.028	0.034	0.029	0.034	0.027
106	0.030	0.022	0.029	0.024	0.028	0.023
75	0.025	0.018	0.021	0.021	0.023	0.020
53	0.018	0.014	0.018	0.017	0.020	0.018
C	0.00103	0.00056	0.00114	0.00086	0.00103	0.00072
n	0.71667	0.78599	0.67875	0.71586	0.70373	0.74228



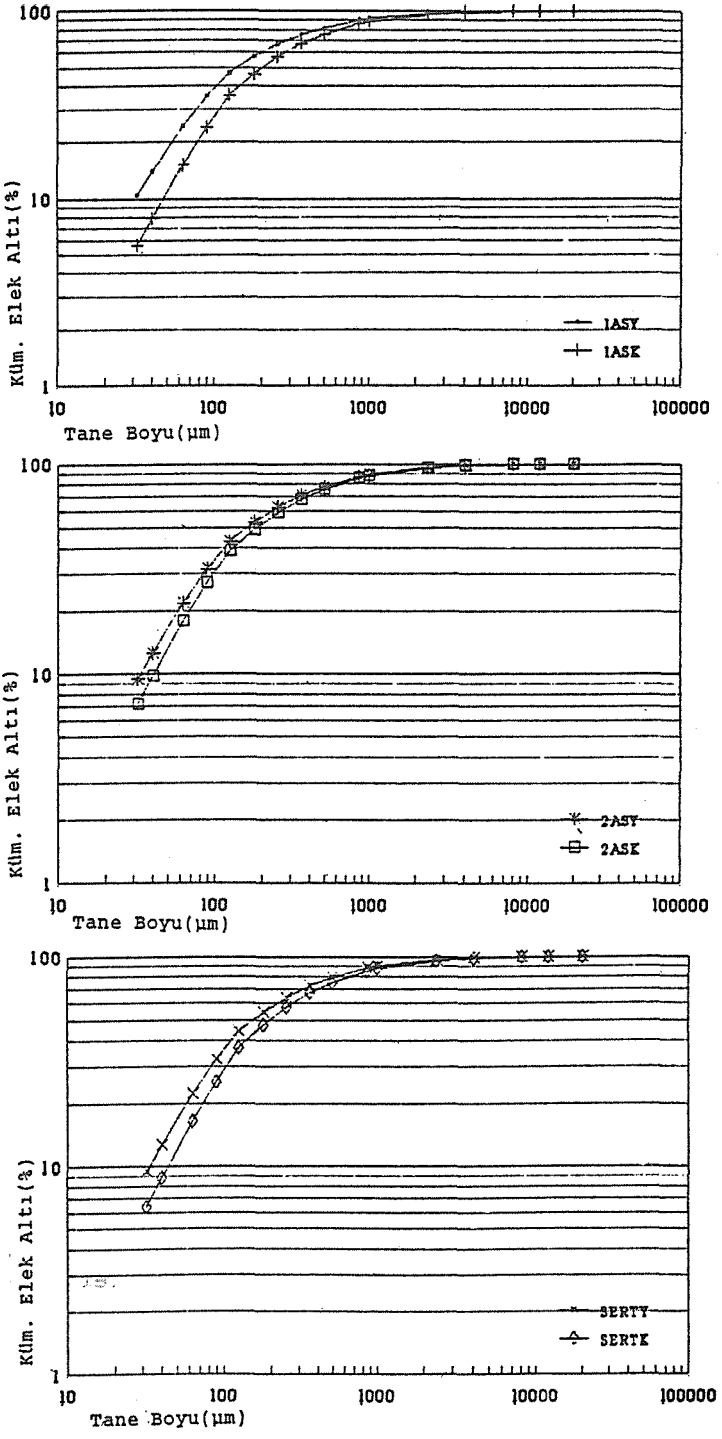
a) b)

Şekil-2.a) Açık devre
b) Kapalı devre

olacağı sınırlama olarak kabul edilip, değirmen kapasitesinin nasıl etkilendiği incelenmiştir. Açık devreden elde edilen boyut dağılımları Şekil-3 'de, kapalı devreden elde edilen kapasite değişikleri ise Çizelge-3'de verilmiştir.

Çizelge-3. Kapalı öğütme devresi (yaş öğütme) benzetişiminden elde edilen kapasite değerleri.

Kapasite (ton/saat)	AS-1	AS-2	SERT
Yaş öğütme	30.1	28.0	28.4
Kuru öğütme	22.7	25.0	23.7

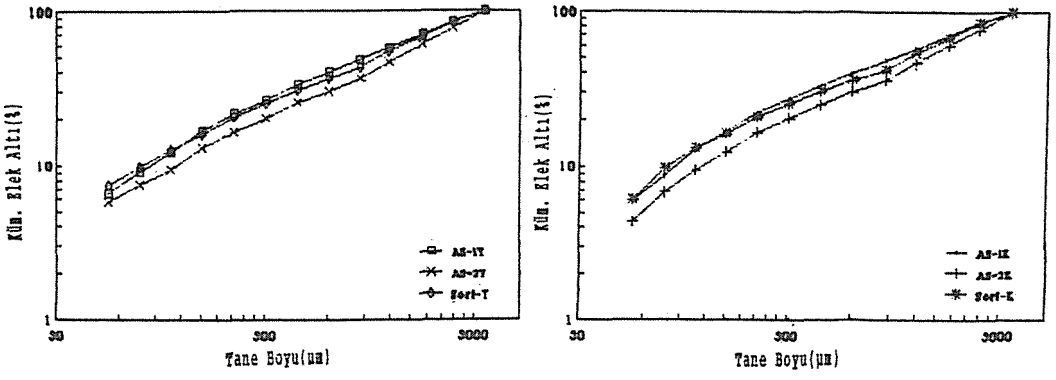


Şekil-3. Açık devreden elde edilen ürün tane boyu dağılımı.

3.DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Deneylerde kullanıan numuneler Etibank 100. Yıl Gümüş Tesisi'ndeki stok sahalarından alınmışlardır. Numuneler arasındaki temel farklılık içerdikleri kilin miktarıdır. Numunelerin alındığı yığınlardaki malzeme tane boyu -25 mm'dir. Bu cevherlerin içerdikleri yüksek miktarlardaki kilin laboratuvar çaplı öğütme işlemini olumsuz yönde etkileyeceği göz önüne alınarak (Anaç, 1990), deneylerde kullanılacak numunelerin mümkün olduğunca kilinden ayrılmasına çalışılmıştır. Kili uzaklaştırmak için numuneler 24 saat su içinde bekletilmiştir. Daha sonra iriler 3.35 mm'lik elekten eleme ve yıkama işlemi ile ayrılmıştır. Geriye kalan inceler ise dekantasyon işlemine tabi tutularak 0.053 mm'lik bir elekten elenip numuneler iki farklı fraksiyona ayrılmıştır.

Numunelerin +3.35 mm'lik kısmı kurutulduktan sonra önce çeneli kırıcıda kırılmış daha sonra merdaneli kırıcı ve elek kombinasyonu kullanılarak aşamalı olarak 3.35 mm'nin altına indirilmiştir. Kırılan kısım önemli ölçüde kilinden arındırılmış ve kurutulmuş, ince fraksiyonla (-3.35+0.053 mm) birleştirilmiştir. Bu malzeme oluklu bölücüden geçirilerek öğütme deneyi numuneleri hazırlanmıştır. Bu numunelerin boyut dağılımları Şekil-1'de verilmektedir.



Şekil-1.a) Kuru öğütme için elek analizi.
b) Yaş öğütme için elek analizi.

5. SONUÇLARIN DEĞERLENDİRİLMESİ

Özellikle C ve n değerleri incelendiğinde başlangıç boyut dağılımı birbirinden farklı olan bu üç numunenin aslında benzer öğütülebilirlik özelliğine sahip oldukları anlaşılmaktadır. Aralarındaki farklılık deneysel hata olarak değerlendirilebilecek kadar azdır. Bununla birlikte yaş ve kuru öğütme arasında önemli farklılıkların bulunduğu açıkça görülmektedir. Genel olarak k değerleri kuru öğütme için daha düşük değerler verirken, C değerleri de aynı eğilimi göstermiş, buna karşın n değerlerinde ise bunun tersi gözlenmiştir. Kuru öğütmede n değerlerinin daha büyük olması, özellikle ince boylarda k değerlerinin küçük olmasından kaynaklanmaktadır. İnce boylardaki bu farklılık tane boyu irileştikçe kaybolmaktadır. Bu da log(k) ve log(tane boyu) arasındaki ilişkinin daha dik bir eğime karşılık gelen n değeri ile tanımlanması sonucunu ortaya çıkarmaktadır. C değerlerindeki farklılık da yine aynı davranış biçiminin bir sonucu olmaktadır. Burada elde edilen sonuçlar, Austin vd.'nin (1981) ileri sürdüğü, yaş öğütmenin birincil etkisinin, bilyaların mekanik hareketinin daha iyi iletilmesinden kaynaklandığı şeklindeki görüşle çelişir görülmektedir. Böyle bir etkinin varlığından inceler kadar iriler de etkilenecektir. Sonuçlar, irilerde böyle bir farklılığın mevcut olmadığını, davranış farklılığının incelerde meydana geldiğini göstermektedir. Bu duruma iki öğütme şekli arasındaki farklılığın daha çok yastıklanma, incelerin bilyaya sıvanması ve topaklanma vb. olgusundan kaynaklanabileceği anlaşılmaktadır.

İri boylarda davranış farklılığının Kanda vd. (1988) tarafından ileri sürülen, sulu ortamın tanelerin parçalanması üzerindeki olumlu etkisi olduğu şeklindeki görüşle de uyumlu değildir. Ayrıca Berube vd.'nin (1979) ifade ettiği yaş öğütmenin iri taneler için daha seçimli olduğu görüşünden farklı bir şekilde, yaş öğütme ince boylarda daha etkin görünmektedir.

Benzetişim devrelerinin kullanılmasındaki amaç, endüstriyel ölçekli yaş ve kuru öğütme devreleri arasında bir karşılaştırma yapmak değildir. Burada gösterilmek istenen laboratuvar ölçekli kuru ve yaş öğütme sonucu elde edilen parametrelerin doğrudan endüstriyel ölçekli bir yaş öğütme benzetişiminde kullanılması durumunda aralarındaki farklılığın sonuçları hangi ölçüde etkileyeceğinin gösterilmesidir. Sonuçlardan görüldüğü gibi, açık devrede tane boyu dağılımları arasında belirgin bir farklılık ortaya çıkmaktadır. Bu farklılık ince boylarda daha belirgin olup iri tane boylarında kaybolmaktadır.

Kapalı öğütme devresinde ise, kuru öğütme parametreleri kullanıldığında kapasite daha düşük olmaktadır. Kapasite farklılığı 1.1 ile 1.3 arasında değişim göstermektedir. Bu sonuçlar Bond'un (1960) ve Austin vd.'nin (1984) buldukları sonuçlar ile uyumlu gözükmektedir. Vurgulanması gereken bir nokta da, yaş kapalı devre öğütmede kapasitenin artmasının yanısıra devreden alınan ürünün tane boyunun daha ince olmasıdır.

Sonuç olarak, bu çalışmada elde edilen sonuçlar yaş öğütmenin özellikle ince tanelerin öğütülebilirliği üzerinde olumlu etkisi olduğunu göstermektedir. Laboratuvar ölçekli kuru öğütme sonuçlarının yaş öğütme devrelerinin benzetişiminde doğrudan doğruya kullanılmasının hem kapasite hem de tane boyu dağılımı açısından hatalı sonuçlar vereceği bulunmuştur.

REFERANSLAR

Anaç, S., 1990, Kişisel Görüşme.

Austin, L.G., Bagga, P., Çelik, M., 1981, Breakage properties of some materials in laboratory ball mill, Powder Tech., 28, 235-241.

Austin, L.G., Klimpell R.R., Luckie, P.T., 1984, Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling, AIME Publ.

Berube, M.A., Berube, V.,Le Hawiller, R., 1979, A comparison of dry and wet grinding of a quartzite ground in a small batch ball mill, Powder Tech., 26, 169-178.

Bond, F.C., 1960, Crushing and Grinding calculations I-II, Brit. Chem. Eng., Vol.6, 378-391, 543-548.

Finch, J.A. and Ramirez-Castro, J., 1981, Modelling mineral size reduction in the closed-circuit ball mill at the Pine Point Mines Concentrator, Int. J. Min. Proc., 8 (1981) 61-78

Furuya, M., Nakajima, Y., Tanaka, T., 1971, Theoretical analysis of closed-circuit grinding system based on comminution kinetics, Ind. Eng. Chem. Process Des. Develop., Vol.10, No. 4

Kanda, Y., Abe, Y., Yamaguchi, M. and Endo, C., 1988, A Fundamental study of dry and wet grinding from the viewpoint of breaking strength, Powder Tech., 56, 57-62

Laplante, A.R., Finch, J.A., del Villar, R., 1987, Simplification of grinding equation for plant simulation, Trans. IMM, 96, C108-112.

Lynch, A.J., 1977, Mineral Crushing and Grinding Circuits, Elsevier

Plitt, L.R., Conil, P. and Broussaud, A., 1990, An improved method of calculating the water-split in hydrocyclones, Minerals Eng., Vol.3, No. 5, 533-535

Ramirez-Castro, J. and Finch, J., 1980, Simulation of a grinding circuit change to reduce lead sliming, CIM Bull., 73, 132-139

SEYİTÖMER BÖLGESİ KÖMÜRLERİNİN YIKAMA YOLUYLA DEĞERLENDİRİLEBİLİRLİKLERİNİN ETÜDÜ

AN INVESTIGATION FOR THE UTILIZATION OF SEYİTÖMER COAL BY WASHING

Orhan SEMERKANT*
Mevlüt KEMAL**
Atilla EROĞLU***
Vedat ARSLAN ****

ÖZET

Bu çalışmada, Seyitömer havzasında üretilen farklı fiziksel ve kimyasal özelliklere sahip kömürlerin, yıkama işlemleriyle kül oranlarının azaltılması imkanları araştırılmıştır. Ayrıca sert-yumuşak linyitler sınırında yer alan bu kömürlerin ve yantaşlarının suya dayanım testleri yapılmış ve yıkama işlemi sonucunda elde edilebilecek kalite artışları deneysel sonuçlara göre irdelenmiştir.

ABSTRACT

This study outlines the washing investigations carried out on coals of different character, produced in the Seyitömer basin, in order to decrease their ash content. Size stability tests in water for these samples which lie in the border of hard to soft brown coal together with the mineral matter, have also been carried out. Quality changes obtained as a result of washing operations have been determined according to the experimental results.

* Öğr. Gör. Dr., D. E. Ü. Müh.-Mim. Fak. Maden Müh. Bölümü, Bornova/İZMİR
** Prof. Dr., D.E. Ü. Müh.-Mim. Fak. Maden Müh. Bölümü, Bornova/İZMİR
*** Maden Müh., S.L.İ. Müessese Md. Yard. Seyitömer/KÜTAHYA
**** Araş. Gör., D.E.Ü. Müh.-Mim.Fak. Maden Müh. Bölümü, Bornova/İZMİR

(xxxx) Arş.Gör., D.E.Ü. Müh.-Mim.Fak.Maden Müh.Bölümü,Bornova-İZMİR

1. GENEL BİLGİLER

Seyitömer Linyit İşletmesi Müessese Müdürlüğüne bağlı, Seyitömer havzası linyitleri, ülkemiz toplam linyit potansiyeli içinde önemli bir yer tutmaktadır. Havzada farklı üretim bölgelerinde üretilen linyitler, gerek fiziksil-kimyasal özellikleri ve gerekse değişik tüketim alanlarında değerlendirilebilmeleri açısından, ülkemizin diğer linyit üretim bölgelerine ve bu bölgelerde üretilen linyitlere göre, oldukça farklı özelliklere sahiptirler. Havza Seyitömer, Aslanlı ve Ayvalı bölümlerinden meydana gelmekte, ayrıca Seyitömer bölümü içinde, Gülbektepe ve Bozcahöyük sahaları (Dragline panosu) yer almaktadır. Havzadaki, Aslanlı bölümü ise Aslanlı I ve Aslanlı II olarak iki ayrı sahadan ibaret olup, halen bu sahalarda üretim yapılmamaktadır.

Seyitömer kömür havzasının toplam kömür rezervi 1990 yılı itibarıyla 206.5 milyon ton olarak belirlenmiş olup, 26 milyon ton'u hazır ve 180.5 milyon ton'uda görünür rezerv halinde bulunmaktadır (Bak Çizelge 1).

Çizelge 1. Seyitömer Kömür Havzasının 1990 Yılı İtibarı İle A ve B Kömür Damarlarının Bulundukları Bölümlere Göre Rezerv Dağılımları

(x1000 Ton)

Bölüm	A Damarı	B Damarı	1989 Yılı Üretimi	Toplam
Aslanlı I	43 270	9 090	-	52 360
Aslanlı II	4 800	-	-	4 800
Seyitömer	11 545	64 626	4 008	72 163
Gülbektepe	21 883	14 973	2 500	34 356
Bozcahöyük	20 706	11 895	-	32 601
Ayvalı	10 297	-	-	10 279
Toplam	112 483	100 584	6 008	206 559

Seyitömür havzasındaki farklı kömür oluşum seviyelerinden üretilen kömürlerden, A ve B3 kömürleri -200 mm tane iriliğine kırılarak termik santrallere beslenirken, B1 ve B2 kömürleri +100 mm tane iriliğinde

ayıklama işlemine tabi tutularak teshine, -100 mm tane iriliğinde ise azot sanayine verilmektedir. Dragline panosu kömürleri ise halen alıcılar tarafından yapılan kömür seçme işlemine tabi tutularak teshine, geri kalan kısmı ise yine -200 mm boyutuna kırılacak termik santrallere sevkedilmektedir (SLİ 1990).

2. DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Seyitömer bölgesinde üretilen kömürlerin yıkama yoluyla değerlendirilebilirliklerinin arttırılması amacıyla yapılan deneysel çalışmalar 3 aşamadan meydana gelmiştir. Birinci aşamada, havzadaki, farklı özelliklere sahip kömürlerden ve yantaşlardan alınan numunelerin kimyasal ve fiziksel özellikleri tesbit edilmiştir. Daha sonra kömür numuneleri farklı tane sınıflarında yüzdürme-batırma testlerine tabi tutularak yıkanabilme özellikleri belirlenmiştir. Çalışmanın son aşamasında ise, kömür numunelerinin nem alma ve kırma özellikleri saptanarak azalan kül oranı ile artan nam oranı arasındaki ilişki belirlenmeye çalışılmıştır. Bu çalışmalarla ilgili özet bilgi aşağıda verilmektedir.

2.1. Kimyasal ve Fiziksel Özelliklerinin Tesbiti

Havzadaki A,B ve Dragline panosu kömürlerinin kimyasal özelliklerinin tesbiti amacıyla yapılan çalışmalarda, bilhassa B damarının farklı özelliklere sahip 3 ayrı kömür seviyesinden oluşması nedeniyle, söz konusu seviyelerden ayrı ayrı numuneler alınarak, kimyasal analizler yapılmıştır (Bak Çizelge 2).
Çizelgeden de görüleceği üzere Seyitömer linyit havzasında üretilen kömürler, % 33-39 arasındaki nem içerikleri ile; mat-sert linyitlerle, yumuşak linyitler sınırında, ancak yumuşak linyitler gurubuna daha yakın bir şekilde yer almaktadırlar (Kemal 1987,Leonard 1979, Meyers 1981, Schmidt 1979).

Çizelge 2. Seyitömer kömürlerinin kimyasal özellikleri

Kömür Adı / Kimyasal Özellikler	A Kömürü	B1 Kömürü	B2 Kömürü	B3 Kömürü	Dragline Kömürü
Nem (%)	39.03	36.88	36.60	33.49	35.42
Kül (KK) (%)	42.75	29.42	37.38	40.41	32.95
Uçucu Madde (KK) (%)	44.16	40.73	39.92	44.35	43.71
Sabit Karbon (KK) (%)	12.97	29.92	22.56	14.47	23.36
Toplam Kükürt (%)	1.75	1.22	1.54	1.62	1.33
Alt Isı Değeri (OK)	1736	2519	2252	2123	2361

(OK) : Orijinal kömür bazında

(KK) : Kuru kömür bazında

Seyitömer havzasındaki kömür damarları içerisinde, kömürle birlikte arakesmeler halinde bulunan ve yıkama performansını doğrudan etkileyecek olan malzemelerin fiziksel özelliklerinin tesbiti amacıyla, testler yapılmıştır. Bu testlerde söz konusu malzemelerin ve kömürün renk, şekil, özgül ağırlık, nem ve basınca dayanım özellikleri tesbit edilmiştir (Bak Çizelge 3).

İlgili çizelgede fiziksel özellikleri verilen malzemelerden,beyaz,sarı ve gri killerin renklerinden dolayı mevcut ayıklama işlemlerinden kömürden kolay bir şekilde ayırt edilebilirken; kist ve sadece B1 seviyesinde bulunan silekslerin söz konusu işlemlerde, kömüre görünüm olarak benzerlikleri nedeni ile sorunlar çıkarmaktadırlar. Söz konusu malzemelerin özgül ağırlıkları 2.3-3.0 g/cm^3 arasında değişirken, basınca dayanıklı değerler incelendiğinde, sileks ve kist dışında kalan, değer arakesmelerin, kömürde dahil olmak üzere, düşük basınç dayanımlarına sahip oldukları görülmektedir. Bu durum kömür hazırlama işlemleri esnasında, meydana gelecek darbelere karşı mukavim olmamaları nedeniyle, söz konusu malzemelerin kolaylıkla ufalanarak ince boyuta inebileceklerini göstermektedir.

Çizelge 3. Seyitömer Kömür ve Arakesmelerin Fiziksel Özellikleri

Malzemenin Cinsi	Rengi	Şekli	Özgül Ağ. g/cm³	Nem %	Basınç Dayanımı Kg/cm³
Beyaz kil	Beyaz Açık Gri	Yuvarlak Mercek Şeklinde	2.57	4.8	83.33
Gri kil	Gri Koyu Gri	Yuvarlak Mercek Şeklinde	2.64	7.0	38.95
Kist - Bitümlü marn	Mat,Kahve Siyah	Köşeli,Kırılma Yüz. Bğrisel	2.46	7.7	120.94
Sarı kil	Sarı Açık Sarı	Yuvarlak Mercek Şeklinde	2.96	5.5	2.00
Sileks	Siyah,Mat Silis İz.	Köşeli, Prizmatik	2.34	0.8	721.00
Kömür	Siyah Yer Yer Yüzey Sarı Boy.	Köşeli,Bazen Plaka Şeklinde Prizmatik	1.35	25.9	36.80

2.2. Yüzdürme-Batırma Testleri

Seyitömer kömürlerin mevcut uygulama dışında, yıkanarak kül oranlarının azaltılması ve böylece değerlendirilebilme imkanlarının arttırılabilmesi amacıyla yapılan deneysel çalışmalarda, öncelikle farklı özelliklerdeki seviyelerden ayrı ayrı numuneler alınmış ve bu numuneler 100,50,20 ve 10 mm lik eleklerle elenerek farklı tane iriliğinde malzeme üretilmiştir. Daha sonra bu numuneler ayrı ayrı yüzdürme-batırma testlerine tabi tutulmuş ve her tane fraksiyonu için, değişik yoğunluklar da kümülatif yüzende % Ag ve % kül değerleri ile, $\mp$ 0.1 yoğunluk ayırma değerleri tesbit edilerek yıkanabilirlikleri incelenmiştir. Bu amaçla yapılan deneysel çalışmaların sonuçları Çizelge 4 de verilmiştir. Söz konusu çizelgeden görüldüğü üzere, Seyitömer havzasında halen üretilen farklı seviyelerdeki kömürlerden, sadece Seyitömer panosundaki B1 ile Dragline panosu B1 seviyesi kömürleri bilhassa 100-10 mm tane sınıfında ve 1.6-1.7 gr/cm^3 gibi yüksek yoğunluklarda kolay veya orta yıkanabilme özelliği göstermektedirler. Ancak söz konusu yoğunluklarda

Çizelge 4. Seyitömer Kömürleri Yüzdürme - Batırma Test Sonuçları

Tane İriliği (mm)	Tüv. Kök. %Kül	Yoğunluklar (g / cm³) Kümülatif Yüzende 1.4 Ağ.	%Kül	1.5 Ağ.	%Kül	1.6 Ağ.	%Kül	1.7 Ağ.	%Kül	∓ 0.1 Yoğ. Değeri 1.4 %Ağ.	1.5 %Ağ.	1.6 %Ağ.	1.7 %Ağ.
A Kömürü													
100 - 50	51.0	22.5	22.8	33.6	28.3	45.1	31.9	53.0	35.0	28.7	22.6	19.4	20.2
50 - 20	47.7	36.9	20.3	47.7	25.2	56.9	30.1	63.7	33.3	28.8	20.0	16.0	15.0
20 - 10	54.3	29.9	26.6	41.0	31.4	50.9	36.7	58.9	40.2	22.8	21.0	17.9	17.4
10 - 0	55.6	16.1	21.5	31.1	29.9	37.5	32.5	47.1	37.1	22.2	21.4	16.0	16.0
B1 Kömürü													
100 - 50	27.8	74.2	15.6	83.0	19.2	87.5	21.1	91.3	23.0	26.5	13.3	8.3	6.3
50 - 20	35.8	64.1	16.7	69.9	18.8	72.6	20.8	77.6	23.5	17.7	8.5	7.7	8.3
20 - 10	34.6	66.2	17.4	72.5	19.7	77.0	22.0	80.7	23.9	16.6	10.8	8.2	7.0
10 - 0	40.1	45.4	17.8	59.6	21.5	65.1	23.4	69.8	25.3	26.8	19.7	10.2	7.9
B2 Kömürü													
100 - 50	32.6	58.0	17.0	69.5	19.6	76.2	22.0	84.1	25.9	39.8	18.2	14.6	16.4
50 - 20	39.7	48.8	19.7	66.4	24.7	74.2	28.5	83.1	32.7	40.7	25.4	16.7	17.1
20 - 10	38.1	53.6	19.6	65.6	23.0	73.1	26.1	82.4	30.5	43.0	19.5	16.8	18.7
10 - 0	41.0	37.3	19.7	51.6	22.4	61.4	25.5	72.3	29.7	37.3	24.1	20.7	16.9
B3 Kömürü													
100 - 50	51.3	27.2	24.7	38.0	29.8	55.0	36.4	77.3	43.4	28.8	27.8	39.3	30.8
50 - 20	56.7	28.5	28.4	42.8	35.7	61.1	43.7	72.4	48.1	29.6	32.6	29.6	21.7
20 - 10	60.6	22.7	30.2	39.0	38.8	51.2	44.4	69.9	51.6	30.8	28.5	30.9	28.8
10 - 0	60.1	12.9	28.3	23.3	32.3	37.4	39.5	50.9	44.8	21.3	24.5	27.6	34.6
Dragline(B1) Kömürü													
100 - 50	30.9	71.9	23.3	86.4	26.5	90.9	27.6	94.8	29.1	46.6	19.0	8.4	6.0
50 - 20	35.4	77.2	28.9	89.0	31.4	93.5	32.8	94.1	33.0	49.3	16.3	5.1	2.2
20 - 10	35.7	66.4	26.5	83.2	29.8	89.6	31.7	91.3	32.2	63.1	21.1	8.1	2.8
10 - 0	35.0	13.8	19.3	40.7	23.7	63.9	26.3	75.4	28.0	40.3	50.2	34.6	19.1
Dragline(B2) Kömürü													
100 - 50	38.3	62.7	21.0	68.1	23.1	72.9	25.5	78.4	28.7	15.1	10.2	10.3	22.9
50 - 20	33.0	69.1	19.1	78.3	22.8	85.2	26.0	88.5	27.6	24.8	16.1	10.2	9.4
20 - 10	37.0	60.6	21.5	72.3	25.0	78.3	27.2	82.6	29.0	35.2	17.7	10.3	9.2
10 - 0	36.9	24.4	16.2	47.8	18.4	61.5	21.7	71.2	23.8	44.7	37.2	23.4	18.2

yapılacak yıkama işlemlerinde B1 kömürü için temiz kömür kül oranını teorik olarak % 35 den, % 21-23'e Dragline panosu B1 seviyesi kömüründe ise % 27-33 seviyelerine düşürmek mümkün görülmektedir. Diğer kömürlerin ± 0.1 yoğunluk değerlerinin yüksek olması nedeniyle, yüksek yoğunluklarda dahi yıkanmaları mümkün olmamaktadır.

Sonuç olarak, Seyitömer havzasının, farklı seviyelerinde oluşmuş olan ve kimyasal, fiziksel ve stratigrafik özellikleri açısından farklılıklar arzeden kömür bantlarından sadece B1 seviyesindeki kömürler; yüksek yoğunluklarda yıkanabilir kömürler olarak mütala edilebilirler. Bununla birlikte her tane fraksiyonlarında yapılan yüzdürme-batırma deneyleri, B1 seviyesi kömürlerinin -10 mm tane boyutunda kötü yıkanabilme özelliği gösterdiğini ortaya koymaktadır.

2.3. Kömürün Nem Alma Miktarının Tesbiti

Seyitömer kömürünün yıkama işlemlerine tabi tutulması halinde, kömür nemindeki artışların tesbiti amacıyla daha önce yıkanabilme özelliğinin iyi olduğu tesbit edilen B1 kömürlerinden numuneler alınarak, 100, 50, 20 ve 10 mm lik eleklerle elde edilen tane sınıflarında 2 saat su içerisinde bekletilmişlerdir. Bu süre sonunda, sudan çıkartılarak tartılan numunelerdeki artam nem oranları tesbit edilmiştir (Bak Çizelge 5).

Çizelge 5. Suda Belirtilen Seyitömer Kömürlerinin Nem Alma Miktarları

	TOPLAM NEM	
Tane İriliği (mm)	Orijinal Kömürde (%)	Suda Bekletilmiş Kömürde (%)
100 - 50	35.4	42.3
50 - 20	35.6	43.1
20 - 10	33.6	44.4
10 - 0	33.2	46.9

Görüldüğü gibi Seyitömer kömürlerinin 2 saat süre ile suda bekletilmesi sonucunda toplam nem oranları % 7-13 civarında artmaktadır. Bu durum yıkama sonucu elde edilecek kül azalmasına karşın, söz konusu kömürlerin nem oranlarının artacağını göstermektedir.

Seyitömer kömürlerinin yıkama özelliklerinin tesbiti amacıyla yapılan, yukarıdaki çalışmalara ilaveten, daha önce Bölüm 2.1. de belirtilen farklı özelliklerdeki ara kesme malzemelerinin suya dayanım testleri yapılmış, sonuçları aşağıda Çizelge 6 da verilmiştir.

Çizelge 6. Seyitömer Kömür Damarları İçindeki Arakesme Malzemelerinin Suya Dayanım Test Sonuçları

Malzemenin Cinsi	Suya Dayanımı			Su Emme Miktarı
	2 Saat	5 Saat	10 Saat	
Beyaz kil	Köşelerden Kopmalar	Çatlamalar	Tamamen Dağılma	13.84
Gri kil	Gevşeme ve Köşelerden Kopmalar	Parçalanmalar	Tamamen Dağılma	3.95
Kist - Bitümlü marn	Değişiklik Yok	Değişiklik Yok	Değişiklik Yok	14.40
Sarı kil	Kopmalar	Tamamen Dağıldı	-	12.28
Sileks	Değişiklik Yok	Değişiklik Yok	Değişiklik Yok	1.26
Kömür	Şişme ve Çatlamalar	Plaka Şeklinde Kopmalar	Killi İnce Arakesmelerden Ayrılma	26.23

Çizelge 6'dan da görüleceği üzere, Seyitömer üretim panolarından tesbit edilen ara kesme malzemelerinden sadece kist ve sileksin suya dayanımı yüksektir. Diğer malzemelerin suya dayanımları düşük olup kömürle yaklaşık aynı özellikleri göstermektedirler.

3. SONUÇLAR VE İRDELEME

Seyitömer kömürlerinin yıkanabilme özelliklerinin tesbiti amacıyla yapılan çalışmaların sonuçları aşağıda verilmektedir.

- Seyitömer havzasında üretilen kömürler, yüksek nem oranları nedeniyle, mat-sert linyitlerle yumuşak linyitler sınırında ancak yumuşak linyitler grubuna daha yakın bir şekilde yer almaktadırlar.
- Seyitömer kömürleri ile kömür bandlarındaki mevcut ara kesme malzemeleri arasındaki en önemli özellik farklı özgül ağırlıktır. Ancak bol ara kesmeli kömürlerde, kömür ve ara kesme malzemelerinin yeterli düzeyde serbestleşmelerinin ancak çok ince boyutta sağlanabilmesi, özgül ağırlık farkını büyük oranda artadan kaldıracaktır.
- Seyitömer kömürleri içinde sadece B1 seviyesindeki kömürler, ancak yüksek yoğunluklarda iyi-orta derecede yıkanabilme özelliğine sahiptirler. Diğer kömürlerin yıkanmaları teknik açıdan oldukça güçtür.
- B1 seviyesindeki kömürlerin kül oranlarını, yıkama yoluyla, teorik olarak kuru kömür bazında % 35 den % 20'e; % 36 nemli orijinal kömür bazında ise % 22 den % 13 seviyelerine azaltmak mümkün görülmektedir. Ancak suyla muamele edilen kömürlerin nem oranlarının yaklaşık olarak % 8 artması yıkamanın uygunluğunu tartışılır hale getirmektedir. Diğer bir değişle, yıkamayla elde edilecek % 9 luk bir kül azalması, % 8 lik bir nem artışını da beraberinde getirecektir. SLİ Müessesesi elemanlarınca yapılan bir çalışmada ısı değerinin, nem oranının sabit kalması koşuluyla, her % 1 kül azalmasıyla 51 Kcal/kg arttığı; kül oranının sabit kalması durumunda ise her % 1 nem artışıyla 52 Kcal/kg kadar azaldığı tesbit edilmiştir (SLI 1989). Buna göre Seyitömer kömürlerinin yıkanmasıyla azalan kül oranına karşın, elde edilecek ısı değeri artışı (22 - 13) x 51 Kcal/kg= 459 Kcal/kg olacaktır. Ancak yıkanmış kömürdeki % 8 lik nem artışı, 8 x 52 Kcal/kg = 416 Kcal/kg lık bir ısı değeri azalmasına neden

olacaktır. Bu durumda yıkanmış kömür ısı değerinde sadece 43 Kcal/kg lık bir artış meydana gelebilecektir.

Yukarıda verilen hesaplama dışında olmak üzere, kömürün yıkandıktan sonra, kuruyarak orijinal nem oranına döneceği varsayılsa bile; ısı değeri artışının 550 Kcal/kg ı geçmiyeceği belirlenmiştir. Bu hesaplamada Çizelge 2 de özellikleri verilen B1 kömürü esas alınmıştır. Bu durumda yıkama yoluyla kömürde sağlanacak 550 Kcal/kg lık ısı değeri artışına karşın; temiz kömür maliyetinin tüvenan kömüre göre yüksek olacağı aşikardır. Sonuç olarak ısı değerinde sağlanan 550 Kcal/kg gibi düşük seviyedeki bir artış, tüvenan kömürle temiz kömür arasında oluşaçak yüksek fiyat farkı nedeniyle, temiz kömür satışını imkansız hale getirecektir.

- Nem artışından dolayı meydana gelen ısı değeri azalmasının giderilmesi için, açık havada veya cebri kurutma sistemi olarak öngörülecek kurutma işlemlerinde ise şu sorunlar ortaya çıkacaktır.
  - Açık havada kurutma işlemlerinde, gerek Üniversite ve gerekse SLİ tarafından yapılan testlerde de gözlendiği üzere, kömür nem kaybı esnasında dağılarak tozlaşmaktadır.
  - Cebri kurutma sistemlerinin kullanımı halinde, kurutma maliyetleri çok yüksek olacaktır. Bu durum daha önce İşletmede yapılmış olan, otoklavda kurutma çalışmalarında belirlenmiştir (SLİ 1989).

  Bütün bunlara ilaveten yıkama sonucu, arakesmeleri oluşturan killi malzemelerin bir kısmı ve kömürün suya ve darbelere karşı mukavim olmamaları nedeniyle, suda dağılarak şlam miktarını büyük oranda arttıracaklardır. Bu durum yıkama verimini önemli ölçüde etkiliyeceği gibi, yıkama problemlerinin artmasına neden olacaktır. Söz konusu kömürlerin yıkanması sonucunda ortaya çıkacak ve ancak termik santral yakıtı olarak değerlendirilebilecek olan şlamın kurutulmasında teknik ve ekonomik sorunlar meydana gelecektir.

Sonuç olarak, Seyitömer Havzası kömürlerinin, yüksek nem oranı, saf kömür bazında düşük ısı değeri, su emme, suda şişme, sudan çıktıktan sonra artan tozlanma ve dağılma gibi özellikleri nedeniyle, yıkanmalarının mümkün olamıyacağı ortaya çıkmaktadır.

KAYNAKLAR

"Seyitömer Havzası Kriblaj Tesislerinin Optimizasyonu ve Ek Kapasite Arttırabilme İmkanlarının Etüdü",(1990); DEÜ Müh.-Mim.Fak. Araştırma Projesi, İzmir

KEMAL,M. (1987); "Kömür Teknolojisi", DEÜ Müh.-Mim.Fak. MM/MAD-87 EY 033, İzmir

LEONARD,J.W. (1979); "Coal preparation", The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., Baltimore USA.

MEYERS, R,A (1981); "Coal Handbook", Marcel Dekker, Inc. New York

SCHMIDT,R.A. (1979); "Coal in America", An Encylopedia of Reserves, Production and Use, Mc Graw-Hill Publications Company.

"GLİ Seyitömer Bölgesi Kömürlerinin Dumansız Yakıt Olarak Kullanımıyla İlgili Görüşmeler", (1989).

MODERN SÜBSİDANS HESAPLAMA YÖNTEMLERİ VE ERZURUM-OLTU-BALKAYA OCAĞINDA UYGULANMASI

MODERN SUBSIDENCE CALCULATION METHODS AND ITS APPLICATION AT ERZURUM-OLTU-BALKAYA COLLIERY

Halil KÖSE *
Turgay ONARGAN **

ÖZET

Bu çalışmada, modern sübsidans hesaplama yöntemlerinin tanıtımı yapılıp, Erzurum-Oltu-Balkaya ocağında uygulanabilirliğinin saptanmasına çalışılmıştır.

Bildiride ayrıca, elde edilen hesap sonuçlarına dayanılarak, havzada bundan sonraki çalışmalara yönelik önerilerde bulunulmaktadır. Konunun ülkemiz açısından önemine de ayrıca değinilmektedir.

ABSTRACT

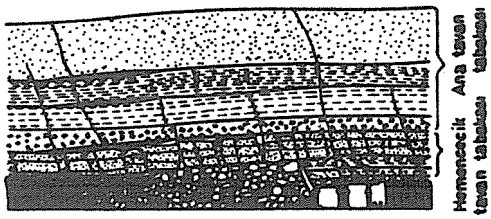
In this paper, the modern subsidence calculation methods are described and their applicability to Erzurum-Oltu-Balkaya colliery is investigated.

Moreover, basing on the data obtained from the calculations, suggestions are made concerning future works in the basin. Besides, the importance of the subject for our country is mentioned.

* Prof.Dr., D.E.Ü. Müh.-Mim. Fak. Maden Müh. Bölümü, Bornova/İzmir
** Araş. Gör., D.E.Ü. Müh.-Mim. Fak. Maden Müh.Bölümü, Bornova/İzmir

1. GİRİŞ

Yeraltında yapılan madencilik çalışmaları, yeryüzüne kadar ulaşan bir takım zemin hareketleri oluşturmaktadır. Bu hareketler üretim kotundan yeryüzüne kadar belli bir zaman sürecinde ortaya çıkmaktadır. Şekil 1 de göçertmeli uzunayak yöntemi ile üretim yapılan bir ocakta tavan tabakalarının davranışları görülmektedir.



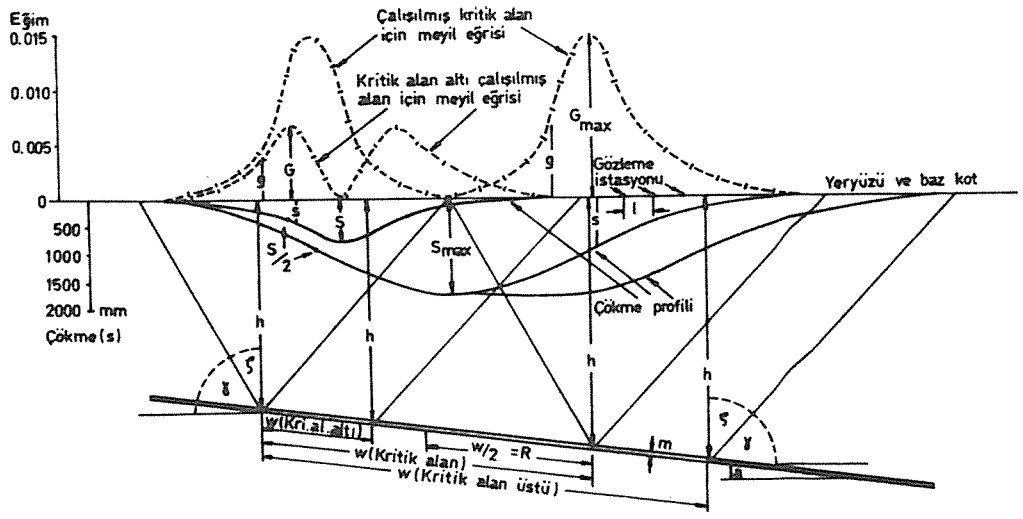
Şekil 1. Göçertmeli uzunayak yönteminde göçertme sonucu oluşan tavan tabakalarının durumu

Katman hareketleri sonucu kayaçlarda yapılarına bağlı olarak altı farklı hareket zonu oluşmaktadır. Bu hareketler sonucunda yüzeydeki noktanın hareketi iki bileşen içermektedir. Bunlardan düşey yönde gelişene çökme yada sübsidans (s); yatay yönde olan harekete de yatay yerdeğiştirme yada kayma (v) adı verilir.

Çökme yeryüzündeki noktalarda farklı bir alçalma ve zeminde eğim değişmeleri ile kısalma ve uzama birim deformasyonları oluşturur. Farklı çökmeden kaynaklanan kot farkına eğim (g) ve eğrisel bir konum olan zemin yüzeyinin eğriliğine de eğrilik yarı çapı (g_z) denir. Bahsedilen bu hareketler, yeryüzünde bulunan bina, demiryolu, köprü, elektrik tesisleri gibi yapılarda hasarlar oluşturmaktadırlar (KRATZSCH,1983;BRADY,1980).

Yeraltı madenciliği sonucu yüzeyde oluşacak hareketlerin önceden hesaplanması için değişik yöntemler geliştirilmiştir. Yapılan ön çalışmalarla elde edilen değerler yardımıyla çökme profilleri çizilip bir yerleşim merkezi altında üretilmesi zorunlu olan bir kömür yatağının, yüzeyde bulunan yapılara zarar vermeden yada en az hasar oluşturacak şekilde nasıl işletileceği saptanabilmektedir.

Şekil 2 de sübsidans ve eğim ile ilgili standart sembolleri göste-
ren çalışılmış saha içinden alınmış tipik bir kesit görülmektedir.



Şekil 2. Sübsidans ve eğim ile ilgili standart sembolleri gösteren çalışılmış saha içinden alınmış tipik bir kesit

Bu bildiride geleneksel ve son yıllarda bu konuda geliştirilmiş modern hesaplama yöntemlerinden söz edildikten sonra, ülkemizde Erzurum Oltu-Balkaya Linyit Ocaklarında karşılaşılan ve 1986-1987 yılları arasında yapılan üretim çalışmaları sonucu yerleşim bölgesindeki yapılarda oluşan sübsidans hasarlarının nedenleri konusunda yapılan ön değerlendirmelerle konuya teknik ve bilimsel bir yaklaşım sağlanmaya çalışılmıştır.

2. YERYÜZÜ HAREKETLERİNİ HESAPLAMA YÖNTEMLERİ

Bu yüzyılın başlarında hızlı bir şekilde gelişen madencilik çalışmaları sonucu oluşan çökme hasarları sonucunda madenciler daha fazla planlı madenciliğe doğru yönelmişler ve zemin hareketlerinin gözlenmesi için yöntemler oluşturmak zorunda kalmışlardır.

2.1. Ampirik Hesaplama Yöntemleri

Fonksiyonel yöntem ve teorik modellere göre daha avantajlı olan grafiksel yöntemler İngiltere, Almanya gibi birçok ülkelerde geliştirilmiştir. Ampirik yöntemlerden en çok kullanılanı İngiltere'de National Coal Board (NCB) tarafından 50 kömür havzasında 157 uzunayak üzerinde yüzeyde yapılan gözlemler sonucu oluşturulan tablo, kesit diyagramların kullanıldığı yöntemdir. Bu ölçümlerde genişlik/derinlik oranı 0.16 dan 4 değerine, derinlik 24 m den 833 m'ye kadar değişmektedir.

2.2. Etki Fonksiyonlarını Kullanan Yöntemler

Etki fonksiyonlarının genel formülü,

$$P(r) = k_1 Sf(B,r,k_2)$$

olarak verilmektedir. Burada S pano merkezi üzerinde oluşan sübsidansı, B üretimin kritik yarıçapını ($B = h \tan \varphi$) ve k_1, k_2 de sabitleri oluşturmaktadır.

Sübsidans profilinin şeklinin tamamlanmasında profil fonsiyonları da kullanılabilmektedir. Bunların içinde en iyi sonucu veren hiperbolik tanjant fonksiyonudur. Donets havzası için sübsidans miktarını veren fonksiyon;

$$S = S_{max} \left[n^2 \left(1-X_o + \frac{\text{Sin}2\pi X_o}{2}\right) + \frac{1-n^2}{4} \left(1 + \text{Cos}\,\pi X_o\right)^2 \right]$$

şeklini almaktadır. Burada X_o , L uzunluğunun kesri cinsinden alınmaktadır.

2.3. Teorik Modellerin Kullanıldığı Yöntemler

Teorik modellerin kullanıldığı bu hesaplama tekniklerinde, damar üzerinde uzanan kayaç tabakaları boyunca çökmeler, mekaniksel ve istatistiksel kuramlar yardımıyla hesaplanmaktadır. Model yüzeyinde tesbit edilen deformasyondan zemin hareketleri hakkında bilgiler türetilebilmektedir. Model için materyal olarak ya kohezyonsuz plastik yada elastik malzeme kullanılmaktadır. Tabaka modelleri genel olarak homojen olacak bir malzemeden oluşturulmaktadır. Bu yöntemlerde son yıllarda Elastik Model, Plastik Model ve Sonlu Elemanlar Modeli gibi modeller geliştirilmiştir. 1989 yılında Uluslararası Kaya Mekaniği Sempozyumunda Coulthard ve Dutton sundukları bildiride nümerik modelleme yöntemiyle tek panoda yapılan üretimin neden olduğu sübsidansın tahmini için Sonlu Elemanlar Yöntemi ve Distinct element gerilme analiz yöntemleriyle iki program kullanarak değişik pano genişlikleri için maksimum sübsidanları hesaplamışlar ve 1987 de Holla tarafından geliştirilen ampirik yöntemle karşılaştırmışlardır. Modellerinde elastik, izotropik, lineer olmayan materyaller kullanmışlardır (KRATZSCH, 1983).

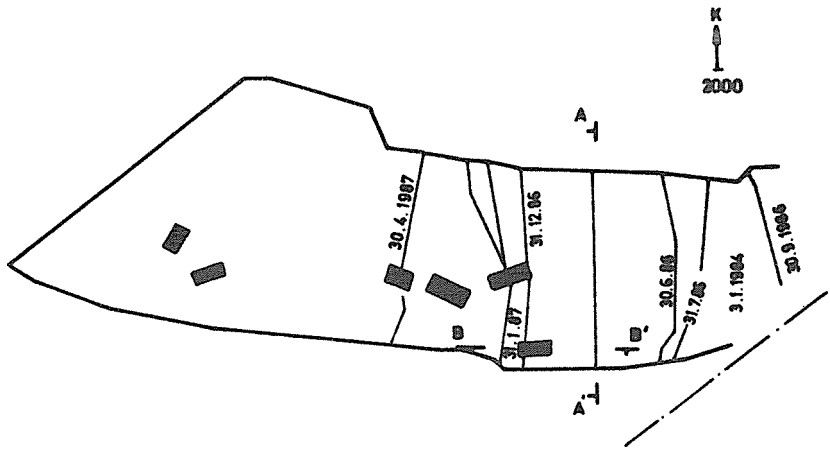
3. ERZURUM-OLTU-BALKAYA KÖMÜR OCAKLARINDA SÜBSİDANS DURUMU

3.1. Genel Bilgiler

Oltu-Balkaya Linyit Sahası Erzurum ili sınırları içerisinde ve 1/25 000 ölçekli KARS G 48 b4-c_1-d_2 paftalarında yer almaktadır. Saha T.K.İ. Kurumu Doğu Linyitleri İşletmesi Müessese Müdürlüğü'ne bağlı Oltu Bölge Müdürlüğü kapsamındadır.

Sahada halihazırda Susuzbaca ve Harmanbaca isimli iki ocaktan üretim yapılmakta olup, iki ocağın toplam üretimi, Müessese toplam üretiminin % 9 u civarındadır. Adıgeçen ocaklardan Susuzbaca ocağında 18 no'lu damar işletilmektedir.

Şekil 3 de incelenen üretim panosunun 1987 yılı itibariyle imalat durumunu gösteren kroki görülmektedir.



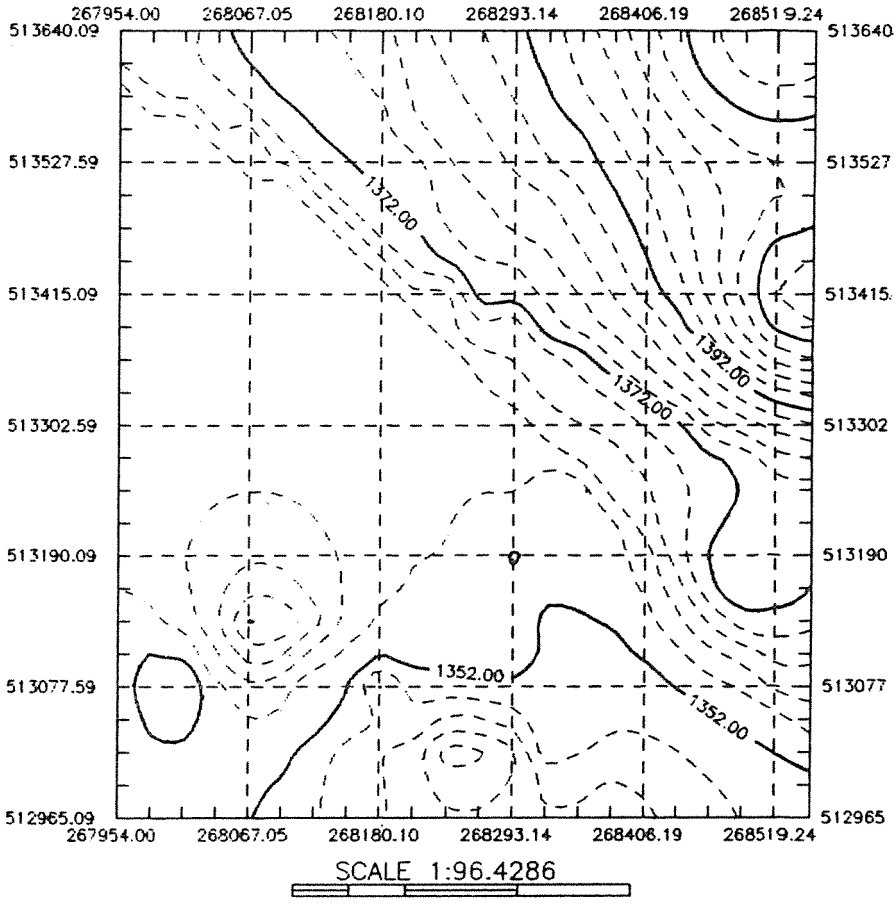
Şekil 3. Balkaya ocağı çalışılan pano imalat durumu

İncelenen üretim panosunda 1986-1987 yıllarında kömür üretimi yapılmıştır. Panoya ait teknik parametreler;

Pano genişliği (w)	100 m
Pano boyu (L_p)	250 m
Damar kalınlığı (m)	1,10 m
Ort.Üre. kalınlığı (H_{ort})	71,5 m
Damar eğimi (α)	30^o

şeklindedir. Üretim yapılan sahanın üzerindeki topoğrafya engebeli ve oldukça dik eğimlere sahiptir. Yükseltiler 1350 m den 1400 m ye kadar değişmektedir. Örtü katmanı yer yer silttaşı, genelde kil ve marn'dan oluşmaktadır. Kayaçların yaşları kretaseden, tersiyere kadar değişmektedir. Sahada tektonik faylanmalara sıkça rastlanmaktadır. Adıgeçen ocakta üretim yapılan yıllarda günlük ilerleme hızı ortalama 2,0 m civarında gerçekleşmiştir.

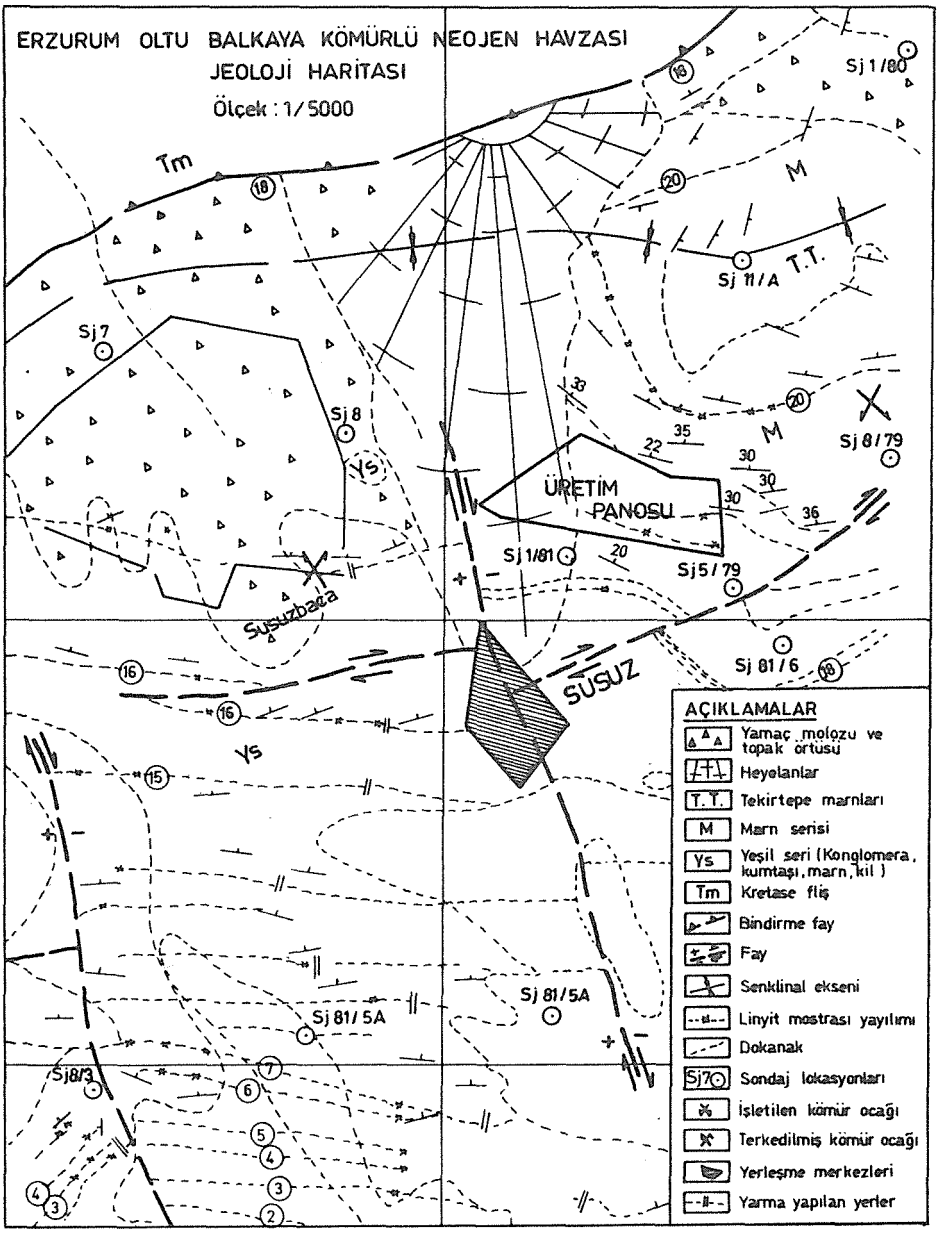
Şekil 4 de çalışılan sahanın üzerindeki genel topoğrafik yapı görülmektedir.



Şekil 4 . Balkaya ocağı topoğrafik haritası

Sahanın jeolojik yapısı hakkında daha geniş bilgi vermek amacıyla Şekil 5 de 1/5000 lik jeolojik haritadan çalışılan sahayı kapsayan bir bölüm gösterilmiştir.

Şekil 6 da Oltu-Balkaya yöresinin stratigrafik durumu gösterilmiştir.



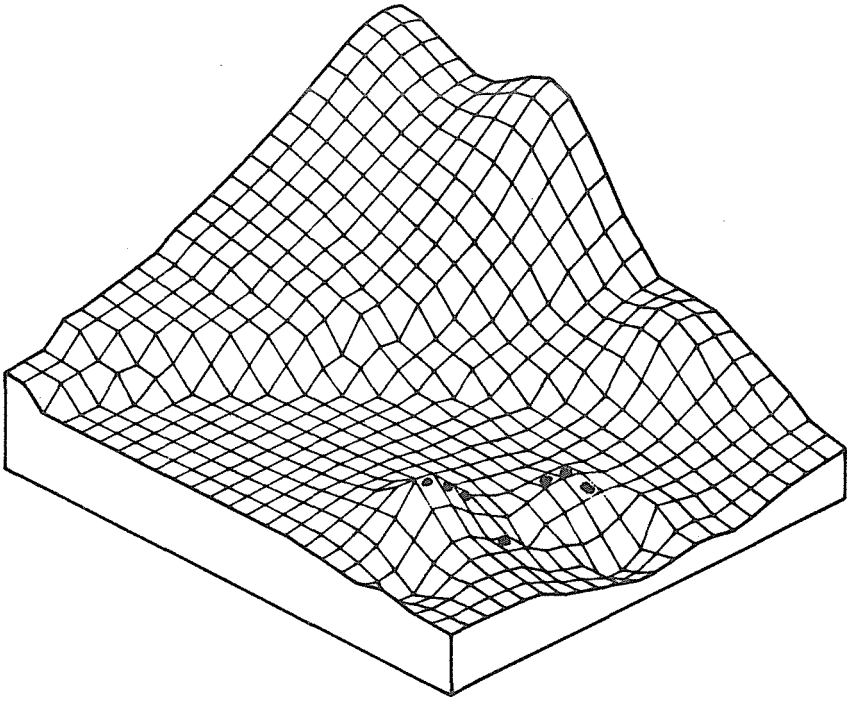
Şekil 5. Oltu-Balkaya kömürlü neojen havzası jeolojik haritası

Sistem	Formasyon	Üye	Kalınlık	Açıklamalar
TERSİYER	BALKAYA FORMASYONU	Tekirtepe Üyesi		Marn ve Kil Tabakaları, sarımsı renkli
		Gölet+Marn Üyesi		Killerde ardalanmalı marn tabakaları. Hakim renk sarı, kahverenkli üst kömür damarını içeriyor.
		Susuz Üyesi		Tabanda kumtaşı ve konglomera, üstte kil ve marn alt kömür damarını içeriyor. Hakim renk yeşil
		Alacalı Üyesi		Kumtaşı, konglomera, kiltaşı. Hakim renk kırmızı
KRETASE				Fliş: Kumtaşı, marn, kireçtaşı ardalanmalı, tabanda konglomera. Diyabaz, sipilit ve kuvars porfirler görülmekte.

Şekil 6 . Oltu-Balkaya yöresinin stratigrafik durumu

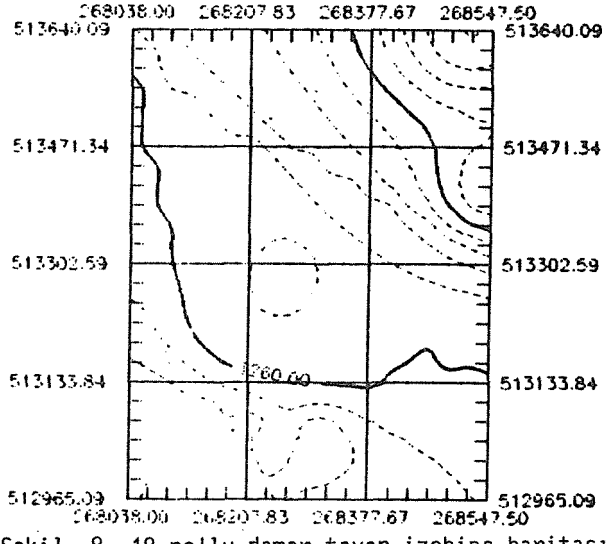
Topoğrafik durumun gösterildiği izohips haritası incelendiğinde arazinin oldukça dik eğimlere sahip olduğu, özellikle evlerin oturduğu zeminin hemen arkasında, çok dik yükselmeler olduğu görülmektedir. Özellikle +1355 kotundan sonra +1392 lere varan yükseltilere sahip tepe jeolojik haritayla birlikte değerlendirildiğinde heyelanlı bölgede evlerin konumlandırıldıkları açıkça görülmektedir.

Şekil 7 de konunun daha iyi açıklanabilmesi için izohips haritası ve evlerin lokasyonu 3 boyutlu düzlemde bilgisayar çıktısı olarak araziye 45^{o} açıyla bakılacak şekilde gösterilmiştir.



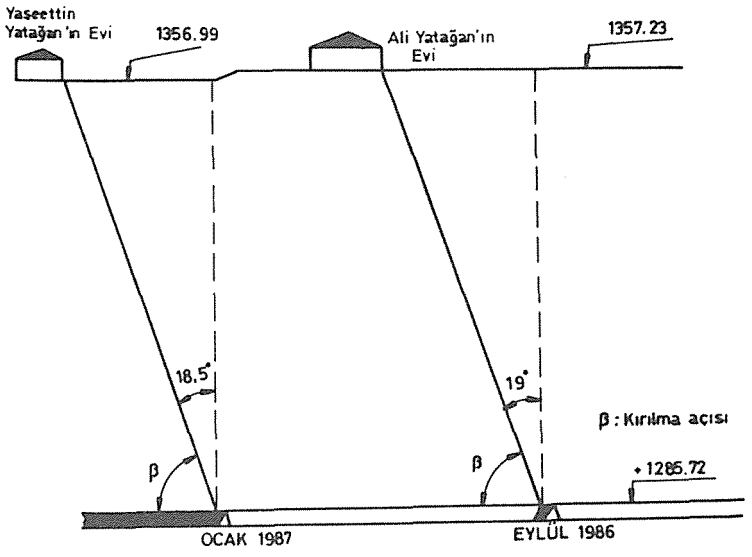
Şekil 7 . Balkaya ocakları üzerindeki topoğrafyanın 3 boyutlu gösterimi

Şekil 8 de de 18 no'lu damarın tavan izohips haritası verilmiştir.



Şekil 8. 18 no'lu damar tavan izohips haritası

3.3. Sınır ve Kırılma Açısının Saptanması



Şekil 9 . Kırılma ve sınır açısının saptanması

Yeraltında kazı işlemini izleyen günlerde yeryüzündeki kırılmalar izlenmiş ve ayak arınına en yakın uzaklıktaki evdeki hasar başlangıç durumuna göre kırılma açısının belirlenmesi yoluna gidilmiştir. Buna göre Eylül 1986 da ayak arınının ilk eve olan uzaklığı 24 m iken yüzeyde kırılmalar ve evde çatlaklar (duvarlarda diagonal uzantılar şeklinde) ve pencere kafeslerinde deformasyonlar gözlenmiştir. Ocak 1987 de ise ikinci evde çatlamalar ve deformasyonlar gözlenmiştir. Ayak arnının bu tarihte eve olan yatay mesafesi 25 m dir. Buna göre kırılma açısı 71^{o} civarında saptanmıştır. Yeryüzünde yapılan gözlemlerden sınır açısınında $64\text{-}65^{o}$ civarında olduğu düşünülmüştür. Ancak sınır açısının kesin olarak saptanması için ölçüme dayalı gözlemler yapılamamıştır.

3.4. Sübsidans Profil Eğrisinin Saptanması ve İrdelenmesi

1986-1987 yıllarında incelenen panoda yapılan üretim çalışmaları sonucu pano üzerinde 9 evin üretim sonucu çökme sınırı içine girecèği saptan-

mıştır ve 1987 yılında 20 000 ton civarında bir rezerv bırakılarak alt kotlarda oluşturulan panolarda üretime başlanmıştır. Bu arada 4 ev istimlak yoluyla tahliye edilmiştir. Konunun önemi ülkemizde kendi teknik parametrelerimize en uygun tekniklerin geliştirilmesi ve ileriki yıllarda işletmenin bazı yerleşim bölgeleri altında üretim yapabileceği gözönüne alınırsa daha açık bir şekilde görülecektir.

Diğer ülkelerde olduğu gibi ülkemizde de çalışılan panolar üzerinde sübsidans kontrol ağları kurularak pano üretimi sonuna kadar gözlemler yapmak suretiyle çökme profilleri oluşturulmalıdır. Bu çalışmada Balkaya Ocağı için 3 farklı yöntemle A-A' kesit hattı (Şekil 3) boyunca gelişecek sübsidans çanağı saptanmıştır. Bu yöntemler aşağıda verilmiştir.

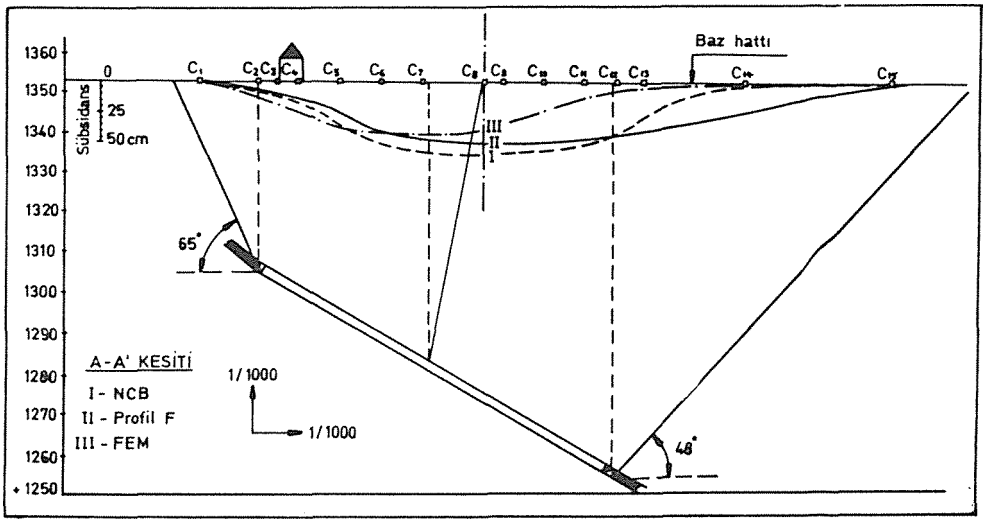
Yöntem No	Yöntem Adı	Türü
I	NCB	Ampirik
II	Profil fonksiyonu	Nümerik
III	FEM	Teorik model

Yukarıda verilen 3 farklı yöntemle pano üzerinde yüzeyde bulunan noktalardaki sübsidans miktarları Tablo 1 de verilmiştir.

Tablo 1. Yüzeydeki noktaların 3 farklı yöntemle hesaplanmış sübsidans değerleri

	Noktalar							
Yöntem No	C_1	C_2	C_3	C_4	C_5	C_6	C_7	C_8
I	0,002	0,08	0,18	0,26	0,50	0,79	0,79	0,88
II	0,003	0,06	0,13	0,23	0,44	0,60	0,72	0,74
III	0,03	0,23	0,29	0,35	0,47	0,55	0,56	0,50

Yukarıdaki Tablo 1 de elde edilen değerler yardımıyla çizilen 3 profil eğrisi Şekil 10 da verilmektedir.



Şekil 10. Komple sübsidans profil eğrisinin 3 farklı yöntemle çizilmesi

Görüldüğü üzere ele alınan 2 yöntemde elde edilen profil eğrisi birbirine yakın, son yöntemde ise evin bulunduğu noktalardaki çökme diğer iki yönteme nazaran biraz daha fazla çıkmıştır. Her 3 yöntemde de elde edilen sonuçlarla evdeki deplasman minimum 6,2 mm, maksimum 40,28 mm olarak belirlenmiştir. Şekilde de görüleceği üzere evin bulunduğu nokta maksimum uzama birim deformasyonunun oluştuğu zon üzerinde bulunmaktadır. Yani çekmeye maruz kalmıştır. Yapılan hesaplar sonucu oluşacak hasar tahminiyle evde gerçekleşen hasar arasında oldukça fazla fark vardır. Bu ev T.K.İ. kurumu tarafından istimlak edilmiştir. Bunun bazı nedenleri vardır. Ancak burada hemen belirtilmelidir ki, yapılan hesaplamalar ampirik, teorik temellere dayanmaktadır. Doğaldır ki en doğru sonuçlar zemin yüzeyinde yapılacak ölçüm değerlerine dayalı gözlemler olacaktır.

Bununla birlikte elde bulunan veriler değerlendirildiğinde burada kömür üretiminden kaynaklanan birim deformasyonların yanısıra bölgedeki heyelanında evdeki hasarlarda önemli katkısı vardır. Özellikle evlerin temelsiz, yığma olması ve genelde evlerin arka duvarlarının ani yükselmelere sahip heyelanlı tepeye dayandırılması oluşan hasarların büyüklüğünde etkili olduğu düşünülmektedir.

Araştırmamızda I ve II no'lu yöntemlerle değişik pano genişliklerinde oluşacak maksimum sübsidans ve evde oluşacak kısmi sübsidans ve deplasman hesaplanmış ve Tablo 2 de verilmiştir.

Tablo 2. İki farklı yöntemle hesaplanmış sübsidans ve deplasman değerleri

Yöntem	Pano Genişliği (m) metre	S_{max} (m)	S^x (m)	D^x (mm)
N.C.B.	100	0.880	0.26	40.28
	80	0.850	0.08	12.39
	50	0.550	0.04	6.19
Profil Fonksiyonu	100	0.762	0.23	35.63
	80	0.762	0.22	34.08
	50	0.606	0.17	26.34

Tablodan da görüldüğü üzere pano genişliği 50 m civarında alındığında dar saha oluşacağından oluşacak olan sübsidans miktarı ve evde oluşacak deplasman miktarında önemli azalmalar olmaktadır.

Not: (x), S^x , D^x değerleri ele alınan 11 m uzunluğundaki yapıda hesaplanan sübsidans ve deplasmanı göstermektedir. Hesaplanan deplasman çökmenin % 100 etkimesi esasına göre yapılmıştır. Pratikte 0.65-0.80 katsayılarıyla çarpılması gerekir.

4. SONUÇ VE ÖNERİLER

Dünyada yıldan yıla artan enerji talebindeki artıştan dolayı kömür her geçen gün daha fazla önem kazanmaktadır. Dünyada ve ülkemizde

madencilik faaliyetlerindeki gelişmeler bazı çevresel problemleri de beraberinde getirmektedir. Diğer gelişmiş ülkelerde olduğu gibi ülkemizde kendi üretim sahalarına ait teknik parametrelere uygun teknoloji ve teknik yöntemleri geliştirmek zorundadır. Bugün Zonguldak ve Balkaya ocakları için karşılaşılan tasman problemi gelecekte başka üretim havzalarında karşımıza çıkabilecektir. Bu nedenle aşağıda sıralanan konuların ülkemizde belirlenmesi hem bilimsel hem de ekonomik açıdan önem taşımaktadır.

1. Yerleşim alanlarının altında üretim yapma zorunluluğu olan yerlerde sübsidans kontrol ağlarının kurulması ve ölçümlere dayalı gözlemlerin yapılması.

2. Ekonomik olarak bir karşılaştırma yapıp uygun olan bazı maden planlamalarıyla en az hasar verecek şekilde pano dizaynlarının yapılması (harmonik üretim v.s.).

3. Üretimi zorunlu sahalarda mevcut bina ve tesislerde üretim faaliyetine başlamadan önce hasar azaltıcı teknik önlemlerin alınması.

4. Diğer ülkelerde olduğu gibi, ülkemizde de bu konuda teknik şartnamelerin oluşturulması ve üretim sahalarının alınması gereken önlemler açısından çeşitli bölgelere ayrılması.

5. Üretim sahası üzerinde üretim çalışmalarının başlamasından sonra yapılacak olan bina ve tesislerde uyulması zorunlu bazı teknik düzenlemelere gidilmesi.

Yukarıda ana hatlarıyla sayılan bir takım düzenlemelerin yurdumuzda da yapılması gerekmektedir.

Bu çalışmada yapılan incelemeler sonucunda Erzurum-Balkaya kömür ocağında ileriki yıllarda yerleşim alanları altında yapılacak üretim planlamalarında yapılacak ekonomik etüdlerin ışığında pano genişliği, pano boyu, ayak ilerleme hızı gibi etkin parametrelerin seçiminde daha planlı bir çalışmayla daha az hasarla üretim çalışmalarının yapılabileceği sonucuna varılmıştır. Çalışmamızda diğer bir amaçta konuya değişik yöntemlerin yardımıyla bilimsel bir yaklaşım sağlamak olmuştur.

KAYNAKLAR

ALAN J.F. (1986) : Surface Subsidence Over Longwall Panel In The Western United States, Monitoring Program and Final Results at the Price River Coal Co No:3, Mine, Utah. Bureau of Mines Information Circular IC 9099

ARIOĞLU, E. ve YÜKSEL, A. (1985): Zonguldak Kömür Havzasında Tasman Yapı Hasarları ve Bunların Değerlendirilmesi, Madencilik Dergisi, Aralık Sayısı

BRADY, B.G.H. and BROWN, E.T. (1985): Rock Mechanics For Underground Mining

BİRÖN, C. ve ARIOĞLU, E. (1980): Madenlerde Tahkimat İşleri ve Tasarımı, İ.T.Ü. Yayını

HALIGOWSKI, J. (1974): Effect of the Mining Work on the Surface, Central Mining Institute Annual Report, Katovice.

KRATZSCH, H. (1983): Mining Subsidence Engineering, Springer-Verlag Berlin Heidelberg, New York.

KUŞÇU, Ş. ve EROL, A.İ. (1990): Tasman Mühendisliği ve Zonguldak Taşkömür Havzasında Uygulanabilirliği, 6. Mühendislik Haftası, Isparta.

KÖSE, H. ve KAHRAMAN, B. (1989): Kaya Mekaniği, Dokuz Eylül Üniversitesi, Mühendislik-Mimarlık Fakültesi Yayını MM/MAD-89 EY 177

KUMAR, R. and SINGH, B. (1972): Mine Subsidence Investigations over a Longwall Working and the Prediction of Subsidence Parameters for Indian Mines, Central Mining Research Station, Dhanbad, Bihar, India.

ONARGAN, T. ve KAHRAMAN, A. (1988): OLTU-BALKAYA 18 no'lu Damar +1215/+1160 Kotları Arası Avam Projesi, D.L.İ. Erzurum

ONARGAN, T. (1987): Erzurum-Oltu-Balkaya Susuzbaca Ocağı Tasman Raporu, D.L.İ. Erzurum

PAŞAMEHMETOĞLU, A.G. (1977): Çökmenin Yapılara Etkisi, Türkiye Madencilik ve Teknik 5. Kongresi, Ankara.

MONOLİTİK DOLGU TEKNİKLERİ VE MALZEME MEKANİK ÖZELLİKLERİNİN LABORATUVAR ÇALIŞMALARI İLE BULUNMASI

AN INVESTIGATION INTO MONOLITHIC PUMP PACKING SYSTEMS AND LABORATORY STRENGTH OF MATERIALS

Bahtiyar ÜNVER *

ÖZET

Bu bildiride, değişik dolgu teknikleri ve malzemeleri incelenmektedir. Özellikle, kullanımı son 5 yılda yaygınlaşan monolitik dolgu yöntemleri ve malzemelerine ağırlık verilmektedir. Thyssen Pack, TekpakXX, Astrapack, Hydropack ve Aquablend olmak üzere beş değişik monolitik dolgu malzemesi için zamana bağımlı basınç dayanımı özellikleri laboratuvar deneyleri sonucunda bulunmuştur.

ABSTRACT

A brief assessment of different packing techniques and packing materials is presented. Special emphasis has been given to monolithic pump packing systems and materials which have become extensively used for 5 years. The paper also presents the time dependent strength properties of five different packing materials namely, Thyssen Pack, TekpakXX, Astrapack Hydropack ve Aquablend, carried out in the laboratory.

* Dr. Maden Müh., ELİ Eynez İşletme Müdürlüğü, Soma

1. GİRİŞ

İlerlemeli olarak çalışılan uzun ayak taban yollarında yerine getirdikleri fonksiyonlar itibarıyla iki çeşit tahkimat sisteminden söz edilebilir. İlk olarak, taban yolu yüzeyinde oluşan basınçlar ağaç veya demir bağlarla karşılanır ve ikinci olarak, taban yolu çevresinde oluşan göçüğün kontrol edilmesi ise taban yolu kenarına yapılan dolgu ile sağlanır. Dolgu sadece tavan taşının aşırı derecede kırılmasını önlemekle kalmaz, aynı zamanda göçüğe doğru eğilen tabakaların altında bir mesnet görevi de yapar. Böylece, sağlam bir kiriş halinde tutulmuş olan tavan tabakalarının duraylılığı artmış olur.

Dolgunun önemi 1800'lü yılların sonlarına doğru farkedilerek elle taş dolgular yapılmıştır. Elle dolgu yapılması işleminin yetersizliklerini giderebilmek için dolgu işlemi mekanize edilmiştir. Mekanik olarak yapılan dolgu, önemli bir tavan alçalması sonrasında yük almakta ve tavana gerekli erken desteği sağlayamamaktadır. Ayrıca, mekanik dolgu yöntemi ile dolgu yapılması sırasında, özellikle üflemeli doldurucuların kullanıldıkları durumlarda, çok gürültülü ve tozlu bir ortam oluşmaktadır. Bu nedenlerden dolayı hidrolik dolgu sistemi geliştirilmiştir. İngiliz Kömür İşletmeleri'ne bağlı Brynlliw Ocağı'nda hidrolik Thyssen dolgu sistemine 1973'de geçilmiştir (Carr ve Kitching, 1978; Woodley ve Osborne, 1980; Clark ve Newson, 1985). Bütün dolgu yöntemleri içinde en iyi sonucu veren monolitik dolgu sistemi ilk olarak 1980 yılında Aquapack'ın kullanımı ile başlamıştır (Nixon ve Mills, 1981).

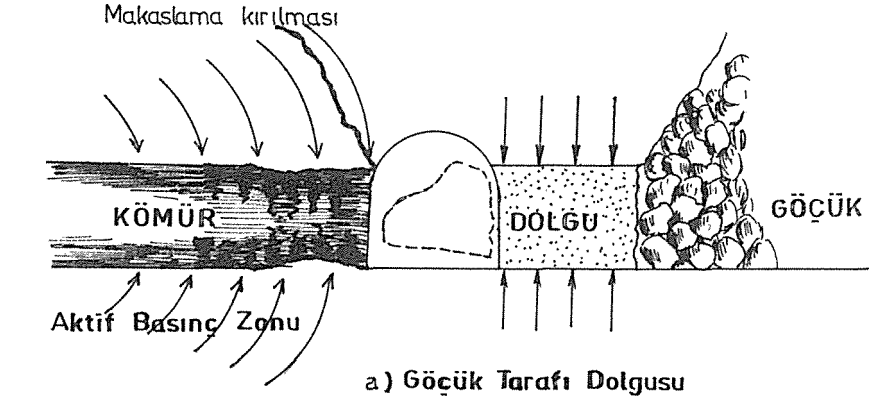
2. DOLGUNUN KULLANIM AMAÇ VE FONKSİYONLARI

Taban yollarında dolgu, göçük tarafı dolgusu ve topuk tarafı dolgusu olmak üzere iki değişik şekilde yapılabilir (Şekil 1).

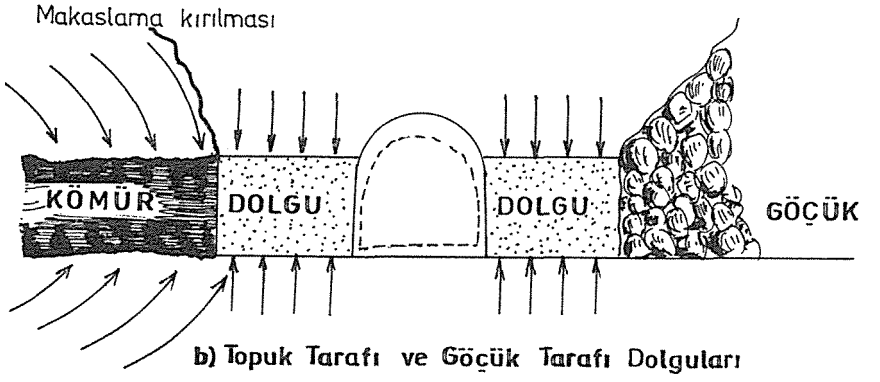
Göçük tarafı dolgusunun kullanım amaçları aşağıda özetlenmiştir;

- Taban yolunun göçük tarafına destek sağlayarak tavan tabakaları altında köprü ayağı etkisiyle ana tahkimat ünitesi olan demirbağlara gelen yükü önemli ölçüde azaltmak.
- Yol kenarında oluşması beklenen kırılma eksenini göçüğe doğru taşıyarak makaslama etkisini azaltmak.
- Taban yolu çevresinde bulunan pasayı temizlemek. Ancak, bu avantaj hidrolik veya monolitik dolgu kullanılması durumundu geçerli değildir.
- Taban yolundan göçük içine kaçabilecek hava sızıntısını önleyerek yangın riskini azaltmak.

Topuk tarafına yapılan dolgu uygulaması göçük kenarına yapılan dolguya oranla daha seyrektir ve özellikle tavanın çok kırılgan olduğu durumlarda yapılır (Whittaker, 1974).



a) Göçük Tarafı Dolgusu



b) Topuk Tarafı ve Göçük Tarafı Dolguları

Şekil 1. Topuk tarafı ve göçük tarafı dolgularının geometrik yerleşim planı.

Topuk tarafına yapılan dolgunun amacı, taban yolunun topuk kenarında oluşabilecek makaslama kırılmalarının taban yolundan uzuklaştırılarak tavanın duraylılığının artırılmasıdır. Topuk tarafına yapılan bir dolgu, taban yolu çevresinde oluşması beklenen konverjansın kesit boyunca dengeli olmasını sağlar ve yan basınçlarla birlikte oluşabilecek taban kabarmasını en aza indirir (Singh ve Ünver, 1986).

3. DOLGU TASARIM YÖNTEMLERİ

Taban yollarının göçük tarafında yapılan bir dolgunun işlevini doğru ve eksiksiz olarak yerine getirebilmesi için dolgu üzerine gelecek olan yükün olabildiğince doğru olarak hesaplanarak, yeterli dayanımı olan dolgu malzemesi veya ramble duvarı boyutları seçilmelidir. Dolgu üzerine gelen yüklerin hesaplanması için ayrılmış blok ve tavan tabakası eğilmesi yaklaşımları olmak üzere iki çeşit yöntem vardır.

Ayrılmış blok yaklaşımında, dolgu üzerinde ayrılmış bir şekilde bulunan bloğun ölü ağırlığı esas alınarak dolgu üzerine gelecek olan yük hesaplanır ve gerekli dolgu malzemesi dayanımı veya dolgu duvarı boyutları belirlenir (Wilson, 1975; Whittaker ve Woodrow, 1977). Dolgu üzerine gelen gerçek yüklerin bu yöntem kullanılarak bulunan değerlerden daha yüksek olduğu gözlenmiştir (Clark ve Newson, 1985).

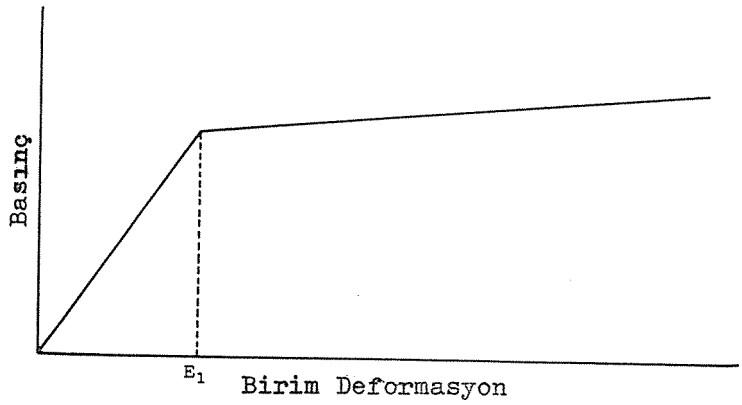
Tavan tabakası eğilmesi yaklaşımı ise, tavan tabakalarının uzun süreli yüklenmeleri sonucunda göçük tarafına doğru eğilmeleri ilkesine dayanır (Smart ve arkadaşları, 1982; 1984). Bu eğilme, taban yolunun topuk tarafında oluşan bir eklem noktasından göçük tarafına doğru olmaktadır. Dolgu bu eğilmeyi belirli bir seviyenin altında tutabilecek kadar dayanımlı olmalıdır.

4. DOLGUNUN YÜK - DAYANIM ETKİLEŞİMİ

İdeal bir dolgunun özellikleri taban yolunun hemen ve uzun süreli tahkimatının sağlanabilmesi için iki aşamalı olarak incelenmelidir. İdeal bir dolgu, taban yolu açıldıktan hemen sonra yerleştirilmeli ve tavan tabakalarının sağlam olarak

kalmasını temin etmelidir. Dolgunun yerleştirildikten bir saat sonra karşı koyması gerekli olan basınç, normal olarak ayak içinde bulunan bir yürüyen tahkimat ünitesinin üzerindeki basınç değeri olan 0.1 MPa olmalıdır (Wilson, 1988).

İdeal bir dolgunun uzun vadeli dayanım özellikleri oldukça önemli bir konudur. Dolgu karşı konması mümkün olmayan tavan alçalmasına belirli bir oranın altında izin vermeli ve tavandaki alçalmalar meydana gelirken deforme olduktan sonra da aynı mukavemeti gösterebilmelidir. Burada dolgunun deforme olması kırılıp parçalanma değil, sıkışma sonucu oluşan bir miktar mukavemet azalmasıdır. Dolgu malzemesi daha çok plastik bir yapı arzetmelidir. İdeal bir dolgu malzemesinin basınç-birim deformasyon eğrisi Şekil 2'de verilmiştir (Carter, 1988). Dolgu malzemesinin basınç dayanımı, tavan tabakasının basınç dayanımından biraz daha az olmalıdır. Dolgu basınç dayanımının tavan tabakası dayanımından çok az olduğu durumlarda dolgu tavana gerekli olan optimum desteği sağlayamaz ve tavan alçalması artar. Bununla birlikte, dolgu malzemesi basınç dayanımının tavan tabakası dayanımından fazla olduğu durumlarda, tavan tabakalarının belirli bir oranda önlenmemesi gereken alçalmaları durdurulduğu için oluşan basınç konsantrasyonu sonucu tavan ve tabanda kırılma ve ezilmeler meydana gelerek, tavan ve taban kontrolu açısından oldukça zor bir durumun yaratılmasına neden olur (Shepherd, 1970). Sonuç olarak, ideal bir dolgu malzemesi



Şekil 2. Ideal bir dolgu malzemesinin karakteristik basınç-birim deformasyon eğrisi (Carter, 1986).

yerleştirildikten çok kısa bir süre sonra yük alabilen ve uzun vadede tavanda gereksiz alçalmayı önleyerek tavanın kırılmamasını sağlayan ve tavan alçalması ile mukavemetini kaybetmeyen bir yapıda olmalıdır (Ünver, 1988).

5. DOLGU YÖNTEMLERİ VE KARŞILAŞTIRILMALARI

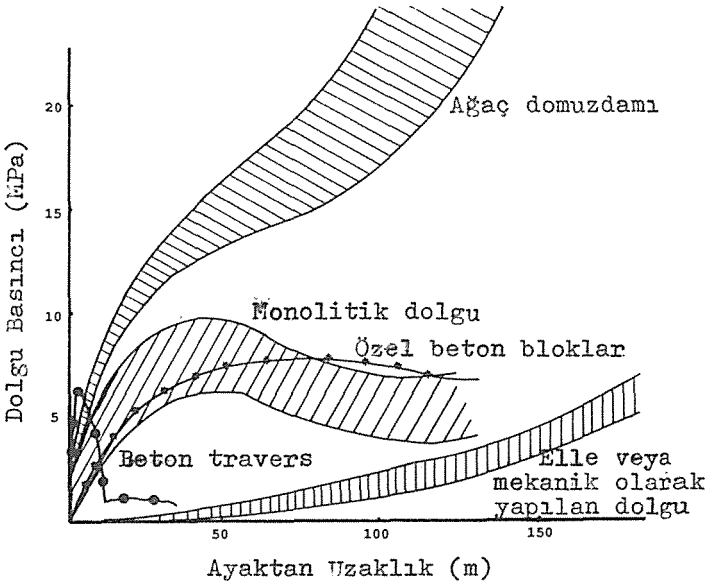
Taban yolları kenarlarında dolgu işlemi değişik şekillerde yapılmaktadır. Çizelge 1'de kullanılan yöntemler özetlenmiştir.

Çizelge 1. Yeraltında Kullanılan Dolgu Yöntemleri.

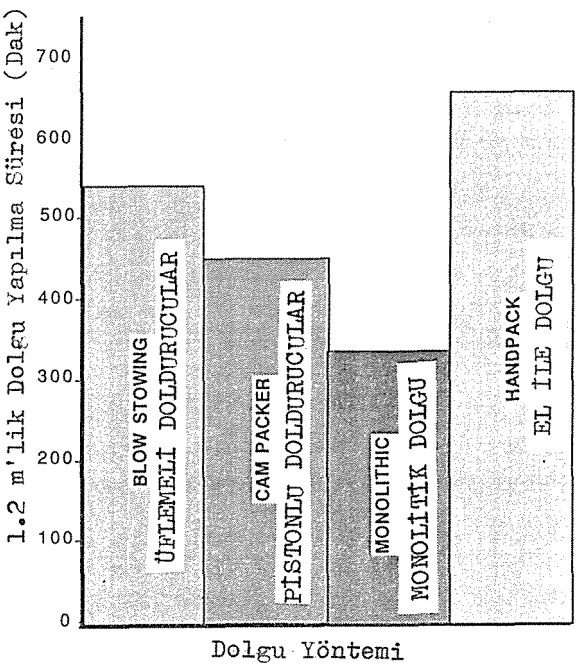
DOLGU YÖNTEMİ	KATEGORİ
Elle yapılan taş dolgu Ağaç domuzdamlı dolgu Beton domuzdamlı dolgu Havalı ve hafif beton bloklu dolgu	El ile Dolgu
Bıçaklı, kepçeli doldurucular Üflemeli doldurucular Pistonlu doldurucular	Mekanik Dolgu
Thyssen Metodu Warbrét Metodu	Hidrolik Pompalı Dolgu
Doğal Anhidrit (Anpak) Sentetik Anhidrit (MM10) Aquapack Tekpak Hydropack Astrapack Aquablend Flashpack	Monolitik Dolgu

Değişik dolgu yöntemleri karşılaştırılırken, yük-deformasyon özellikleri ve dolgu yapılması için gerekli süre kriterleri açısından bakılmalıdır. Şekil 3'de değişik dolgu yöntemlerinde oluşan dolgu yükleri verilmiştir. Monolitik dolgu yöntemi ile tavana uygulanan destek çok kısa bir sürede sağlanabildiği gibi, dolgu dayanımı tavan taşının dayanımını aşmayarak tavanın kırılmasını önlemektedir.

Değişik dolgu yöntemleri ile 1.2 m 'lik bir ayak ilerlemesi



Şekil 3. Değişik dolgu yöntemlerinde oluşan dolgu yükleri (Clark ve Newson 1985).



Şekil 4. Değişik dolgu yöntemleri ile 1.2 m.'lik bir ayak ilerlemesi sonunda yapılması gereken dolgu için gerekli olan süreler (Ünver, 1988).

sonunda yapılması gereken dolgu için gerekli olan süreler Şekil 4'de verilmiştir. Monolitik dolgu kullanımında bu sürenin çok daha az olması yanında, gerekli olan işcilik miktarı da daha az olmaktadır. Nixon ve Mills (1981) 3.3 m x 2.3 m x 1.54 m boyutlarındaki bir dolgunun TekpakXX kullanılarak 90 dakikada yapılabildiğini belirtmişlerdir. Ancak, dolgu yönteminin seçiminde yatırım ve işletme maliyetlerinin miktarı da önemlidir. Örneğin, nakledilmesi gereken çok miktarda pasanın bulunduğu bölgelerde taş dolgu yapmak daha ekonomik olduğu için tercih edilebilir.

6. MONOLİTİK DOLGU YÖNTEMLERİ

İlk monolitik dolgu MRDE (İngiliz Kömür İşletmeleri'ne bağlı Madencilik, Araştırma ve Geliştirme Enstitüsü) tarafından Hem Heath Ocağı'nda 1979 yılında denenmiştir. İşletmecilik ve tabaka kontrolu açısından sağladığı avantajlar sonucu hızla gelişmiş ve günümüzde, özellikle İngiltere'de hemen hemen bütün yeraltı ocaklarında kullanılır hale gelmiştir.

Monolitik dolgu malzemelerinin içerikleri hakkında bilgi vermek amacıyla burada Tekpak dolgu malzemesinin içeriği örnek olarak kısaca anlatılmıştır. Tekpak, çimentolu karışım "Tekcem" ve hızlandırıcı karışım "Tekbent" olmak üzere iki ayrı bileşkeden oluşur. Tekpak dolgusu hacim olarak %91 su içerir. Tekcem, yüksek alümina çimentosu (HAC) ve az miktarda erken donmayı önleyici madde karışımıdır. Tekbent ise bentonit, kireç kaymağı, jips, anhidrit ve çok az miktarda hızlandırıcıdan oluşur.

Monolitik dolgu sistemleri kullanılan malzemenin özelliklerine bağlı olarak bazı değişiklikler arzedebilmesine karşılık ana hatları ile şöyledir: Yeryüzünde çimentolu ve hızlandırıcı dolgu malzemesi karışımları kuru olarak ayrı borularla kuyu dibine nakledilirler. Genellikle kuyu dibinde yer alan bir karıştırma istasyonunda her iki bileşke de ayrı ayrı olarak su ile karıştırılıp hidrolik olarak borularla dolgunun yapılacağı bölgeye nakledilir. Her iki karışım dolgu çuvalı içine doldurulmadan hemen önce karıştırılarak çuval doldurulur ve dolgu katılaşmaya terkedilir.

Çizelge 2'de değişik monolitik dolgu yöntemleri ve malzeme özellikleri özet olarak verilmiştir.

Çizelge 2. Monolitik Dolgu Yöntemleri.

Monolitik Dolgu Yöntemi	Bileşkeler	1 m^3 dolgu için miktar (kg)	Pompalanabilme Süresi	Su Mik. (Ağırlık Olarak)	Katılaşma Süresi
Thyssen[X]	Flowmat	25	-	30 - 45	1 Saat
	Packbind	275	30 Dakika		
Aquapack	Aquacem	450	30 Dakika	60	1/3 Saat
	Aquabent	50	-		
Tekpak	Tekcem	182	3 Saat	71.4	1/2 Saat
	Tekbent	182	-		
TekpakXX	TekcemXX	182	24 Saat	71.4	1/2 Saat
	TekbentXX	182	-		
Flashpack	Portland Çim.	1150	2 Saat	50	Anında
	Kül		-		
Hydropack	Packset	175	24 Saat	71.4	1/3 Saat
	Packbent	175	-		
Astrapack	Astracem	175	72 Saat	71.4	1/3 Saat
	Astrabent	175	-		
Aquablend		500		63	1/3 Saat

(x) Thyssen literatürde hidrolik pompalı dolgu olarak geçmektedir.

7. BEŞ DEĞİŞİK MONOLİTİK DOLGU MALZEMESİNİN MEKANİK ÖZELLİKLERİNİN LABORATUVAR DENEYLERİ İLE BELİRLENMESİ

7.1. Amaç

Önceki bölümlerde de söz edildiği gibi dolgu malzemelerinin

mekanik dayanım özellikleri, performansları açısından çok önemlidir. Değişik monolitik dolgu malzemelerinin önce mekanik özelliklerinin laboratuvarda bulunması, daha sonra da yeraltında yerinde ölçümlerin yapılması ve sonuçların taban yolunun duraylılığı ile ilişkisinin incelenmesi amaçlanmıştır (Ünver, 1988). Bu bildiride sadece laboratuvar deneyleri ve sonuçların bir kısmı konu edilmiştir.

Dolgu malzemesinin zamana bağımlı beklenen dayanım sonuçları aşağıda verilmiştir (Clark ve Newson,1985).

Süre (Saat)	Dayanım (kPa)
1	100
2	400 - 500
24	1000 - 1400
Son	6000 - 10300

Dolgu malzemesi özelliklerinin kayalardan farklı olmasından hareket edilerek özel bir dayanım ölçme tekniği geliştirilmiş ve rasyonel bir yöntem olarak önerilmiştir (Ünver,1988).

7.2. Laboratuvar Deneylerinin Yapılış Yöntemleri

Laboratuvar deneyleri silindirik ve kübik numuneler kullanılarak yapılmıştır. Standardlara göre dolgu malzemesi dayanımının kübik numuneler üzerinde yapılan deneyler sonucu elde edilmesi gereklidir. Ancak, yeraltında kübik numune almak çok zor olduğundan silindirik numunelerin alınması amaçlanmıştır. Laboratuvar ve yerinde deney sonuçlarının karşılaştırılabilmesi için silindirik ve kübik numune basınç dayanımları arasındaki ilişkinin bulunması gereğinden hareket edilerek, laboratuvarda hem silindirik hem de kübik numuneler kullanılmıştır.

Silindirik ve kübik numuneler, yapılan ön çalışmaların sonuçları değerlendirilerek, 3 değişik boyutta seçilmiştir. 50, 65 ve 100 mm kenar uzunluğunda küpler ve 50, 65 ve 100 mm çapında ve L/D (Uzunluk/Çap) oranı 2.5 olan silindirik numuneler kullanılmıştır.

Numune karışımlarının hazırlanması sırasında karışım suyu sıcaklığı, yeraltı suyu sıcaklığına en yakın değer olarak, 20 °C seçilmiştir.

Deney numuneleri hazırlanırken önce üstü açık olan silindirik ve kübik kalıplar kullanılırken daha sonra, su kaybını ve dolgu malzemesinin kısa süreli dayanımını büyük ölçüde etkileyen ısı transferini önlemek amacıyla, tamamen kapalı olarak izole edilmiş kalıplar kullanılmıştır. Burada verilen değerlerin tümü kapalı ve izole edilmiş kalıplar kullanılarak elde edilmiştir.

TekpakXX, Hydropack ve Astrapack deneyleri için numuneler her iki bileşkenin ayrı ayrı Hobert karıştırıcısı ile 50 dev/dak'da 7'şer dakika karıştırılması ile hazırlanmıştır. Hazırlanan "....cem" ve"....bent" komponentleri bir kapta toplanarak yaklaşık 5 dakika (karışım koyulaşmaya başlayıncaya kadar) elle karıştırılmıştır. Karışımın koyulaşmadan önce akıcı bir sıvı iken kalıplara dökülmesi halinde tabana katı malzemenin çöktüğü ve yüzeyde suyun ayrıştığı görüldüğünden, koyulaşmanın başladığı andan itibaren kalıpların doldurulmasına ve kapakların hemen kapatılmasına özen gösterilmiştir.

Kalıplara dökülen numunelerin tek eksenli dayanım testleri 2 saat, 24 saat ve 7 gün sonra olmak üzere üç ayrı zamanda yapılmış ve her kategori için en az 3 numune kullanılmıştır. Numuneler kalıplara döküldükten 1 saat 45 dakika sonra 2 saat deneyi için, 23 saat sonra 24 saat deneyi için kalıplardan çıkarılmış ve beklenilmeden deneyleri yapılmıştır. 7 gün deneyi için numuneler 24 saat sonra kalıplardan çıkarılmış, nemli ve 22 ^{o}C sabit sıcaklığı olan bir fırın içinde 6 gün bekletildikten sonra deneyleri yapılmıştır.

Numuneler Denison marka hidrolik pres ve taşınabilir pres (daha sonra yapılacak olan yerinde yeraltı ölçümleriyle ilişkilendirebilmek amacıyla) kullanılarak test edilmişlerdir. Deneyler tek eksenli basınç dayanımı değerlerinin bulunması şeklinde yapılmış ve yükleme hızı, yaklaşık bir deney için 1 dakika süreye karşılık gelen, 0.01 - 0.1 kN/saniye olarak seçilmiştir. Ayrıca, yerinde yeraltı deneyleri ile laboratuvar sonuçlarının ilişkisinin kurulabilmesi için, taşınabilir pres kullanılmasının yanı sıra, penetrometre de kullanılarak ölçümler yapılmıştır.

7.3. Deneylerden Elde Edilen Dayanım Sonuçları

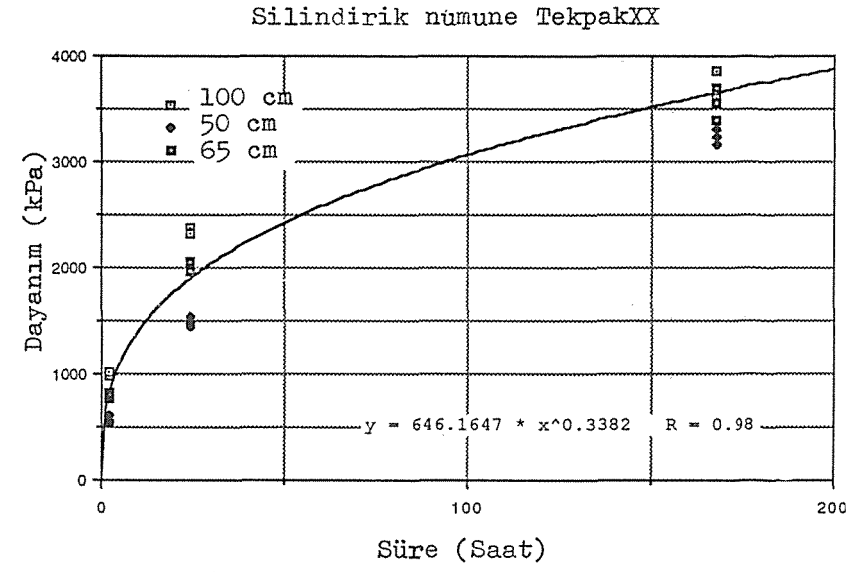
Değişik dolgu malzemeleri için oldukça farklı basınç dayanımı sonuçları bulunmuştur. TekpakXX, Hydropack ve Astrapack malzemelerinin zamana bağımlı basınç dayanımı artışı logaritmik bir yapıda olmuştur. Aynı artışın Aquablend ve Thyssen Pack için doğrusal olduğu görülmüştür. Basınç dayanımı sonuçları ve ilişkileri hakkında detaylı bilgi literatürde bulunabilir (Ünver,1988).

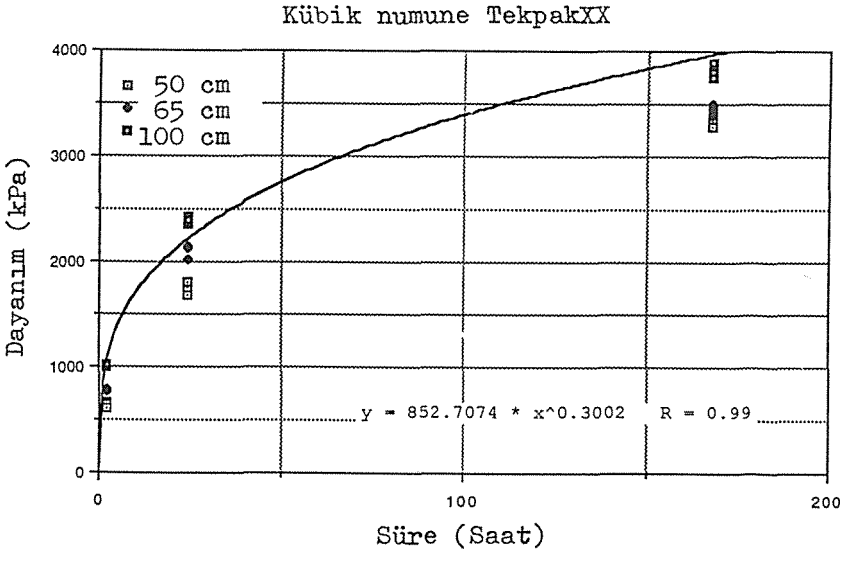
TekpakXX numunelerinin deneylerinin yapılması sonunda elde edilen zamana bağımlı basınç dayanımı değerleri silindirik ve kübik numuneler için Şekil 5'de verilmiştir.

Kalıba döküldükten 2 saat sonra Hydropack numunelerinin basınç dayanımı deneyi sonuçları ortalaması, deneyi yapılan dolgu malzemeleri arasında en yüksek değer olan 1330 kPa olarak bulunmuştur. En düşük ortalama 304 kPa basınç dayanımı ile Thyssen Pack'e ait olmuştur. TekpakXX, Astrapack ve Aquablend malzemelerinin 2 saat sonunda ulaştıkları basınç dayanımı değerleri sırasıyla 796, 652 ve 524 kPa olarak bulunmuştur, (buradaki her değer 27 adet numune üzerinde yapılan deney sonuçlarının ortalamasıdır). 24 saat sonra elde edilen dayanım değerlerinin, 2 saat sonra elde edilen değerler paralelinde olduğu gözlenmiştir. Hydropack tekrar en yüksek ortalama değer olarak 24 saat sonunda 3354 kPa 'a ulaşmıştır. Thyssen Pack için bu değer, yine en düşük olmak üzere, 370 kPa olmuştur. 24 saat sonunda basınç dayanımı değerleri ortalaması TekpakXX, Astrapack Aquablend için sırasıyla 2004, 1980 ve 1500 kPa olarak bulunmuştur.

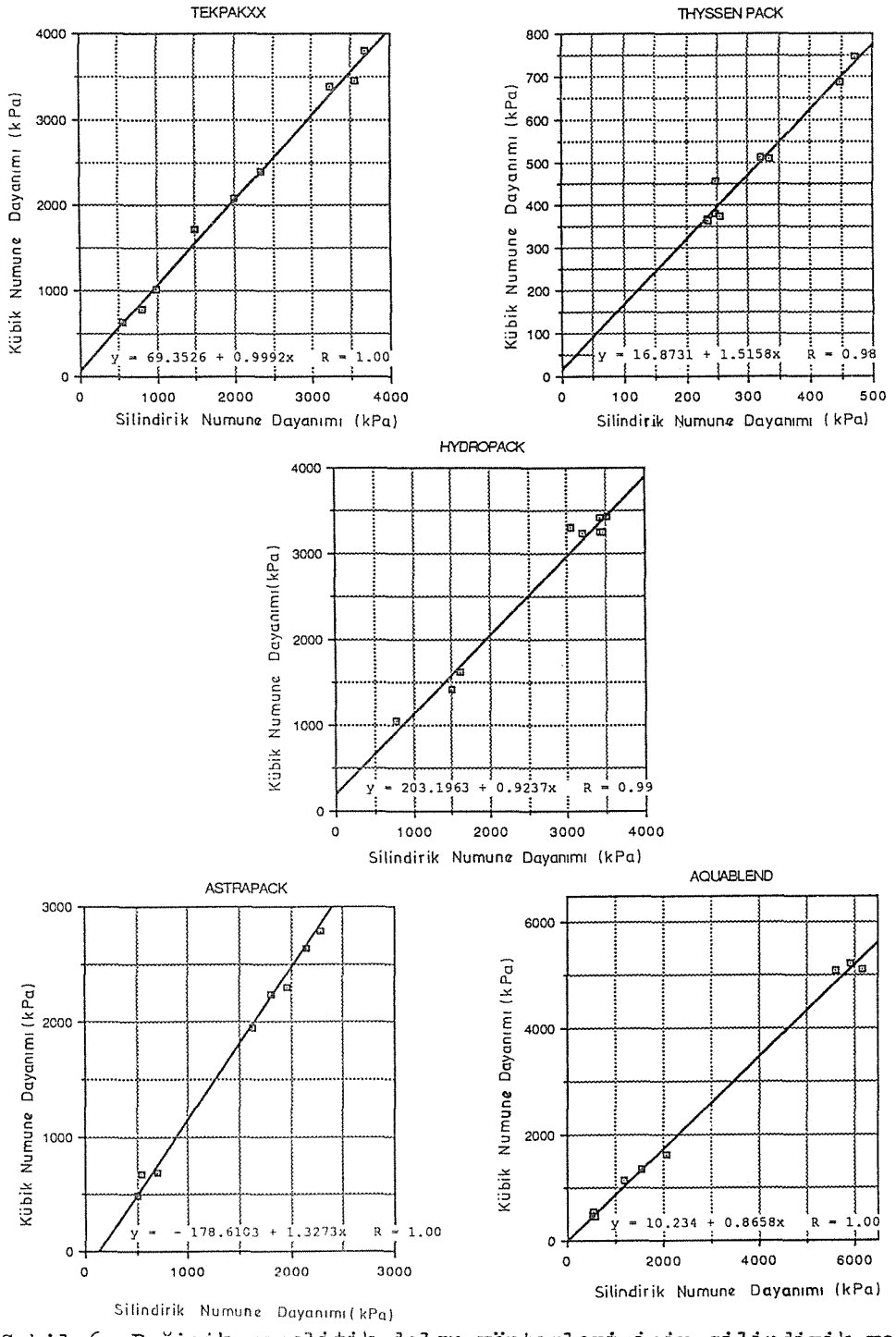
7 gün sonra yapılan deneylerin sonuçları diğerlerinden farklı olmuştur. Aquablend, sürpriz bir şekilde, 7 gün sonunda 5522 kPa'lık bir ortalama dayanım değerine ulaşmıştır. 2 ve 24 saat sonrasında yapılan deneylerde en yüksek ortalama dayanım değerine ulaşan Hydropack'ın 7 gün sonundaki dayanım değerinin 24 saat sonraki değere çok yakın olduğu gözlenmiştir. TekpakXX ve Astrapack'ın 7 gün sonunda ulaştıkları dayanım değerleri sırasıyla 3408 ve 2677 kPa olarak bulunmuştur.

Kübik ve silindirik numunelerin basınç dayanımları arasındaki ilişki Şekil 6'dan da görüldüğü gibi oldukça uyumludur.



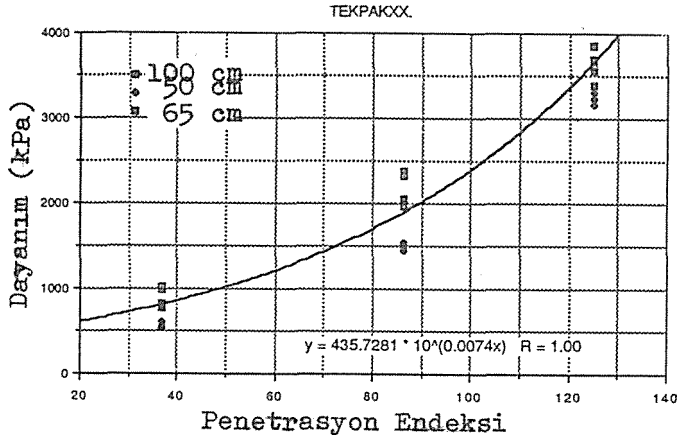


Şekil 5. TekpakXX için zamana bağımlı basınç dayanımı sonuçları.



Şekil 6. Değişik monolitik dolgu yöntemleri için silindirik ve kübik numune dayanımları arasındaki ilişki.

Laboratuvar ve yerinde ölçüm değerlerini doğru ve güvenilir bir şekilde karşılaştırabilmek ve yeraltındaki ölçümlerin basit yöntemlerle yapılabilmesini sağlamak amacıyla laboratuvar deneyleri ile penetrometre okumaları arasındaki ilişki bulunmuştur. Yumuşak zemin ve malzemelerin basınç dayanımları, penetrasyona karşı gösterdikleri dirençle doğru orantılıdır. Laboratuvarda bu ilişki bulunarak yerinde ölçümler için çok hızlı ve güvenilir bir basınç dayanımı ölçme yöntemi geliştirilmiştir. Şekil 7'de TekpakXX malzemesi için penetrasyon direnci değerleri verilmiştir.



Şekil 7. TekpakXX malzemesi için dayanım - penetrasyona karşı gösterilen direnç arasındaki ilişki.

8. SONUÇ

Monolitik dolgu yönteminde kullanılan malzeme ve ekipmanların geçmişinin oldukça yeni olmasına rağmen son 5 yılda büyük aşamalar kaydetmiştir. Bu daldaki gelişmelerin çok kısa bir süre içinde oluşması beklenmelidir. Çok çabuk katılaşabilen, nakliyatının yapıldığı hidrolik düzeneğe en az zarar veren ve uzun vadede özelliklerini kaybetmeyen bir dolgu malzemesinin uygun maliyet garantisi ile yapılması monolitik dolgu sektörünün amacıdır. Çimento teknolojisindeki gelişmelere paralel olarak monolitik dolgu sistemi de gelişmesini sürdürecektir.

Bu bildiride sadece laboratuvar çalışmaları bölümünün kısaca özetlendiği "monolitik dolgu sistemlerinin performanslarının incelenmesi" başlıklı ve İngiliz Kömür İşletmeleri tarafından finanse edilmiş olan araştırma proğramı, konu üzerinde yapılmış olan araştırmalar arasında en kapsamlı olanıdır.

KAYNAKLAR

CARR, P. and KITCHING,F., 1978; Series of Papers, Mine and Quarry, Vol:17, No: 1,2,4,9,11 January - November.

CARTER,M.R., 1986; "Strength Behaviour of Monolithic Pack Support Structures Around Longwall Face-Ends", Ph.D Thesis, University of Nottingham, England.

CLARCK,C.A. and NEWSON,S.R., 1985; "A Rewiev of Monolithic Pump Packing Systems",Min. Eng., Vol:144, No:282, pp. 491-495.

NIXON,D.W. and MILLS,P.S., 1981; "Pump Packing Developments at Hem Heath Colliery", Min. Eng., Vol:140, No:234, pp. 645-652

SHEPHERD,R., 1970; "Current Work on Strata Displacement Around Roadways", Symp. on Strata Control in Roadways, Nottingham, England.

SMART,B.D., ISAAC,A.K. and ROBERTS,D., 1982; "Pack Design Criteria at Betw's Colliery",Min. Eng., Vol:142, No:250, pp. 15-22.

SMART,B.D., DAVIES,D.O. and SOMERVILLE,J., 1984; "Application of the Roof-Strata-Tilt Approach to Pack Design in an Arch Shaped Roadway", Min. Eng., Vol:144, No: 276.

SINGH,R.N. and ÜNVER,B., 1986; "Prediction of Gate Roadway Closure in Longwall Advance Mining",The AusIMM Illawarra Branch, Ground Movement and Control Related to Coal Mining Symposium, Australia, August, pp. 159-167.

ÜNVER,B., 1988; "Closure in Longwall Access Roadways",Ph.D Thesis, University of Nottingham, England.

WHITTAKER,B.N., 1974; "An Apprasial of Strata Control Practice", The Mining Eng., Vol:133, October, pp. 9-48.

WHITTAKER,B.N. and WOODROW,G.J.M., 1977; "Design Loads for Gateside Packs and Support Systems", Trans.IMin.E, Vol:136, No:189, February, pp. 263-275.

WILSON,A.H., 1975; "Support Load Requirements on Longwall Faces", The Mining Eng., Vol:134, No:173, pp. 479-491.

WILSON,A.H., 1988; Kişisel Görüşme, University of Nottingham, England.

WOODLEY,J.N.L. and OSBORNE,B.A., 1980; "MRDE Experience with Pump Packing", Mining Eng., Vol:140, December, pp. 437-443.

TTK ASMA İŞLETMESİ KÖMÜR ÇEVRE KAYAÇLARININ KAZILABİLİRLİĞİ

THE CUTTABILITY OF TTK ASMA MINE COAL MEASURES ROCKS

Halil ARI *

ÖZET

Bu çalışmada, TTK Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının kazılabilirliği incelenmiştir. Kayaçların aşınma indeksi, tek eksenli basınç dayanımı ve RMR değerleri kriter alınarak kazılabilirlik tayini yapılmıştır. Ayrıca, aşınma indeksleri ile keski aşınması arasındaki ilişki incelenmiştir.

ABSTRACT

In this study, the cuttability of coal measures rocks encountered at Asma Mine of Turkish Hardcoal Enterpries (TTK) has been investigated. The cuttability has been determined by considering the abrasivity index, uniaxial compressive strength and RMR values of the rocks as criteria. In addition, the relationship between the abrasivity indices and the pick wear has been investigated.

* Maden Yük.Müh., Öğr. Gör., H.Ü. Zong. Meslek Yüksekokulu, Zonguldak

1. GİRİŞ

Yeraltı hazırlık işlerinde delme-patlatma yöntemi yerine galeri açma makinalarının kullanılmasının iki önemli nedeni vardır. Bunlardan ilki; daha hızlı ve daha fazla galeri sürmenin mümkün olması, dolayısıyla üretim miktarının artırılabilmesidir. İkincisi ise; makinaların yüksek ilerleme hızlarından dolayı, kazı işinin, delme-patlatma yöntemine kıyasla daha ekonomik olmasıdır. Nitekim Zonguldak Kömür Havzası'nda, damar içi hazırlıklarda galeri ilerleme hızı ortalama 1 m/gün iken (B 10), kollu galeri açma makinaları ile günde ortalama 8-9 m galeri (B 20) sürülebilmektedir (Wild, 1986).

Özellikle taban yolları, kollu galeri açma makinaları ile sürülmekte ve tam cephe galeri açma makinalarına kıyasla daha ucuz, daha hafiftirler; taşınması, kurulması ve sökülmesi daha az zaman almaktadır. Ancak, bu tür makinaların ilerleme hızları, dolayısıyla ekonomik olmaları başta kayaçların kazılabilirliğine bağlıdır.

Kayaçların kazılabilirliği, kayacın hem mekanik, hem de yapısal özelliklerine bağlı, karmaşık ve tanımlanması güç bir büyüklüktür. Kayaç özellikleri yanında, kazı makinası ile ilgili teknik özellikler de kazılabilirliği etkilemektedirler. Kazı makinası tasarımında ya da seçiminde, kayacın ve kazı makinasının özellikleri birlikte dikkate alınarak ekonomik çalışma hedeflenmektedir (Şekil 1).

2. KAZILABİLİRLİK TAYİNİNDE KULLANILAN KRİTERLER

Kayaçların kazılabilirlik tayininde, kayacın dayanım özellikleri ile ilgili değerlerin tek başına yeterli olmadığı, bunların özellikle keski aşınması hakkında belirli bir ipucu vermediği artık herkes tarafından kabul edilmektedir. Bundan dolayı, kazılabilirlik tayininde aşınma ile ilgili indekslerin de dikkate alınması önerilmektedir (Arı, 1990).

Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının kazılabilirlik tayininde Schimazek aşınma indeksi temel kriter olarak alınmıştır. Bunun yanında, kayaçların tek eksenli basınç dayanımı ve jeolojik süreksizlikleri de göz önünde bulundurulmuştur.

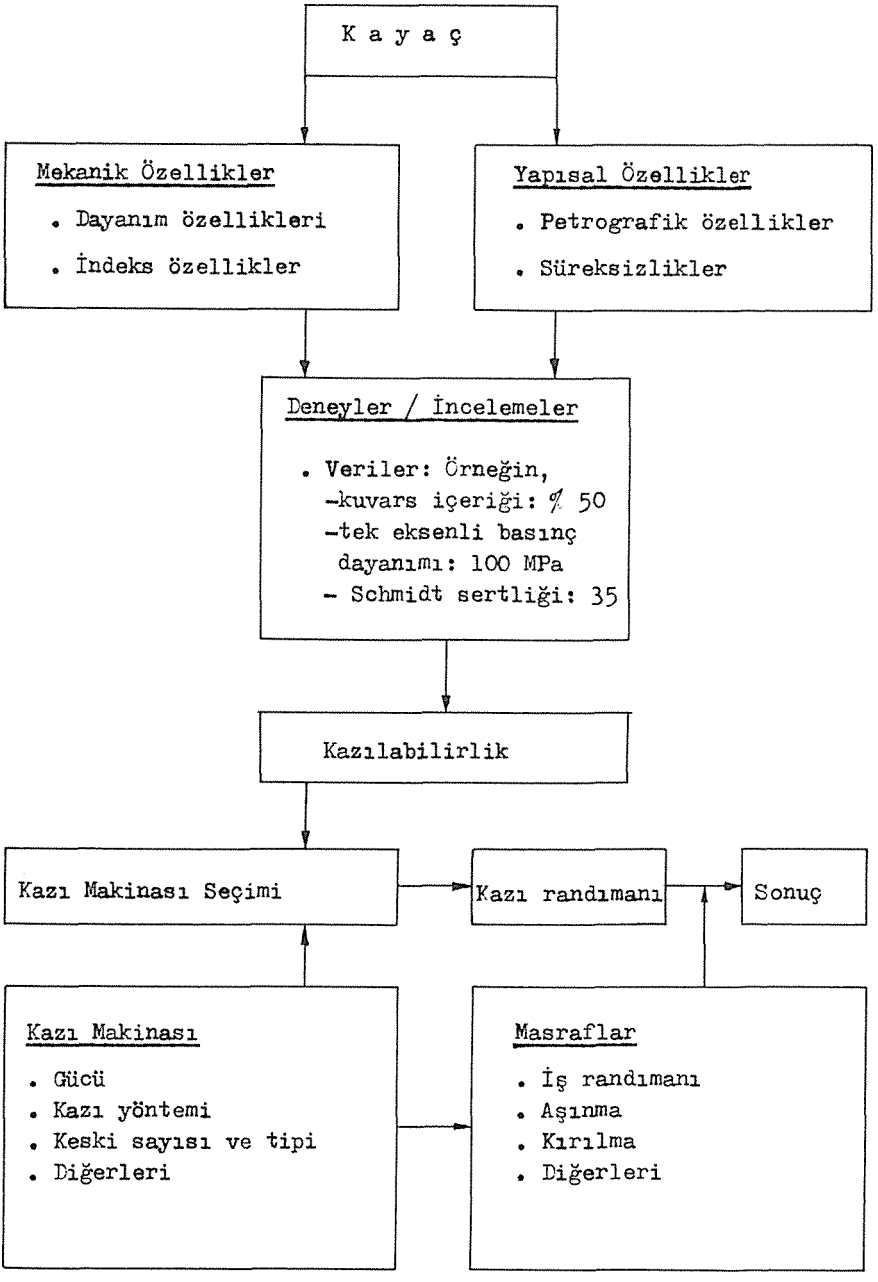
2.1. Schimazek Aşınma İndeksi

Schimazek aşınma indeksi, kayaçların dayanım(çekme dayanımı) ve petrografik özelliklerinden yararlanarak elde edilmekte ve aşağıdaki eşitlik kullanılarak hesaplanmaktadır (Schimazek ve Knatz, 1976):

$$F = Q \cdot d \cdot \sigma_t \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \quad [1]$$

Burada:

F : Aşınma indeksi, N/mm
Q : Kayacın kuvars içeriği, %

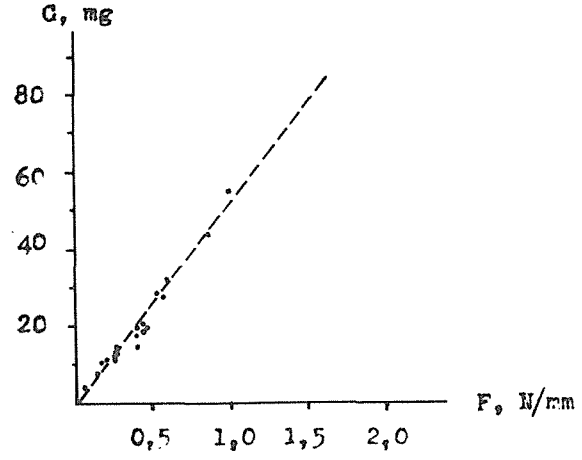


Şekil 1. Kayaç özellikleri, kazılabilirlik ve kazı makinası ilişkisi

d : Ortalama kuvars tane boyutu, mm
σ_t : Kayacın çekme dayanımı, N/mm^2

Örneğin, bir kayacın kuvars içeriği % 50, çekme dayanımı 10 N/mm^2 ve ortalama kuvars tane boyutu 0,1 mm ise, söz konusu kayacın aşınma indeksi, Eşitlik 1 ' e göre 0,5 N/mm olur. Kayaçtaki diğer aşındırıcı minerallerin içeriği, kuvarsa eşdeğer miktara dönüştürülür.

Aşınma indeksleri ile kayacın aşındırıcılığı arasında bir ilişki kurmak amacıyla, özel bir makina kullanılarak laboratuvarda aşınma deneyi yapılmış ve keski ucunda meydana gelen ağırlık farkı mg olarak ölçülmüştür. Kurulan ilişkide bu iki büyüklük arasında doğrusal bir bağıntının olduğu saptanmıştır (Şekil 2).



Şekil 2. Aşınma miktarı C ile aşınma indeksi F arasındaki ilişki (Schimazek ve Knatz, 1976).

Şekil 2' deki ilişki temel alınarak, aşınma indeksi kazılabilirlik tayininde ölçüt olarak kullanılmıştır. Hatta bu ölçütün, kazılabilirlik tayininde tek başına yeterli geldiği ileri sürülmüştür. Almanya ' da pratikten alınan sonuçlara göre, aşınma indeksi 0,5 N/mm ' nin altında olan kayaçlar kollu galeri açma makinalarıyla ekonomik olarak kazılabilmektedirler. Arında yoğun çatlak ve kırığın mevcut olması durumunda, bu değerin 1 N/mm ' ye kadar çıkabileceği kaydedilmiştir (Schimazek ve Knatz, 1976).

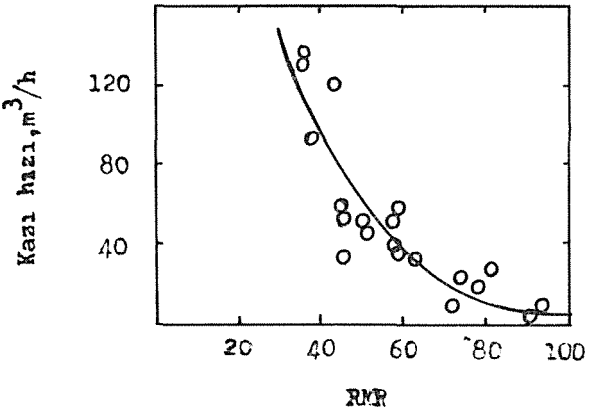
Wild (1986), kazılabilirlik tayininde aşınma indeksi yanında kayacın tek eksenli basınç dayanımının da dikkate alınmasını önermektedir. Araştırmacı, kollu galeri açma makinaları ile galeri sürmede bu büyüklüğün yaklaşık 100 MPa dolayında olması gerektiğini ileri sürmektedir.

2.2. Jeolojik Süreksizlikler

Tektonizma ve arazi basıncı sonucu kayaçlarda oluşan kırık ve çatlaklar kazılabilirliği önemli şekilde etkilemektedirler. Bunlar, genelde keskilerin parçalama işlemine yardımcı olmakta, dolayısıyla kazı randımanını artırmakta ve keski aşınmasını azaltmaktadırlar. Ancak, bunları açık bir şekilde herhangibir büyüklükle ifade etmek mümkün değildir.

Plogmann (1979), birçok araştırmacının bu konu ile ilgili çalışmalarını özetlemekte ve sonucun bir noktada toplandığına işaret etmektedir. Buna göre, makro süreksizlikler olarak tanımlanan çatlak ve kırıkların kazı randımanı ve keski aşınması üzerindeki etkisi vurgulanmakta, ancak bunların kesin olarak saptanmasının çok zor olduğu ileri sürülmektedir.

Kayaçların kaya kütle puanlaması (RMR) değeri esas olarak tahkimat açısından değerlendirilmektedir. Ancak tahkimat gereksinimi ile kazılabilirlik arasında ters bir ilişki olduğundan, bu değerlerin kazılabilirlik tayininde de kullanılması mümkün görülmüştür. Dolayısıyla kayaçların RMR değerlerine göre, kollu galeri açma makinalarının kazı hızları tahmin edilmektedir. Şekil 3 ' te bu büyüklükler arasındaki ilişki görülmektedir (Fowell ve Johnson, 1982).



Şekil 3. RMR ile kazı hızı arasındaki ilişki (Fowell ve Johnson, 1982).

3. ASMA İŞLETMESİ KÖMÜR ÇEVRE KAYAÇLARININ KISA TANITIMI

Asma İşletmesi kömür çevre kayaçları olarak kiltaşı, silttaşı ve konglomeraya rastlanmakla beraber, formasyonların büyük bir kısmını kumtaşı oluşturmaktadır. İşletmenin Kuzey (-250), Güney (-250) ve Acılık Geçiş (-170) Lağımlarına ait kuplar yardımıyla, geçilen kayaç türleri ve uzunlukları Çizelge 1' de görülmektedir.

Çizelge 1. Lağımlarda geçilen kayaç türleri ve uzunlukları.

Kuzey Lğ. (-250)		Acılık G. Lğ. (-170)		Güney Lğ. (-250)	
Geçilen		Geçilen		Geçilen	
Kayaç türü	Uzunluk, m	Kayaç türü	Uzunluk, m	Kayaç türü	Uzunluk, m
Konglomera	4	Kumtaşı	-	Kömür	3
Kumtaşı	15	Kömür	3	Kumtaşı	5
Kömür	3	Kumtaşı	52	Kömür	0,5
Silttaşı	4	Kömür	5	Kumtaşı	10
Kömür	3	Silttaşı	30+	Kömür	1
Kumtaşı	40			Kumtaşı	50
Kömür	4			Konglo.	2
Kumtaşı	35			Kumtaşı	5
Kömür	0,5			Kiltaşı	1
Kumtaşı	15			Kömür	0,5
Silttaşı	1			Kumtaşı	30
Kömür	2			Konglo.	3
Kumtaşı	60			Kumtaşı	35
Kömür	5			Konglo.	5
Kumtaşı	45			Kumtaşı	10
				Silttaşı	5
				Kumtaşı	5
				Konglo.	5
				Kumtaşı	15

+ Bozuk saha

Bu çizelgeye göre, lağımlarda geçilen formasyonların yaklaşık % 80' ini kumtaşı oluşturmaktadır. Bu yüzden, galerilerin sürülmesinde kumtaşlarının özellikleri, uygulanacak galeri açma yöntemi açısından ayrı bir önem taşımaktadır. Diğer kayaç türlerinin oranı, kumtaşlarına göre oldukça azdır. Acılık Geçiş Lağımında geçilen 30 m uzunluğundaki silttaşı formasyonu arızalı bölge olarak saptanmıştır. Lağımlarda geçilen kayaç türlerinin özellikleri ile ilgili veriler Çizelge 3' te verilmiştir.

O.D.T.Ü.' nün (1989) yaptığı bir çalışmaya göre, Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının sağlam bir yapıya sahip olduğu saptanmıştır. Formasyonların büyük bir kısmını kumtaşı oluşturması ve bunların yüksek RMR değerlerine sahip olması bunun bir göstergesi olarak kabul edilmektedir. Kayaç türlerinin RMR değerleri ve tanımları Çizelge 2' de verilmiştir.

Çizelge 2. TTK Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının RMR değerleri ve tanımları (O.D.T.Ü., 1989).

Kayaç türü	RMR değeri+	RMR tanımı
Kiltaşı	30–40	Zayıf kaya
Silttaşı	50–60	Orta kaya
Kumtaşı	75–85	İyi - Çok iyi kaya
Konglomera	80–85	Çok iyi kaya

+ Ortalama değerler alınmıştır

4. DENEYLER, İNCELEMELER VE SONUÇLAR

Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının kazılabilirlik tayini için dayanım deneyleri, petrografik incelemeler ve aşınma deneyi yapılmıştır. Dayanım deneyi ve petrografik incelemelerden elde edilen sonuçlar yardımıyla aşınma indeksleri hesaplanmıştır. Aşınma deneyinden elde edilen verilerle de keski aşınması ile aşınma indeksleri arasındaki ilişki incelenmiştir.

4.1. Dayanım Deneyleri ve Petrografik İncelemeler

İşletmenin Kuzey (-250), Güney (-250) ve Acılık Geçiş (-170) Lağımlarından alınan numunelerin tek eksenli basınç, çekme ve nokta yük dayanım değerleri saptanmıştır. Ayrıca, ince kesit yoluyla kayaçların içerdikleri kuvars ve feldspat miktarı ve bunların ortalama tane boyutları belirlenmiştir. Bu veriler yardımıyla, Eşitlik 1' e göre kayaçların aşınma indeksleri hesaplanmıştır. Feldspat miktarı düşük olduğundan indekslerin hesaplanmasında bu değerler dikkate alınmamıştır. Deney ve incelemelerle ilgili sonuçlar Çizelge 3' te verilmiştir.

4.2. Aşınma Deneyi

Aşınma deneyi bir matkap tezgahı kullanılarak yapılmıştır. Bunun için tezgah ek aletlerle donatılarak, numuneler sabit koşullar altında 220 N baskı kuvvetiyle 2 m çizilmiştir. Çizilen yolun uzunluğu çizme pergelinin çapı ve çizilen daire sayısı yardımıyla hesaplanmıştır. Çizme işi ise, döndürme kolunun kullanılmasıyla yapılmıştır (Şekil 4). St 50 çeliğinden imal edilmiş, uçları 90 derece konik ve 0,3 mm'ye kadar köreltilmiş keskiler, çizme işinden önce ve sonra tartılarak aşınma miktarı mg olarak saptanmış ve çizilen numunelerin aşınma indeksleri hesaplanmıştır (Çizelge 4). Aşınma miktarları ile aşınma indeksleri arasında ilişki kurulmuştur. İlişkide bu iki büyüklük arasında doğrusal bir bağıntının olduğu saptanmıştır (Şekil 5).

Çizelge 3. Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının dayanım ve petrografik özellikleri.

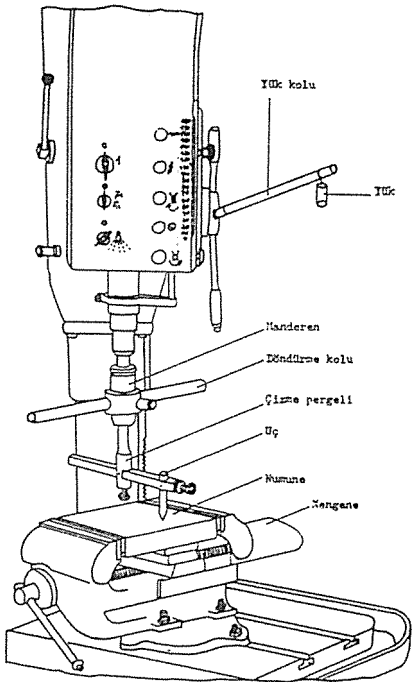
Ölçülen büyüklük	Birim	Kuzey Lğ.		Acılık G. Lğ.		Güney Lğ.
		İnce t. kumtaşı	Orta t. kumtaşı	İri t. silttaşı	Siltli kiltaşı	Konglomera
Tek ek. basınç day.	MPa	109,85	104,33	75,35	45,69	32,00
Çekme day.	MPa	10,25	9,86	10,77	5,21	3,91
Nokta yük day.	MPa	4,66	-	2,23	-	1,08
σ_c/σ_t oranı	-	10,72	10,58	7,0	8,77	8,18
Kuvars miktarı	%	65,45	69,00	27,00	12,00	-
Kuvars tane boyutu	mm	0,244	0,299	0,060	0,010	-
Aşınma indeksi	N/mm	1,640	2,030	0,170	0,006	-

Çizelge 4. Numunelerin çizilmesinde meydana gelen aşınma miktarı G ve çizilen numunelerin aşınma indeksi F.

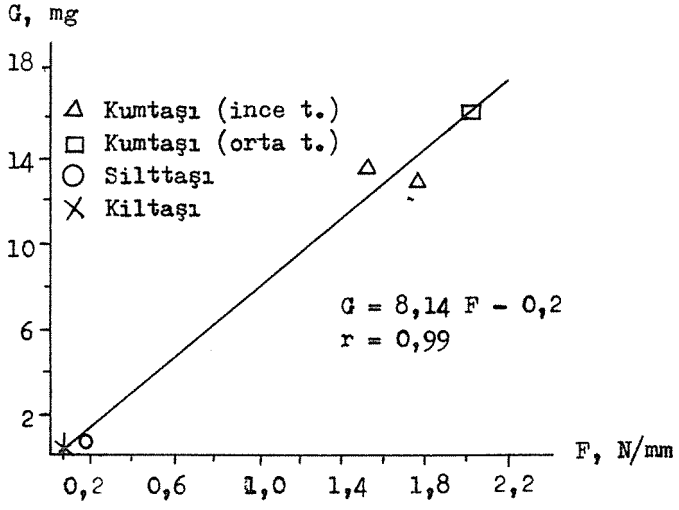
Numune No.	1	3	4	5	7
Kayaç türü	İnce taneli kumtaşı	Orta taneli kumtaşı	İnce taneli kumtaşı	İri taneli silttaşı	Siltli kiltaşı
G, mg	13,050	16,175	13,650	0,450	0,267
F, N/mm	1,760	2,030	1,510	0,170	0,006

5. KAZILABİLİRLİK TAYİNİ

Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının kazılabilirlik tayini Çizelge 5' deki kriterlere ve bunların değerlerine göre yapılmıştır. Buna göre, buradaki kumtaşları formasyonları, tek eksenli basınç dayanımı açısından kollu galeri açma makinaları ile kazılmaya uygun olmakla beraber, aşındırıcı özellikleri açısından bunun mümkün olmadığı görülmektedir. Bu kayaçların aşınma indeksi 1,5 - 2,0 N/mm gibi büyük bir değer olarak ortaya çıkmıştır. Bunun nedeni, kumtaşlarının kuvars içeriği ve bunların ortalama tane boyutunun yüksek olmasından



Şekil 4. Aşınma deneyi düzeneğinin genel görünüşü.



Şekil 5. Keski aşınması G ile aşınma indeksi F arasındaki ilişki.

Çizelge 5. Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının kazılabilirlik tayininde kullanılan kriterler.

Kazılabilirlik kriterleri	Birim	Kayaç türü			
		İnce t. kumtaşı	Orta t. kumtaşı	Silttaşı	Kiltaşı
Aşınma indeksi	N/mm	1,64	2,03	0,17	0,06
Tek eksenli basınç day.	MPa	109,85	104,33	75,35	45,69
RMR değeri ve tanımı	-	75 - 85 İyi-Çok iyi kaya		50-60 Orta kaya	30-40 Zayıf kaya
Sonuç	-	Kazılamaz		Kazılabilir	Kazılabilir

Açıklama: Aşınma indeksi 0,5 N/mm ' nin üzerinde olan kayaçlar kazılamazlar. Ancak, arında yoğun çatlak ve kırığın bulunduğu "zayıf" formasyonlarda, bu ölçütün 1 N/mm ' ye kadar çıkması mümkün görülmektedir.

kaynaklanmaktadır. Ayrıca, kumtaşı formasyonlarının yüksek RMR değerlerinden dolayı sağlam bir yapıya sahip olmaları, kazı hızının düşük olmasına neden olacaktır.

Silttaşı ve kiltaşı formasyonlarının kazılabilirlik kriterleri kabul edilebilir sınırın çok altındadır. Bu yüzden, bu kayaçların kollu galeri açma makinaları ile kazılması mümkün görülmektedir.

6. SONUÇ

Asma İşletmesi kömür çevre kayaçlarının yaklaşık % 80 'ini oluşturan kumtaşı formasyonlarının yüksek aşındırıcı özelliklerinden ve sağlam yapılarından dolayı kazı makinaları ile kazılmasının mümkün olmadığı saptanmıştır. Diğer taraftan, silttaşı ve kiltaşı formasyonları kazı makinaları ile kazılmaya uygun olmakla beraber, bunların oranı kazılması mümkün olmayan kayaçlara göre oldukça azdır. Başka bir deyişle, örneğin taban yollarında, taban ve tavan taşlarını kiltaşı ya da silttaşı oluşturmalı ki, kollu galeri açma makinaları ile kazı söz konusu olabilsin.

Bu yüzden, söz konusu işletmede galeri sürme randımanının artırılması, delme -patlatma yönteminin iyileştirilmesi yoluyla sağlanmalıdır. Nitekim bu yöntemle Almanya ' da, B 20 taban yollarında ortalama 3 m/gün ilerleme hızı elde edilmektedir (Wild, 1986). Asma İşletmesinde aynı

yöntemle B 10 taban yollarında elde edilen randıman yaklaşık 1 m/gün ' dür. Günümüzde delme patlatma yöntemi ile galeri sürmede birçok güçlü makinalar, delme ve patlatma teknikleri geliştirilmiştir. Delme işinde yüksek randımanlı deliciler ve jumbolarla, yükleme işinde yine yüksek randımanlı yükleyicilerle ve patlatma işinde geçikmeli kapsüller kullanılarak ateşlemenin bir defada yapılmasıyla şimdiki randımandan 3 - 4 kat daha fazla ilerleme hızının elde edilmesi mümkün görülmektedir.

KAYNAKLAR

ARI, H., 1990; "Kazılabilirlik Tayininde Aşınma ve Aşınma İndeksleri", Madencilik, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayın Organı, Ankara, Cilt 29, Sayı 4,s. 11 - 16.

FOWELL, R.J., and JOHNSON, S.T., 1982; "Rock Classification and Assesment for Rapid Excavation", Proc. Symp. Starata Mech. ed. I.W. Farmer, Elsevier, New York, 1982, pp, 241-244.

O.D.T.Ü., 1989; "Asma İşletmesi Kömür ve Kayaçlarının Kaya Mekaniği ve Dizayn Parametrelerinin Çıkartılmasının Araştırılması", O.D.T.Ü. Maden Mühendisliği Bölümü, Nihai Rapor: 1.

PLOMANN, H., 1979; "Die Beurteilung der Maschinellen Schneidbarkeit von Kohlen - Nebengesteinen", Glückauf - Forschungshefte 40 (1979) H.4, S. 142 - 147.

SCHİMAZEK,J und KNATZ, H., 1976; "Die Beurteilung der Bearbeitbarkeit von Gesteinen durch Schneid - und Rollenbohrwerkzeuge", Erzmetall, Pd. 29 (1976) H.3, S. 113 - 120.

WİLD, K.H., 1986; "Einsatzbereiche und Grenzen des Sprengvortriebs und des maschinellen Vortriebs", Glückauf 122 (1986) Nr. 1, S. 27-35.

JEOFİZİK YÖNTEMLER İLE MANYEZİT ARAMALARI

MAGNESITE EXPLORATION BY GEOPHYSICAL METHODS

Istvan G. FARKAS *
Mihaly VARGA *
Ahmet Tuğrul BAŞOKUR **

ÖZET

Manyezit aramalarında jeofizik yöntemlerin denenmesi amacıyla , manyetik , düşey elektrik sondajı , özdirenç profil ölçüsü ve düşey manyetik dipol elektromanyetik (Maxi-Probe) yöntemlerinden oluşan bir deneme etüdü Bursa ili Harmancık ilçesi Çakmak ocağında gerçekleştirilmiştir. Serpantin içersinde yeralan manyezit oluşumlarını saptamak için en güvenilir anomaliler Maxi-Probe yöntemi ile elde edilmiştir. Manyetik yöntem yapısal bilgiler vermekle birlikte , serpantin oluşumlarının doğrudan saptanmasına uygun değildir. İndüksiyon Polarizasyon (IP) yöntemi ise yararlı bir bilgi sağlayamamıştır. Özdirenç profili yönteminin kullanımında derin araştırma için akım elektrodları uzaklığı arttırılmak zorunda kalınmış ve yöntemin yanal ayrım gücü son derece azalmıştır. Düşey elektrik sondajı yönteminin kayaç birimlerinin gerçek özdirençlerini saptanmasında yararlı olduğu ve yardımcı yöntem olarak kullanılabileceği saptanmıştır.

Maxi-Probe yöntemi ile bulunan dört anomaliden üçünde sondaj yapılmış ve bu sondajlarda 14 metre , 5.5 metre ve 20 metre ekonomik değerde manyezit kesilmiştir.

* Eötvös Lorand Geophysical Institute of Hungary, P.O.B. 35 H-1440 Budapest, Macarıstan
** Ankara Üniversitesii Fen Fakültesi, Jeofizik Müh.Bölümü Beşevler-Ankara

ABSTRACT

Five geophysical methods , namely magnetics, vertical electrical sounding, electrical profiling , induced polarization and vertical magnetic dipol electromagnetic (Maxi-Probe) methods have been tested to find out the appropriate methos in magnesite exploration. The field survey has been carried out in Çakmak mine (Bursa). Maxi-Probe method proved to produce the most reliable anomalies which indicate the magnesite occurences within the host rock of serpentine. Magnetic method may be used to map the structure, but it is not suitable for unambiguous selection of prospective sites. Induced polarization (IP) method completely fails. Profiling method is also not appropriate due to loose of resolution for large electrode spacings which require for deep exploration. However , vertical electrical sounding method can be used to obtain intrinsic resistivities of rock units as complementary method.

Four boreholes have been suggested and three of them carried out to verify the anomalies obtained by Maxi-Probe method. Boreholes intersected 14 meters , 5.5 meters and 20 meters magnesite of economic interest.

1.GİRİŞ

Eötvös Lorand Geophsıcal Instıtuê of Hungary (ELGİ) şirketi ile MADKİM LTD. şirketine ait çakmak manyezit ocağı civarında bir jeofizik denemə etüdü gerçekleştirilmiştir. Çalıimanın amacı, manyezit aramaları için uygun jeofizik yöntemlerin ve olası yeni işletmə alanlarının saptanmasıdır. Çalışma alanı Bursa ili Harmancık ilçesi sınırlarındadır. Manyezit, serpantinler içerisinde damar veya mercekler şeklinde oluşmuştur ve bölgede küçük manyezit damarlarına ve yüzleklerine hemen hemen her yerde rastlanılmaktadır. Ancak, masif manyezit olarak adlandırılan tür fiziksel ve kimyasal özellikleriyle ekonomik değer taşımaktadır. Manyezit ve serpantinin oldukça farklı fiziksel özellik göstermeleri,

arama çalışmalarının jeofizik yöntemlerle yürütülebileceğine işaret etmektedir.

Çeşitli jeofizik yöntemler farklı fiziksel özellikleri ölçmektedir. Etüd öncesinde yapılan hesaplama ve varsayımların jeolojik koşullarda geçerliliğinin gözlenmesi ve denenen yöntemler içinde en etkili yöntem veya yöntemlerin seçimi ve tartışılması bu bildirinin konusunu oluşturmaktadır.

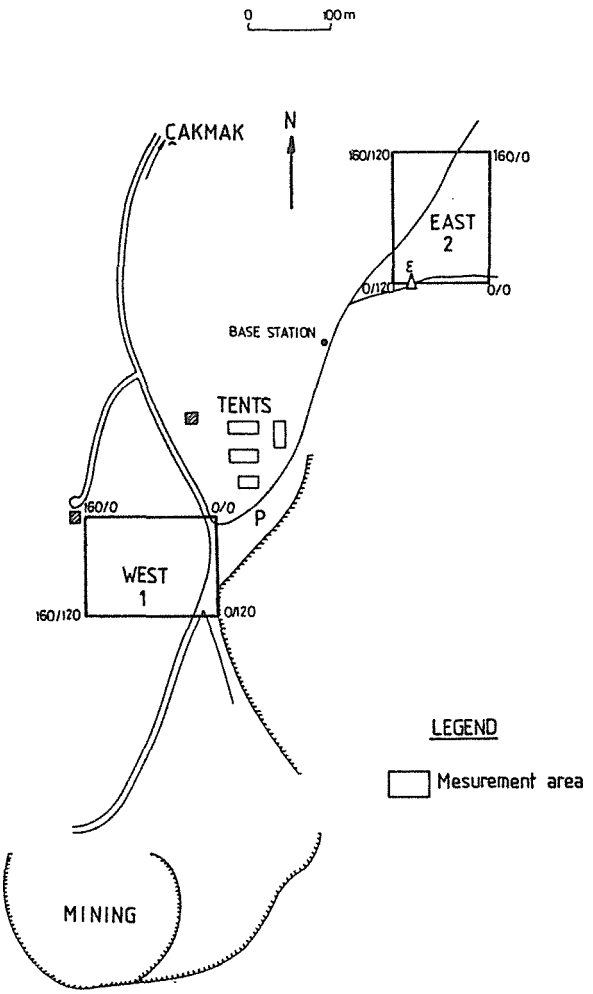
2. ÇALIŞMA ALANI

Çalışma alanının şeması Şekil 1 de verilmiştir. BATI ve DOĞU olarak adlandırdığımız iki ayrı alanda 120 metre boyunda dokuzar adet profilde ölçü alınmıştır. Profil aralıkları 20 metredir ve profiller üzerinde 10 metre aralıklı 13 adet ölçü noktası bulunmaktadır. Ölçü alanlarının boyutu 120x160 m^2 dir. Her alanda 117 adet olmak üzere toplam 234 adet ölçü noktası bulunmaktadır. Ölçümler beş ayrı jeofizik yöntem kullanılarak 26-30 Ocak 1989 tarihleri arasında gerçekleştirilmiştir. Bunlar, manyetik, düşey elektrik sondajı , elektrik profil ölçüsü, indüksiyon polarizasyon (IP) ve Maxi-Probe yöntemleridir. İzleyen bölümde bu yöntemlerin kullanımı açıklanmaya çalışılmıştır.

3. JEOFİZİK YÖNTEMLER

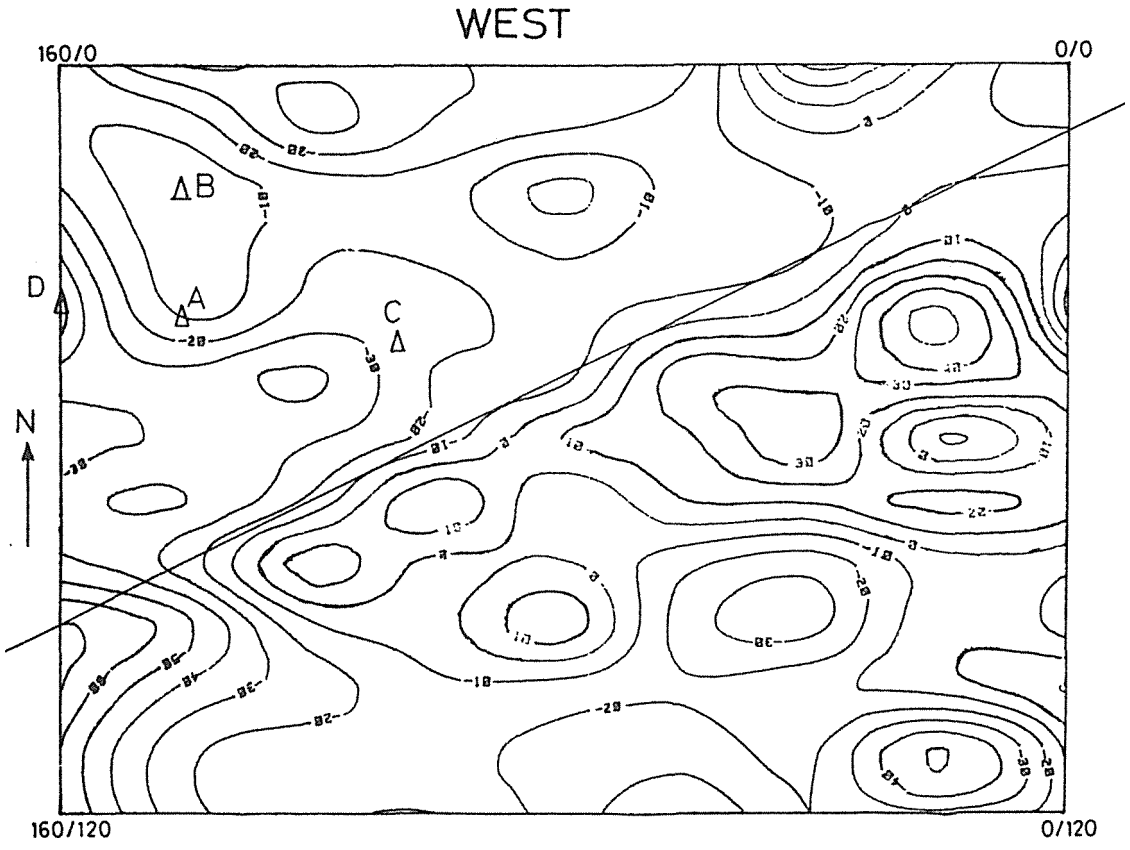
3.1. Manyetik Yöntem

Araziden toplanan manyezit örnekleri üzerinde yapılan laboratuar ölçümleri sonucunda , serpantinin manyetik özellik gösterirken , manyezitin herhangibir manyetik özelliği olmadığı görülmüştür. Manyezitin saflığının artmasıyla manyetik duyarlılık azalmaktadır ve saf manyezitin duyarlılığı sıfıra yakındır. Sayısal sonuçlar jeofizik etüd için yeterli farklılığın bulunduğunu belirlediğinden , bu yöntemin denenmesine karar verilmiştir.



Şekil 1. Ölçü alanının şeması

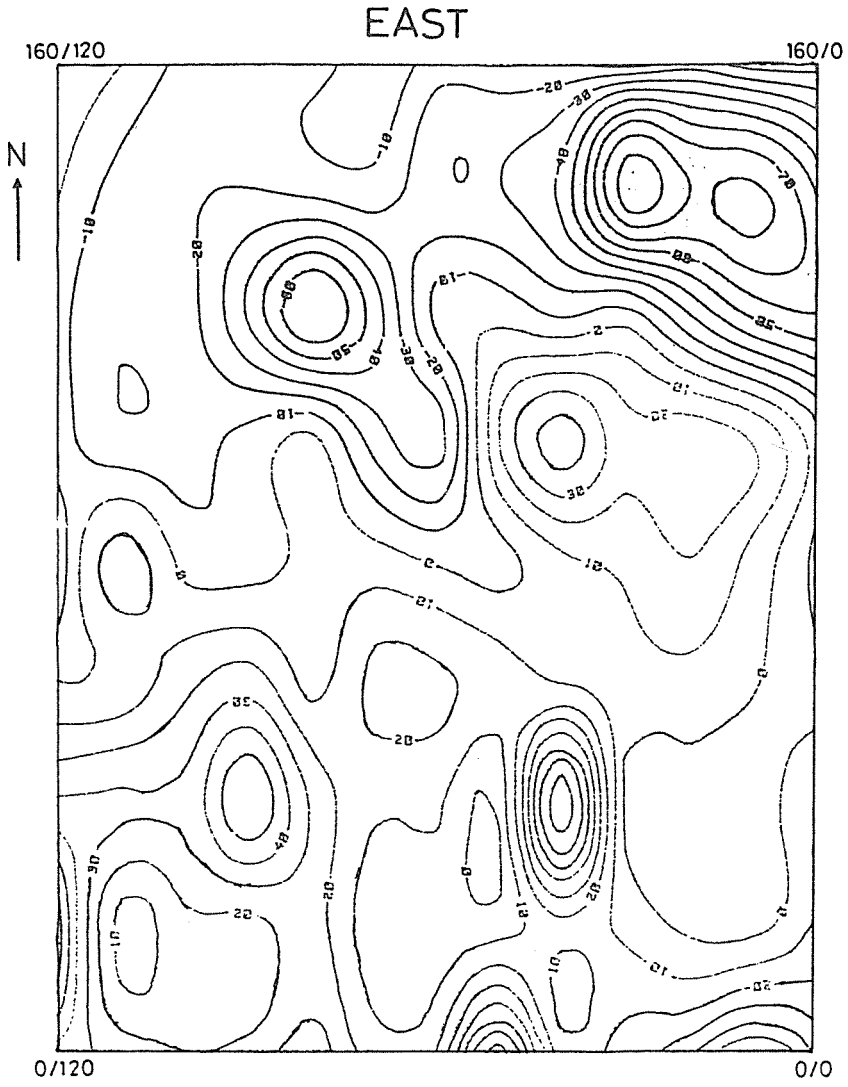
Ölçümlerde Geometrix firmasının G-816 manyetometresi kullanılmıştır. 10 nT aralıklar ile konturlanan manyetik alan haritaları Şekil 2 ve 3 de görülmektedir. Manyetik alan değerleri , sıfır değeri atanan baz istasyonuna göre hesaplanmıştır. BATI alanında manyetik alan değerleri +50



Şekil 2. BATI alanı manyetik toplam alan haritası.
Ölçek: 1/1000.

ve -70 nT arasında değişmektedir. Manyetik alan değerlerine göre saha yapısal olarak kuzeydoğu-güneybatı yönlü bir hat ile ikiye bölünmektedir. Bu hattın kuzeyinde kalan bölgede manyetik alan değerleri oldukca düşük olup , manyezit oluşumu beklenebilir. DOĞU sahasında ise manyetik alan değerleri +80 ve -97 nT arasında düzensiz bir dağılım göstermektedir ve bu küçük çaptaki anomalileri kullanarak sonuca ulaşmak oldukca güç gözükmektedir.

Manyetik yöntemle alınan sonuçların irdelenmesi ile manyezit ile serpantinin arasındaki büyük manyetik duyarlılık farkına rağmen, manyezit oluşumunun üstünde ser-

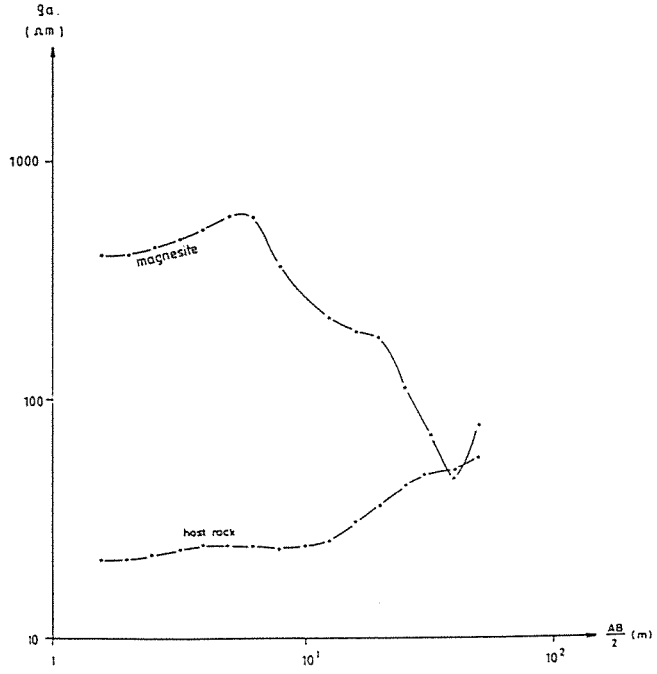


Şekil 3. DOĞU alanı manyetik toplam alan haritası.
Ölçek: 1/1000.

patinin ayrışmış olması durumunda belirgin bir anomali elde edilemeyeceği anlaşılmaktadır. Manyetik yöntemin, manyezit aramalarında yardımcı yöntem olarak kullanılabileceği ve ayırt etme gücünün serpantinin ayrışma koşullarına bağlı olduğu sonucuna varılmıştır.

3.2. Düşey Elektrik Sondajı

Yöntem , manyezit ile serpatinin elektrik özdirencini saptamak amacıyla gerçekleştirilmiştir. Akım elektrodları (A ve B) ile yere verilen akımın yarattığı potansiyel farkı iki potansiyel elektrodu (M ve N) yardımı ile ölçülmüştür. Schlumberger elektrod açılımı ile ölçüler alınmış, M ve N aralığı 1 metre olarak sabit tutulurken , AB uzaklığı 3 metreden 100 metreye kadar açılarak elektrik sondaj ölçüsü yapılmıştır. Şekil 4 de AB/2 yarı uzaklığına bağlı olarak çizilen görünür özdirenç grafiği görülmektedir. Manyezit ve serpantin üzerinde alınan iki elektrik sondaj eğrisinde görüldüğü gibi , ikisi arasında büyük özdirenç farklılıkları bulunmaktadır. Çeşitli noktalarda yapılan dört adet elektrik sondaj sonuçlarına göre serpantinin elektrik özdirencinin 20-40 ohm-metre a-



Şekil 4. Manyezit ve Serpantin üzerinde ölçülen düşey elektrik sondajı görünür özdirenç eğrileri.

ralığında değişmekte olduğu, manyezitin ise 1000 ohm-metreden büyük olduğu saptanmıştır.

3.3. Elektrik Profil Ölçüsü

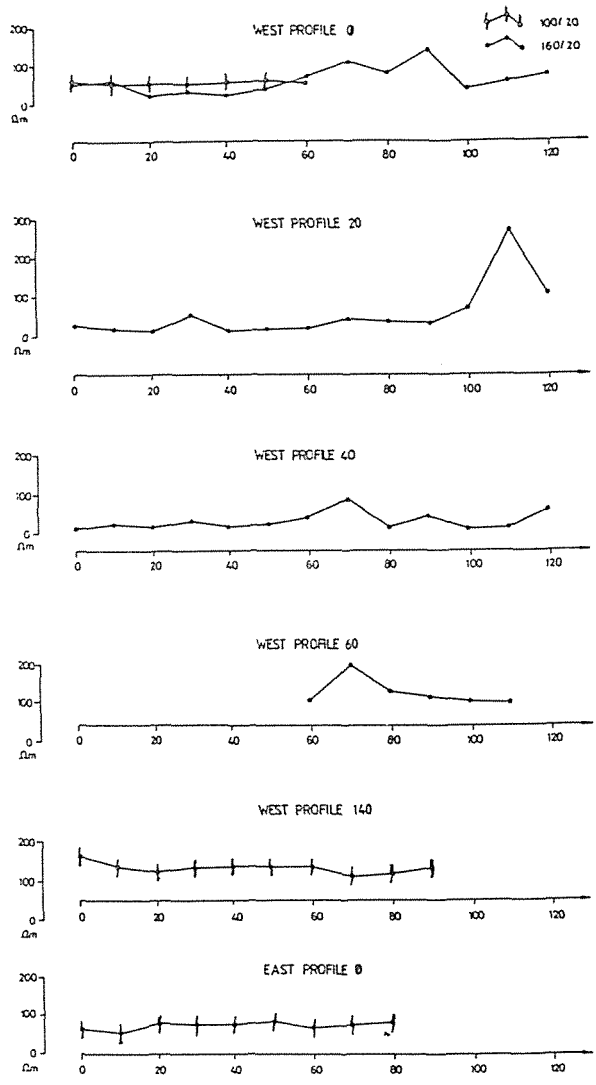
Profil ölçüsü yöntemi 6 değişik hat üzerinde denenmiştir (Şekil 5). Potansiyel elektrodları arası 20 metre iken 100 ve 160 metre olmak üzere iki değişik akım elektrodu uzaklığı kullanılmıştır. Yaklaşık 20-25 metrelik araştırma derinliğine karşılık gelen 100 metre AB uzaklığında profil boyunca herhangibir özdirenç değişimi ölçülememiştir. Yaklaşık 30 - 40 metre araştırma derinliğine karşılık gelen 160 metre AB uzaklığında ise yanal görünür özdirenç değişimleri ölçülmüştür. AB uzaklığının artırılması durumunda, yanal çözüm gücü azalacağından bu yöntem ile ancak büyük boyutlardaki manyezit oluşumlarının saptanabileceği sonucuna varılmıştır.

3.4. IP Yöntemi

Manyezitin herhangibir IP etkisinin olmadığı bilinmektedir. Bu nedenle IP değerleri çok küçük olan bölgelerin haritalanması ile manyezit aranmasının gerçekleştimesi düşünülebilir. Ancak, bu sahada serpantinin beklenenden daha düşük IP etkisi vermesi nedeniyle , en azından bu bölgede IP yönteminin manyezit aranmasında kullanılamayacağı sonucuna varılmıştır.

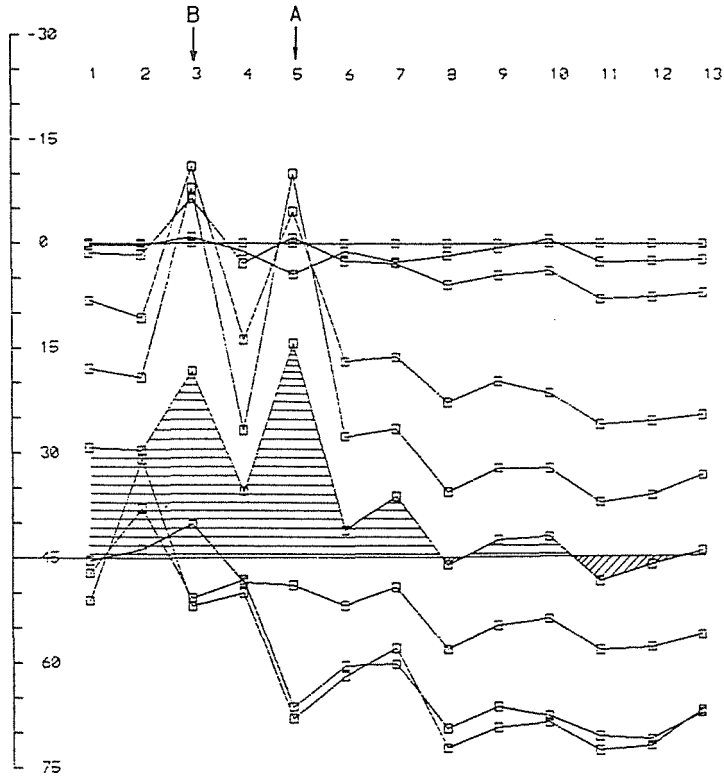
3.5. Düşey Manyetik Dipol Elektromanyetik Yöntemi

Ticari adı ile "Maxi-Probe" olarak bilinen yapay kaynaklı elektromanyetik yöntem elektrik özdirenç farklılıklarının saptanması amacıyla geliştirilmiştir. Sistem, verici ve alıcı birimlerden oluşmaktadır. Yere serilen çember şeklindeki bir kabloya verilen kare dalga akım ile belirli bir frekansta elektromanyetik alan yaratılmaktadır. Yerin bu alana yanıtı alıcı birim ile ölçülür. Alı-



Şekil 5. Elektrik profil ölçüsü sonuçları.

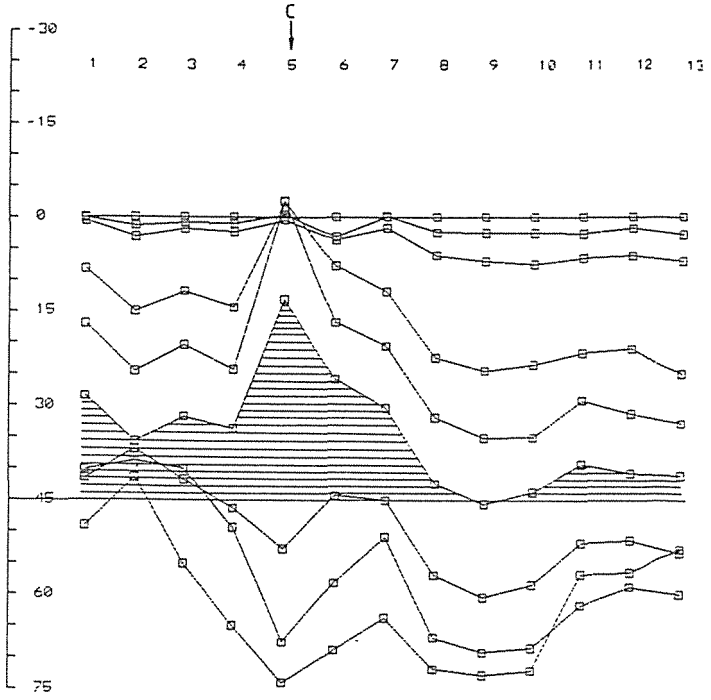
cı birimde ölçülen parametreler , manyetik alanın radyal ve düşey bileşenlerinin oranının genlik ve fazıdır. Ayrıca , manyetik polarizasyon elipsinin eğim açısı da saptanabilir. Ölçümler 1 - 60 000 Hz arasındaki ayrık frekanslarda yinelenir.



Şekil 6. BATI alanı 140 profili Maxi-Probe eğim açısı değerleri. A ve B anomali noktalarıdır.

Yöntemin saha uygulamasında "elektromanyetik profil" ölçü alım tekniği ile eğim açısı değerleri ölçülmüştür. Alıcı ve verici uzaklığı 200 metre olarak sabit tutulmuş ve alınan ölçüler alıcının bulunduğu noktaya atanmıştır. Her ölçü noktasında sekiz frekansta , manyetik polarizasyon elipsinin eğim açısı ölçülmüştür. Eğim açısının değeri (T) , elektromanyetik alanın frekansına (f), verici ve alıcı birim arasındaki uzaklığa (L) ve yerin özdirencine (ρ) bağlıdır:

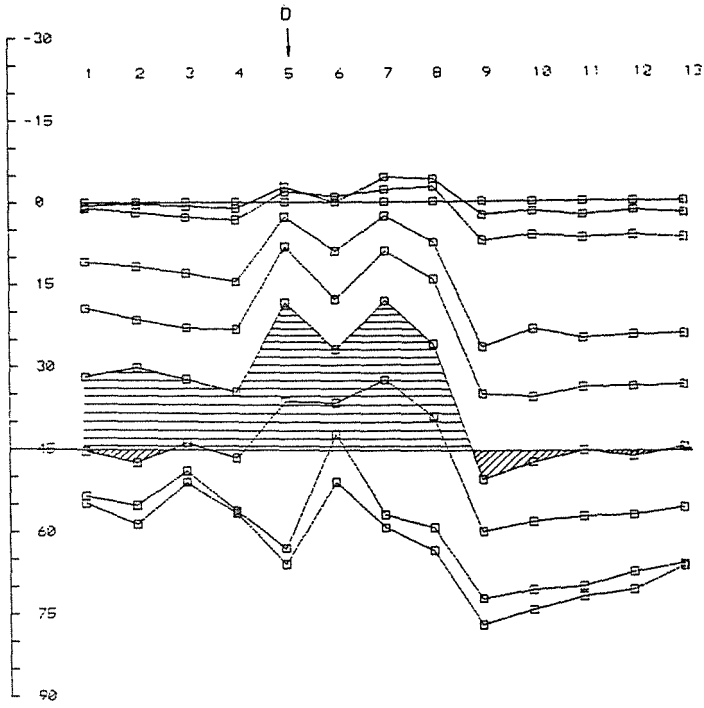
$$T = \text{fonksiyon}(L \sqrt{f/\rho})$$



Şekil 7. BATI alanı 100 profili Maxi-Probe eğim açısı değerleri. C anomali noktasıdır.

Elektromanyetik alanın etki derinliği kullanılan frekansa bağımlı olduğundan, yüksek frekanslar sığ, düşük frekanslar ise daha derinlerden bilgi getirmektedir.

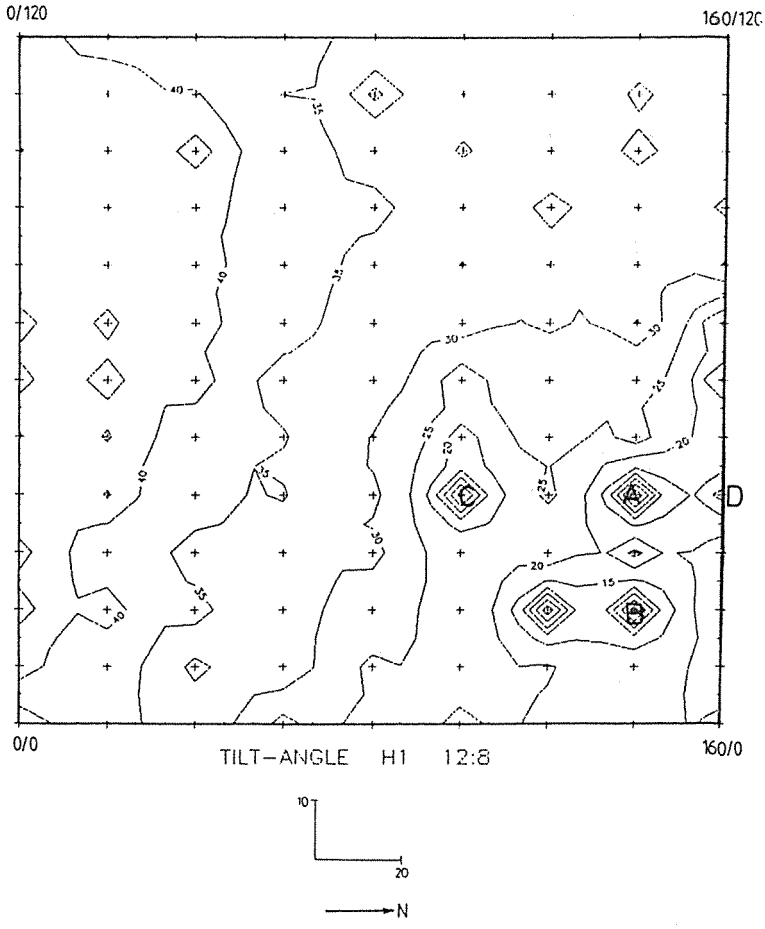
Ölçümler sabit verici-alıcı uzaklığı ile gerçekleştirilir ise , belirli bir frekanstaki eğim açısının uzaklığın fonksiyonu olarak grafiklenmesi ile yaklaşık olarak sabit bir derinlikteki yanal özdirenç değişimi bir hat boyunca elde edilebilir. Bu durumda , özdirenç azaldıkca eğim açısı değerlerinin artması ve özdirencin yükselmesi ile eğim açısı değerlerinin azalması gerekecektir. Manyezit içinde bulunduğu serpantinden özdirenç değeri olarak oldukca yüksek değere sahip olduğundan, eğim açısının minimum olduğu bölgeler etüdün amacı açısından önem taşıyacaktır.



Şekil 8. BATI alanı 160 profili Maxi-Probe eğim açısı değerleri. D anomali noktasıdır.

Her iki sahada sekiz ayrık frekansta ölçülen eğim açısı değerleri uzaklığın fonksiyonu olarak grafiklenmiştir. En altta bulunan eğri en yüksek frekansa (58 594 Hz) , en üstte bulunan eğri ise en düşük frekansa (229 Hz) aittir. Arazideki özdirenç dağılımına bağlı olmakla birlikte , araştırma derinliğinin yaklaşık 50-70 metre aralığında olduğu hesaplanmıştır. Alıcı ve verici uzaklığını , ölçü frekansını değiştirerek inceleme derinliği arttırılabilir. Ancak, anılan derinlikler bu etüdün amacı için yeterli görülmüştür.

Eğim açısı değerlerinin yorumunda temel alınan düşünceler izleyen şekilde özetlenebilir.



Şekil 9. BATI alanı eğim açısı haritası. A , B , C ve D anomali noktalarıdır.

a) Eğim açısı profil boyunca değişmiyorsa, jeolojik ortamda değişmemektedir ve manyezit yoktur.

b) Eğim açısı değerleri değişme gösterdiğinde minimum değerlerin manyezit oluşumuna işaret etmesi beklenebilir. Anomalinin genişliği ise manyezit oluşumunun genişliği ile orantılı olacaktır.

Bütün profiller üzerinde gerçekleştirilen eğim açısı ölçmeleri sonucunda DOĞU sahasında önemli bir anomali elde edilememiştir. BATI sahasının kuzey-batı bölgesinde eğim açısı oldukça küçük değerler göstermiş ve A, B, C ve D harfleri ile gösterilen anomali noktaları saptanmıştır. Şekil 6, 7 ve 8 de bu anomalileri kapsayan sırasıyla 140, 100 ve 160 profilleri görülmektedir. Şekil 9 da görülen eğim açısı haritasında, bu anomali noktaları daha belirgin olarak görülmektedir. Arazide yalnızca eğim açısı profil ölçüsü alındığından, anomalilere neden olan kütlelerin derinliği için doğru bir kestirimde bulunmak güçtür. Ancak, anomali elde edilen frekanslar gözönünde tutularak yaklaşık bir tahminde bulunulabilinir.

4. SONUÇ

Maxi-Probe yöntemi ile saptanan ve A, B, C ve D olarak adlandırılan dört anomaliden, A, B ve D noktalarında açılan sondajlar, sırasıyla 14 metre, 5.5 metre ve 20 metre işletilebilir manyezit kesmiştir. C noktasında ise sondaj yapılmamıştır. Sondaj sonuçlarına göre Maxi-Probe yönteminin manyezit aramalarında kullanılabileceği görülmektedir. Büyük alanların etüdü gerektiğinde VLF (Very Low Frequency) yöntemi ile ön arama yapılabilir. VLF yöntemi ile çabuk ve ucuz olarak saptanacak alanlarda Maxi-Probe yöntemi ile ayrıntılı çalışmalar yürütülebilir. Düşey elektirik sondajı ve manyetik ise gerektikçe kullanılabilir.

ANKARA ANDEZİTİ KIRILMA TOKLUĞUNUN ARAŞTIRILMASI

AN INVESTIGATION ON THE FRACTURE TOUGHNESS OF ANKARA ANDESITE

Nejdet KÖKSAL*

ÖZET

Bu araştırmada, çift kirişli kaya örneklerinde kırılma deneyleri için, kırılma deneyi cihazı kurulması ve Ankara Andezitinde kontrollu çatlaklar geliştirerek kırılma tokluğunu ve mikroçatlak bölgesinin büyüklüğünün saptanması sunulmuştur. Deneyler bu çalışma için önemli olan mekanik özelliklerin saptanması ile başladı. Mikroçatlak miktarının saptanması için değişik gerilme düzeylerinde önceden basılarak mikroçatlak geliştirilmiş örneklerin parlak kesitleri mikroskop altında çalışıldı. Çift kirişli numuneler denenerek elde edilen deplasman-yük ilişkisinin sonuçları bu tip örneklerde kontrollü çatlak geliştirerek, kırılma tokluğunun değerlendirilmesinde kullanılmıştır.

Öngerilmesiz örneklerde kırılma tokluğu değeri 0.90 MN $m^{-3/2}$ olarak bulunmuştur. Kırılma tokluğu, tek eksenli basma dayanımı değerinin %50'si kadar basılarak mikroçatlak geliştirilmiş örneklerde 0.79 MN $m^{-3/2}$ ve %80'i kadar basılarak mikroçatlak geliştirilmiş olanlarda 0.50 MN $m^{-3/2}$ olarak bulunmuştur.

* Dr. Maden Yüksek Mühendisi K.G.M. Teknik Araştırma Dairesi Başkanlığı, Ankara

ABSTRACT

This paper describes a fracture testing set-up which was built to carry out fracture test on double cantilever beam rock specimens and the determination of the fracture toughness and the size of the process zone around a stable crack propagating in Ankara Andesite sample. Experimental work started with the determination of mechanical properties that are significantfor the study. Polished sections of specimens microcracked by prestressing were stutied under microscope to determine the extend of microcracking. Results of experimental compliance calibration on double cantilever beam specimens were used for the evaluation of fracture toughness tests that were carried out by driving stable cracks thorough these specimens.

Fracture toughness value of unstressed sample was found to be 0.90 MN $m^{-3/2}$, it decreased to 0.79 MN $m^{-3/2}$ for the sample stressed at 50 % of uniaxial compressive strength and further to 0.58 MN $m^{-3/2}$ at 80 % of uniaxial compressive strength.

1. GİRİŞ

Temel olarak, keskin çatlak içeren malzemelerin çatlak enerjisi hesabında iki yöntem vardır. Bunlardan biri "Enerji Yaklaşımı" dır. Bu yöntemde "G_C" kritik enerji salımı oranı olarak bilinir ve bir malzemede, çatlağın ilerlemesi ile, çatlak alanında bir birimlik bir artışı sağlayabilecek iş olarak tanımlanabilir. G_C bir materyal özelliğidir ve eğer biliniyorsa, her hangi bir geometrik şekilde, çatlak meydana getirebilecek ya da mevcut çatlağı ilerletebilecek yük miktarı hesaplanabilir. Bu, çatlak uzunluğunu biraz artırarak ve uygulanan yük nedeni ile enerji salımını irdeleyerek yapılabilir. Çatlak alanında enerji salımına G dersek ve eğer $G < G_C$ ise çatlak dengeli (İlerlemiyor), eğer $G = G_C$ çatlak kritik dengede ve eğer $G > G_C$ ise çatlak dengesiz ve ilerliyor. Bazen bu "G" değeri "çatlak süren yük" olarak tanımlanır.

$$G_I = \frac{P^2}{2B} \cdot \frac{dc}{da} \qquad (1)$$

Bu formülde P uygulanan yük(MPa), B örneğin kalınlığı(m), dc/da ise yük deplasman eğrisinin çatlak boyu "a" ile değişim oranıdır. Diğer yöntem ise "Gerilme Yoğunluğu Faktörü"dür. Bu yöntem gerilme yoğunluğu faktörü "K" ya dayanır. K çatlak ucundaki gerilme şiddetinin miktarını gösterir.

Uygulanan yük nedeni ile kritik dengedeki bir çatlak için, kohezyon yükleri uygulanan yük nedeni ile meydana gelen gerilmelerin bileşiminde aşağıdaki eşitlik yazılabilir.

$K_{uygulanan\ yük} + K_{kohezyon\ yükleri} = sabit$

Çatlağın ilerlemeye başlaması anında ise;

$K_{uygulanan\ yük} = - K_{kohezyon\ yükleri} = sabit$

Bu sabit değer K_c olarak tanımlanır ve G_c gibi bir materyal özelliğidir.

Gerilme yoğunluğu faktörü K, gerilme uygulanan parçanın geometrisine ve uygulanan yüke bağlıdır. Bu nedenle çeşitli geometrik şekillerin, gerilme yoğunluğu faktörleri çözülmüştür.

Kritik gerilme yoğunluğu faktörü, başlangıçta, çatlak uzunluğunun artması ile artmaktadır. Daha sonra asimptot bir değere ulaşır. Bu değere "Kırılma tokluğu" denir. Çift kirişli numune için gerilme yoğunluğu faktörü çözümü, sabit yük durumunda,Kanninen (1973) tarafından verilmiştir.

$$K_{Ic} = \frac{2\sqrt{3}P}{Bh^{3/2}} (a + 0.64h) \qquad (2)$$

Burada, K_{Ic}(MN $m^{-3/2}$) ve h kiriş boyu(m)'dur.

Teorik olarak çatlak ucunda gerilmeler sonsuz olur, ancak gerilmeler sonsuz olmadan önce çatlak ucunda doğrusal olmayan davranışlar gözlenir, bu elastik olmayan deformasyon "Mikroçatlaklaşma" ve bu kısmada "Mikroçatlak Bölgesi" denir(Hoogland ve ark. 1973; Labuz ve ark.,1987). Bu bölgenin büyüklüğü "En fazla normal gerilme kriteri"ne göre;(Rossmanith,1983)

$$r(\theta) = \frac{1}{2\pi}\left[\frac{K_{Ic}}{\sigma_t}\right]^2 \left[\cos\frac{\theta}{2}\left(1+\sin\frac{\theta}{2}\right)\right]^2 \qquad (3)$$

ifade edilebilir.

Burada;σ_t:Çekme dayanımı (Mpa) ve $\Theta = 0° - 360°$ arasında değişen açılar.

Son zamanlarda yapılan araştırmalarda, çatlağın ilerlemesi, gerilmelerin yoğunlaş-

ması ile mikroçatlakların artması sayesinde olduğu anlaşılmıştır. (Day ve Wang,1981; Fonseka ve ark.,1985; Sangha ve ark.,1974)

Muhtelif öngerilmelerin etkisinde kalmış ve mikroçatlaklar geliştirilmiş örneklerde, mikroçatlak yoğunluğunun kırılma tokluğu üzerine etkisi araştırılmamış ve karışık bir olay olduğu saptanmıştır. Kırılma Mekaniğinin yaklaşımları, kırılma tokluğu ve mikroçatlak yoğunluğu arasındaki ilişkiyi araştırmak için kullanılabilir.

2. KIRILMA TOKLUĞUNUN KAYAÇLARDA VE MADENCİLİKTE UYGULAMA YERLERİ

Kırılma mekaniği çalışmalarının madenciliğe ve kayaçlara uygulanması üç sınıfta toplanabilir (ISRM Comission on Testing Methods,1988)

a. Sınıflandırma Parametresi Olarak

Kayaçlar Kırılma tokluğu sonuçlarına göre Gunsallus ve Kulhawy (1984) tarafından sınıflandırılmış ve daha uygun sonuçlar verdiği gözlenmiştir.

b. Indeks Sayısı Olarak

Kırılma tokluğu araştırmalarından, kesici kuvvetlerinin ve kuvvet-ilerleme ilişkisinin öngörülmesinde kullanılmıştır (Nelson ve Fong, 1986).

Ayrıca kayaçların parçalanma büyüklüğünün dağılımı ile ilgili modelleme ve öngörülmeside yapılabilmektedir (Shochly ve ark., 1974).

c. Malzeme Özelliği Olarak

Kayaçların kırılma tokluğu değerleri aşağıda sayılan şekillerde kullanılabilinir.

Kayaçların patlatma ve parçalanma modellemesinde
(Bieniawski, 1967 ve Ouchterlony, 1974)
Hidrolik parçalanmada
(Boone ve arkadaşları, 1986; Reogiers ve arkadaşları,1982)
Deprem ve çatlak hızı hareketinin öngörülmesinde
(Stecher ve Fourney, 1981; Tapponier ve Brace,1976)
Beton ve seramik modellemesinde
(Hillerbourg ve arkadaşları, 1976; Kobayashi ve Du, 1986; Hoagland ve Emburry, 1980; Evans ve Faber, 1981)
Tünel açma makinalarının verimliliğinin öngörülmesinde
(Nelson ve arkadaşları, 1985)
Kompazit kirişlerin modellemesinde
(Williams, 1987; Kobayshi ve Du, 1986)

3. KIRILMA DENEYİ CİHAZI SİSTEMİ

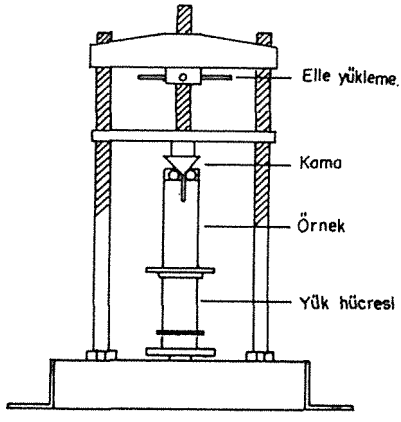
Hoagland ve arkadaşlarının (1973) çalışmalarına dayanarak ve ASTM E 399 standartını gözönüne alarak, çift kirişli numunelerde, kırılma deneylerini yapabilecek deney sistemi geliştirilmiş ve Orta Doğu Teknik Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü atelyesinde imal edilmiştir.

Kırılma deneyi sistemi altı parçadan oluşmaktadır.

i- Taşıyıcı çerçeve
ii- Yükleme sistemi
iii- Yük ölçme sistemi
iv- Deplasman ölçme sistemi
v- Sinyal değerlendirici
vi- Kayıt cihazları

3.1. Taşıyıcı Çerçeve

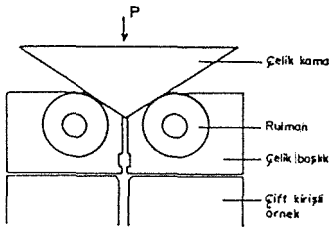
Yükleme sistemi ve yük ölçme sistemini üzerine monte edilmiş olan 40 cm genişliğinde ve 85 cm boyunda esnek olmayan, çelikten yapılmış çerçevedir. (Şekil 1).



Şekil 1. Çatlak testi cihazının şematik gösterilmesi.

3.2. Yükleme Sistemi

Çift kirişli numuneler hareketli bir çelik kama vasıtası ile yüklenmiştir. Çift kirişli numunenin kolları, bu içi boş kama vasıtası ile dışa doğru itilerek yüklenir. Çelik kama, örneğin üst kısmına yapıştırılmış ve dört adet rulmanla donatılmış iki adet başlık üzerine basarak yükü numuneye uygun şekilde transfer eder (Şekil 2).



Şekil 2. Kama yükleme sisteminin gösterilmesi

Çitf kirişli numunede kontrollü çatlak geliştirmek için, çelik kamanın açısı 105° ve 120° arasında bir dizi deney yaparak, 110° olarak tespit edilmiştir.

3.3. Yük Ölçme Sistemi

Yük ölçümleri, 50 kN'luk bir yük hücresi ile yapılmıştır. Yük ölçümü için tasarlanan bu hücre ODTÜ Maden Mühendisliği bölümü atelyesinde imal edilmiştir.

3.3.1. Yük Hücresi Tasarımı

Uygulanacak yük seviyelerini düşünerek, için boş silindirik bir yük hücresi tasarlanmıştır. Yük hücresinin dış yarıçapı 33.98 mm ve iç yarıçapı 32 mm'dir.

Hücre kesit alanı 4.103 cm^2'dir

İmalatta kullanılan Ç-1020 çeliğinin dayanım gücü 410 - 540 MPa'dır

Uygulanabilir en fazla yük, dayanımın 2/3'dür. Buradan 113-150 kN olarak bulunur.

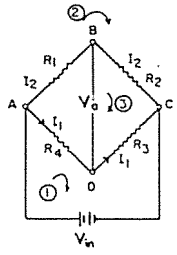
L/D 1.5 olduğunda yük hücresi boyu 10.5 cm'dir.

Kısmen aktif tam köprü bağlantı düşünülmüş (Şekil 3) ve çıkış voltajı

$$V_o = \frac{V_{in}\ GF}{2} \left(\frac{P}{AE} (1 + \nu) \right) \qquad (4)$$

olarak formüle edilmiştir.

V_o - Çıkış Voltajı (mV)
V_{in} - Giriş Voltajı (mV)
GF - Birim deformasyon ölçer faktörü
P - Uygulanan yük (kN)
ν - Poisson oranı
A - Yük hücresi kesit alanı (m^2)
E - Ç-1020 çeliğinin Elastik sabiti (kN/m^2)



Şekil 3. Yük hücresi köprü devresi

Burada,I: Kollardaki akım şiddetleri
R : Kollardaki dirençler
V_{in},V_o = Köprü girişi ve çıkışı voltajı.

3.3.2. Yük Hücresi Köprü Devresi Analizi

Uygulanan yükün, giriş voltajının ve Ç-1020 çeliğinin özelliklerinin deney anındaki gibi olduğu düşünülerek aşağıdaki analiz yapılmıştır.

Uygulanan yük;9.807 N-9.807 kN arasında değişmektedir.
GF = 2.00
Poisson oranı = 0.35 (Ç 1020 çeliği için)
Young Modulus = 200 000 MN/m^2
V_o = Köprü çıkış voltajı
V_{in} = " giriş voltajı = 2 Volt
P = 9.807 N olduğunda, Vo = 0.3226 mV olarak hesaplanmıştır.

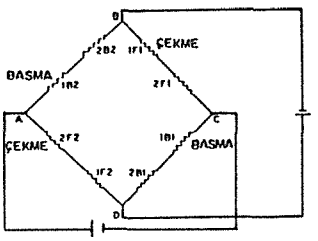
Yükseltme faktörü 2500 olduğunda köprü çıkışı 0 ile 806.5 mV arasında alınmaktadır.

3.4. Deplasman ölçüm Sistemi

Çift kirişli numunelerde, önceleri iki adet mandal tipi deplasman ölçer (clip-on gage) kullanılmıştır, daha sonra doğrusal deplasman ölçer (Linear displacement transducer) kullanılmıştır. Paslanmaz çelikten tasarlanan mandal tipi ölçerlerin her biri 8 adet birim deformasyon ölçer (strain gage) ile donatılmıştır.

3.4.1. Mandal Tipi Deplasman Ölçer Devre Tasarımı ve Analizi

Mandal tipi deplasman ölçerin köprü devresi Şekil 4'te verilmiştir.



Şekil 4. Mandal tipi deplasman ölçerin köprü devresi

araştırmalar sonucunda tek kiriş için çıkış voltajı,

$$V_o = -V_{in} \frac{3.GF.t}{2L^2} Y \qquad (5)$$

olarak formüle edilmiştir.

V_{in} = 2 volt

GF = 2.00

L = 10.0 cm

t = 0.1 cm

Y = 1.0 cm

V_o = 0.006 V

= 6 mV olarak hesaplanmıştır.

Bu çıkış voltajının ölçülebilecek aralıkta olduğu belirlenmiştir.

3.5. Sinyal Değerlendirici

ECS firması tarafından üretilen özel bir sinyal değerlerdirici ünite kullanılmıştır. Bu

ünite dört kanaldan oluşmakta ve 1-15 V doğru akım sağlayarak ölçüm sistemlerini beslemektedir. Toplanan sinyal değerleri 2600 kat büyütülerek ekrana ya da grafik çizicisine beslenebilmektedir.

3.6. Kayıt Cihazları

Deneyler boyunca iki adet grafik çizicisi kullanılmıştır.

4. DENEYSEL ÇALIŞMA VE DENEY SONUÇLARI

Aşağıda sıralanan deney çalışmaları yapılmıştır.

i. Mekanik ve fiziksel özelliklerin tayini

ii. Yük hücresinin; deplasman ölçer (clip gage) ve doğrusal deplasman ölçerlerin kalibrasyonu

iii. Yük-deplasman kalibrasyonu testleri

iv. Çatlak testleri

v. Mikroçatlak geliştirilmesi ve mikroçatlak yoğunluğunun tayini.

Tek eksenli basma dayanımı ve dolaylı çekme dayanımı sırasıyla 35.2 ve 4.03 MPa olarak tespit edilmiştir.

4.1.Yük Deplasman Kalibrasyon Testleri

Çift kirişli deney örneğinde yük-deplasman ilişkisini ölçebilmek için 45 mm'den 155 mm'ye kadar 10 değişik uzunlukta çatlak kesilerek denenmiştir. Deneyler öngerilmesiz, tek eksenli basma dayanımının %50 ve %80'i kadar öngerilmeli olarak yapılmıştır. Her grup regresyon analizi uygulanarak eksponent eğri denklemleri çıkartılmıştır.

4.2. Deney Örneklerinin Hazırlanması ve Deney Yöntemi

Çift kirişli örnekler üzerinde aşağıda sayılan çatlak testleri yapılmıştır.

i. Öngerilmesiz örnekler

ii. Tek eksenli basma dayanımı değerinin %50'i kadar basılarak öngerilmeli ve mikroçatlaklı örnekler

iii. Tek eksenli basma dayanımı değerinin %80'i kadar basılarak öngerilmeli ve

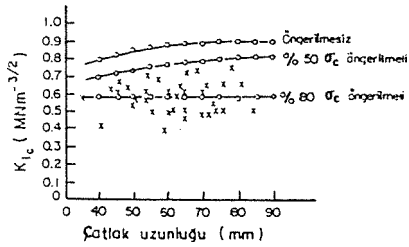
mikroçatlaklı örnekler.

Çift kirişli örnekler 220 mm boyunda 80 mm genişliğinde ve 25 kalınlığındadır. Başlangıç çatlağı 40 mm uzunluğunda ve iki adet simetrik yan oyuğu elmas uçlu disk ile açılmıştır. 40 mm'lik başlangıç çatlağı, önceden var olan bir çatlak gibi davranış gösterir. Başlangıç çatlağının dibinde 0.8 mm genişliğinde ve 5 mm boyunda keskin bir çentik, gerilmelerin yoğunlaştırılması, fazla yüklemeyi önlemek ve kontrollü çatlağın gelişmesi için açılmıştır.

Deney boyunca uygulanan yük ve karşıtı deplasman kayıt edilmiş ve bu işlem dönmeli olarak gerçekleştirilmiştir.

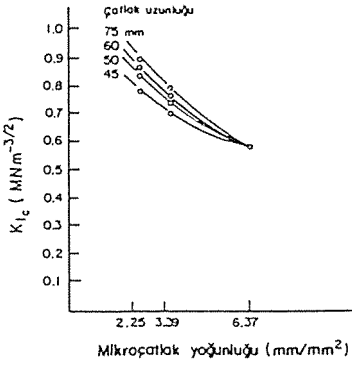
5. KRİTİK GERİLME YOĞUNLUĞU FAKTÖRÜNÜN HESAPLANMASI

Kritik gerilme yoğunluğu faktörünün hesabında Kanninen (1973) tarafından verilen yaklaşım kullanılmıştır. Bir deneyin her dönümündeki kritik gerilme yoğunluğu K_{Ic}, kalibrasyon eğrisinden çıkan çatlak uzunluğu ve yük-deplasman ilişkisi gözönüne alınarak hesaplanmıştır. Kritik gerilme yoğunluğu faktörü ve çatlak boyu arasındaki ilişki Şekil 5'de gösterilmiştir.



Şekil 5. Kırılma tokluğu ve çatlak uzunluğu arasındaki ilişki.

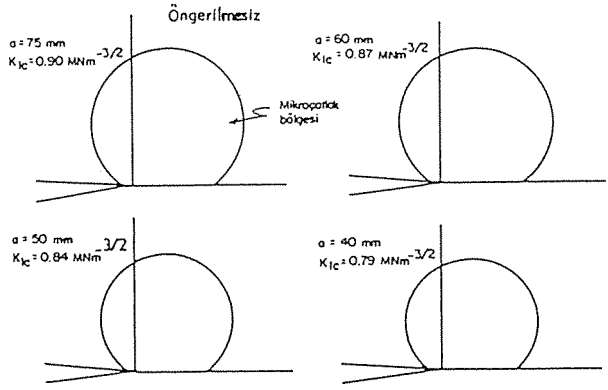
Kritik gerilme yoğunluğu faktörü önceleri çatlak boyuca artmaktadır daha sonra kırılma tokluğu olarak bilinen değere asimptot olmaktadır. Öngerilmesiz örneklerin kırılma tokluğu 0.90 MN $m^{-3/2}$ olarak bulunurken, tek eksenli basma dayanımının %50 ve %80 kadar öngerilmiş ve mikroçatlak geliştirilmiş örneklerde sırası ile 0.79 MN $m^{-3/2}$ ve 0.58 MN $m^{-3/2}$ olarak bulunmuştur. Kritik gerilme yoğunluğu faktörü, mikroçatlak yoğunluğu arttıkça değişik çatlak uzunlukları için azalmaktadır (Şekil 6). Bu şekildeki her eğri tek bir noktaya yaklaşmaya eğilim göstermektedir. Bu nokta da en yüksek mikroçatlak yoğunluğu olan 6.37 mm/mm^2 olan noktalardır. Bu noktanın Ankara Andeziti için doyum noktasıymış gibi göründüğü söylenebilir.



Şekil 6. Değişen çatlak uzunlukları için kritik gerilme yoğunluğu faktörünün mikroçatlak yoğunluğuna göre değişimi

6. MİKROÇATLAK BÖLGESİNİN BÜYÜKLÜĞÜ VE ŞEKLİNİN BELİRLENMESİ

Kritik gerilme yoğunluğu faktörünün tayininden sonra, mikroçatlak bölgesinin yarı çapı ve şekli değişen çatlak uzunlukları için belirlendi. Mikroçatlak bölgesi hesaplarının sonuçları Şekil 7'de sunulmuştur.



Şekil 7. Değişen çatlak uzunlukları için miroçatlak bölgesinin büyüklüğü ve şekli.

7. SONUÇ

Kayaçlarda çatlak testleri yapabilmeye elverişli test cihazını geliştirdikten sonra, değişik kama açıları denenerek, 110°'lik kama açısının Ankara Andezitinde kontrollü çat-

lak geliştirmekte en uygun açı olduğu belirlendi.

Örnek üzerinde artan gerilmeler nedeni ile mikroçatlakların gelişmesi mikroskop altında çalışıldı. Bunun sonucunda, toplam çatlak uzunluğundaki artış'ın 0.1 - 0.3 mm boylarında yeni mikroçatlakların oluşması ile meydana gelmekte olduğu belirlendi.

Kritik gerilme yoğunluğu faktörü, çatlağın ilerlemesi boyunca artar ve sonra kırılma tokluğu diye bilinen sabit bir değere ulaşır. Öngerilmesiz örneklerde kırılma tokluğu 0.90 $MNm^{-3/2}$ olarak; tek eksenli basma dayanımının %50 ve %80'i kadar öngerilmeli ve mikroçatlaklı olan örneklerde ise sırası ile 0.79 MN $m^{-3/2}$ ve 0.58 MN $m^{-3/2}$ olarak belirlenmiştir.

Mikroçatlak bölgesinin yarıçapı, çatlak ilerlemesi ile artmaktadır. Bu artış yaklaşık olarak %30 kadardır.

TEŞEKKÜR

Bu araştırmayı başından sonuna destekleyen Prof. Dr. A. Günhan Paşamehmetoğlu'na teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

ASTM 1972. Amer. Soc. for Testing and Materials. E-399-72T Tentative method of test for plane strain fracture toughness of metallic materials. Annual Book of Standards. Part 31.

Day T.N. &Wang C.Y. 1981. Some mechanism of microcrack growth and interaction in copressive rock failure. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. and Geomec. Abstr. 18: 199-209.

Fonseka G.M., Murrel S.A.F., Barnes P.1985. Scanning electron microscope and acustic emission studies of crack development in rocks. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr. 22:271-289.

Hoagland A.G.,Hahn G.T. & Rosenfield A.R. 1973. Influence of microstructure on fracture propagation in rock. Rock Mechanics. S: 77-106.

ISRM Commission on Testing Methods. 1988. Suggested methods for determining the fracture toughness of rock. Int. J.Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr. 25: 71-76.

Kanninen M.F. 1973. An augmented double cantilever beam model for studying crack propagation and arrest. Int. J. of Fracture. 9: 83-92.

Labuz J.F., Shah S.P. & Dowding C.H. 1987. The fracture process zone in granite, evidence and effect. Int. J. Rock mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr. 24:235-246.

Ouchterlony F. 1974. Fracture mechanics applied to rock blasting. Proc. 3rd Cnogress ISRM, Denver. 1377-1383.

Rossmanith H.P. 1983. rock Fracture Mechanics. Springer-Verlec Wien New York.

Sangha C.M., Talbot C.J., Dhir R.K. 1974. Microfracturing of a sandstone in uniaxial compression, Int. J. Rock Mech. Min, Sci. and Geomech. Abstr. 11:107-113.

Tapponier, P. & Brace W.F. 1976. Development of stress-induced microcracks in Westerly Granite. Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr. 13:103-112.

Stecher F.P., Fourney W.L. 1981. Prediction of crack motion from detenotion in brittle materials. Int. J.Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr. 18:23-33.

Hillerborg A., Modear M., Peterson P.E. 1976. Analysis of crack formation and crack growth in concrete by means of fracture mechanics and finite elements. Cement and Concrete Research, 6:773-782.

Kobayashi A.S., Du J.J. 1986. Fracture process zone models for concerete and ceremics. Poceeding of Int. Con. on Computational Mechanics, Tokyo 1:V1-V9

Hoagland R. G., Embury J.D. 1980. A treatment of inelastic deformation around a crack tip due to microcracking. J.Amer. Ceramic Soc. 63:404-410

Evans A.G., Faber K.T. 1981. Toughening of ceramics by circumferential microcracking, J.Amer. Ceramic Soc., 64:394-398.

Nelson P.P., Ingraffea A.R., O'rourke T.D., 1985. TBM performance prediction using rock fracture parameters. Int. J.Rock Mec. Min. Sci. and Geomech Abstr. 22:189-192.

Williams J.G. 1987. Large displacement and end block effects in the "DCB" inetrlaminear test in modest I and II. J. of composite Materials. 21: 330-347.

Gunsallus K.L., Kulhawy F.H., 1984. A comparative evaluation of rock strength measures. Int. J.Rock. Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr., 21: 233-248.

Nelson P.P., Fong L.C.F., 1986. Characterization of rock for borability evaluation using fracture material properties. Proc. 27 th. U.S. Symp. Rock Mechanics. 22:846-852.

Shockly A.D.ark. 1974. Fragmentation of rock under dynamic loads. Int. J.Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr., 11:303-307.

Bienniawski Z T., 1967. Mechanism of brittle fracture of rock, Int. J. Rock Meach. Min. Sci, 4:395-406.

Ouchterlony F., 1974. Fracture mechanics applied to rock blasting, Proc. 3rd Congrees ISRM, Denver 1377-1383.

Boone T.J., Wawrzynek P.A., Ingraffea A.R., 1986. Simulation of the fracture process in rock with application to hydrofracturing. Int. J.Rock, Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr., 23:255-265.

Reogiers J.C., McLennan J.D.,Schultz L.D., 1982. In-Situ stress determinations in northeastern Ohio. Proc. 23 rd. U.S. Symp. Rock Mechanics. 219-229.

MANYEZİT İŞLETMELERİ YÜKLENİCİ FİRMALARI İÇİN BAŞABAŞ ÜRETİM MİKTARI KESTİRİMİ

BREAKEVEN OUTPUT ESTIMATING FOR THE CONTRACTING FIRMS OF MAGNESITE MINES

Adnan KONUK *

ÖZET

Bu çalışmada, manyezit işletmeleri yüklenici firmaları için risk ve belirsizlik koşullarında kullanabilecekleri bir başabaş üretim miktarı kestirim modeli tanıtılmaktadır. Model, dönemlik gelir ve maliyet parametrelerindeki belirsizlikleri dikkate alarak, başabaş üretim miktarı güven sınırlarını belirleyebilmektedir. Önerilen modele dayalı bir örnek çalışma verilmektedir.

ABSTRACT

In this study, a breakeven output estimating model which can be used under conditions of risk and uncertainty for the contracting firms of magnesite mines is presented. The model can determine confidence limits of breakeven output by means of uncertainties in income and outcome parameters of the term. A case study based on the proposed model has been introduced.

* Y.Doç. Dr., Maden Yük.Müh., Anadolu Üniversitesi Maden Müh. Böl., Eskişehir

1. GIRIŞ

Manyezit işletmelerinin birçoğunda üretim faaliyetleri yüklenici firmalar tarafından sürdürülmekte olup, maden işletme ruhsatına sahip olan işletmeler ile yüklenici firmalar arası anlaşmaya bağlı olarak bu faaliyetler, belirli üretim dönemlerini kapsamaktadır. Bu üretim dönemlerinin herbirinde yapılan cevher kazı, ayıklama, nakliye ve dekapaj faaliyetleri sonucunda, ayıklanan manyezit ve yapılan dekapaj miktarına bağlı olarak yüklenici firmalara ödemeler yapılmaktadır. Bu nedenle, yüklenici firmanın dönemlik kârlılığı, yapılan ödemelere (dönemlik gelirlere) ve üretim maliyetlerine bağlı olarak değişmektedir. Dönemlik gelir ve maliyet parametreleri değerlerinin ise birçok belirsizlikler içermesi nedeniyle, yüklenici firmanın dönemlik üretim faaliyetleri risk ve belirsizlik koşullarında yapılmaktadır. Bu koşullarda yapılan üretim faaliyetlerinde de yüklenici firma, enaz riskli üretim miktarında çalışmayı tercih etmekte ve bu nedenle de başabaş üretim miktarının kestirimini yapma gereğini duymaktadır.

Başabaş noktası ve başabaş üretim miktarı analizleri, işletmecilerin en yaygın şekilde kullandıkları kâr planlama tekniklerinden birisidir. İşletmeciler, işletmenin herhangi bir kâr etmeksizin çalışabileceği başabaş üretim miktarını belirleyerek, gelecekteki üretim faaliyetlerini bu üretim miktarının üzerinde sürdürme ve kârlarını enbüyükleme amacındadırlar. Ayrıca işletmeciler, başabaş üretim miktarının üzerinde çalışarak, gelecekteki gelir ve maliyet parametreleri değerlerinde meydana gelebilecek beklenmeyen değişmeler

karşısında zarar etme olasılıklarını en azlama amacındadırlar.

Ekonomi ve finans kaynaklarında genellikle başabaş üretim miktarı hesaplamalarında, dönemlik gelir ve maliyet fonksiyonlarının doğrusal veya eğrisel olduğu, fonksiyon parametrelerinin tahmininde herhangi bir hata yapılmadığı varsayılmaktadır (Au ve Au, 1983; Weston ve Brigham, 1977). Bununla birlikte, Jaedicke ve Robichek (1964) yapmış oldukları çalışmada, gelir ve maliyet parametreleri değerlerinin içerebileceği belirsizlikler hakkında olasılık kestirimlerinin yapılabilmesi durumunda, başabaş noktası gerçekleşme olasılıklarının kestirilebileceğini göstermiştir. Anthony ve Watson (1976) ise yapmış oldukları çalışmada, risk ve belirsizlik koşullarında başabaş üretim miktarı kestrimlerinde Monte Carlo benzetim yönteminin kullanımını önermektedirler. Arıoğlu (1990) ise çalışmasında, maden işletmelerinde maliyet ve verimlilik belirsizliği koşullarında kritik üretim ölçeği (başabaş üretim miktarı) kestiriminde kullanılabilecek analitik yaklaşımını, bir taşocağı verileri ile yorumlamaktadır.

Bu çalışmada ise, manyezit işletmelerinde çalışan yüklenici firmaların, dönemlik üretim faaliyetlerinde karşılaşılan risk ve belirsizlik koşullarını dikkate alan başabaş üretim miktarı kestirim modeli geliştirilmiştir. Modelin çözümünü göstermek amacıyla da, bir manyezit işletmesinde çalışan yüklenici firmanın 1989 yılı aylık faaliyet raporu verileri kullanılmıştır.

2. BELİRLİLİK KOŞULLARINDA BAŞABAŞ ÜRETİM MIKTARI

Belirli bir üretim döneminde, bir manyezit işletmesinde yüklenici firmanın yapmış olduğu dekapaj, cevher kazısı, ayıklama ve nakliye faaliyetleri sonucunda elde edeceği brüt kâr genel olarak;

$$DK = DG - TM \qquad (1)$$

ilişkisi ile hesaplanır. Burada, DK= dönemlik brüt kârlar, DG= dönemlik gelirler ve TM= dönemlik maliyetler toplamını göstermektedir.

Dönemlik gelirler (DG), yüklenici firmanın cevher üretim miktarı, dekapaj oranı, cevher ve dekapaj ihale birim fiyatları ile cevher kalite katsayısının bir fonksiyonu olup;

$$DG = (Q.P_c.K) + (Q.R.P_d)$$

$$DG = Q.[(P_c.K) + (R.P_d)] \qquad (2)$$

ilişkileri ile ifade edilebilir. Burada, Q= dönemlik cevher üretim miktarı (ton), P_c= cevher ihale fiyatı (TL/ton), R= ihale süresince sabit olan dekapaj oranı (m^3/ton), P_d= dekapaj ihale fiyatı (TL/m^3) ve K= cevher kalite katsayısıdır (cevher kalite katsayısı, kazılan ve ayıklanan manyezitin SiO_2 ve CaO oranlarına bağlı olarak belirlenmektedir).

Dönemlik toplam maliyetler (TM) ise, üretim miktarının bir fonksiyonu olarak;

$$TM = A + B.Q \qquad (3)$$

doğrusal ilişki ile ifade edilebilir. Burada A katsayısı

sabit üretim maliyetini, B katsayısı ise değişken üretim maliyetini göstermekte olup, regrasyon-korelasyon analizleriyle A ve B parametreleri değerlerinin belirlenmesi mümkündür.

Dönemlik brüt kârların hesaplanmasında kullanılan parametrelerin değerlerinin tam olarak bilindiği ve herhangi bir değişimin olmayacağı varsayıldığında, belirlilik koşulları söz konusu olur. Bu durumda genel olarak, herhangi bir kâr veya zararın olmadığı başabaş noktası (BBN), dönemlik gelirlerin toplam maliyetlere eşitlenmesi koşulunda gerçekleşir ve başabaş üretim miktarını (BBQ) verir. Başabaş üretim miktarının hesaplanışı aşağıda açıklandığı gibidir.

$$DG = TM$$

$$Q.[(P_c.K) + (R.P_d)] = A + B.Q$$

$$Q.[(P_c.K) + (R.P_d)] - B.Q = A$$

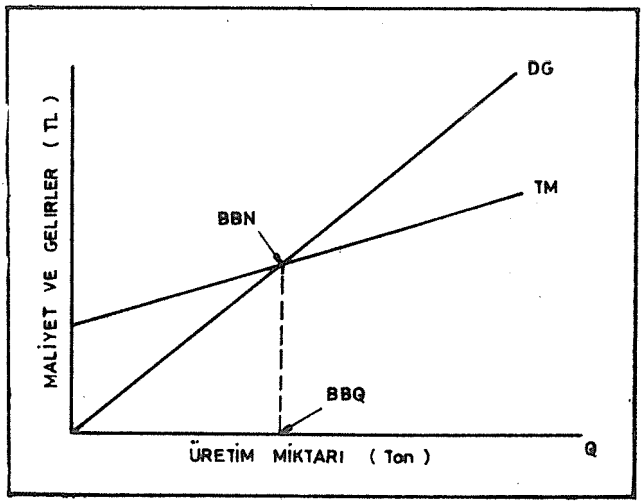
$$Q = \frac{A}{[(P_c.K) + (R.P_d)] - B} \qquad (4)$$

$$BBQ = Q \qquad (5)$$

Şekil 1 'den de görüldüğü gibi başabaş üretim miktarı (BBQ), toplam gelirler doğrusu ile toplam maliyetler doğrusunun kesiştiği başabaş noktasına (BBN) karşılık gelen üretim kapasitesidir.

3. RISK VE BELIRSIZLIK KOŞULLARINDA BAŞABAŞ ÜRETIM MIKTARI

Manyezit işletmelerinde yüklenici firmaların faaliyetleri sırasında gerek dönemlik gelirlerin gerekse toplam maliyetlerin oluşumunda önemli oranlarda belirsizlikler söz konusudur.



Şekil 1. Başabaş üretim miktarının oluşumu.

Cevher ve dekapaj ihale birim fiyatlarının, ihale süresi dönemlerinde değişmeyeceği manyezit işletmesi tarafından garanti edilmesine karşılık; cevher kalite katsayısı, cevherin oluşumuna ve yapılan ayıklama çalışmalarına verilen öneme göre 0.4 ile 1.1 arasında değişmektedir. Bu nedenle de dönemlik gelirlerin önceden kestiriminde belirsizlikler söz konusudur.

Toplam maliyet fonksiyonunun, geçmiş dönemlerin verileri kullanılarak regresyon analizleriyle kestirimini yapmak mümkündür. Bununla birlikte, regresyon analizleriyle kestirimi yapılan fonksiyonun (regresyon denkleminin), geçmiş dönemlerdeki verileri tam olarak açıklayamaması (korelasyon katsayısının ∓ 1 olmaması) durumunda, regresyon doğrusu etrafında normal dağılmış hatalar söz konusu olur. Bu hatalar

dağılımının aritmetik ortalaması sıfır olup, dağılımın standart sapması ise (regresyon denkleminin standart hatası olup) kolaylıkla hesaplanabilir. Bu durumda, belirsizlik içeren maliyet değerleri hakkında, belirli güvenirlik sınırları içinde kestirimler yapmak mümkündür.

3.1. Model

Manyezit işletmelerinde çalışan yüklenici firmaların aylık faaliyet raporlarında dönemlik gelirler Eşitlik-2 'de verilen;

$$DG = Q.[(P_c.K) + (R.P_d)]$$

fonksiyonu ile hesaplanmaktadır. Bu hesaplamalarda, cevher ihale fiyatı (P_c), dekapaj oranı(R) ve dekapaj ihale fiyatı (P_d) tüm üretim dönemlerinde (aylarda) sabit iken, cevher üretim miktarı (Q) ve cevher kalite katsayısı (K) değişkendir. Bununla birlikte, cevher üretim miktarı her nekadar iklim koşulları gibi rassal faktörlerden etkilenirse etkilensin, yine de yüklenici firma karar vericilerinin kontrolunda olan bir değişkendir. Cevher kalite katsayısı ise tamamiyle cevherin oluşumu ve ayıklama verimliliği ile ilgili olarak rassal değerler alan ve belirsizlik içeren bir değişkendir. Bu nedenle, K katsayısındaki bu belirsizlikleri başabaş üretim miktarı hesaplamalarında dikkate almak amacıyla, K katsayısı belirli aralıklarla değiştirilerek, K katsayısı karşısında başabaş üretim miktarı duyarlılığının belirlenmesi tasarlanmıştır.

Yüklenici firma aylık faaliyet raporlarında verilen toplam maliyet verileri;

$$TM = A + B.Q$$

regresyon denklemiyle açıklanabilmektedir. Regresyon denkleminin standart hatası ise S_{TM}'dir.

Bu durumda, dönemlik gelirleri sabit tutarak ve toplam maliyetlerin tahminindeki belirsizlikleri göz önünde bulundurarak, belirli bir güvenirlik seviyesi için başabaş üretim miktarı güven sınırları aşağıdaki gibi hesaplanabilir.

$$DG = TM \mp (Z_{\alpha} . S_{TM})$$

$$Q.[(P_c) + (R.P_d)] = A + B.Q \mp Z_{\alpha} . S_{TM}$$

$$Q = \frac{A \mp (Z_{\alpha} . S_{TM})}{[(P_c . K) + (R.P_d)] - B}$$

$$BBQ = Q$$

$$BBQ_u = \frac{A + (Z_{\alpha} . S_{TM})}{[(P_c . K) + (R.P_d)] - B} \qquad (6)$$

$$BBQ_a = \frac{A - (Z_{\alpha} . S_{TM})}{[(P_c . K) + (R.P_d)] - B} \qquad (7)$$

Burada; Z_{α} = α(%) güvenirlik seviyesi için standart normal değer, BBQ_a= basabaş üretim miktarı alt güven sınırı, BBK_u= başabaş üretim miktarı üst güven sınırıdır.

3.2. Modelin Çözümü

Modelin çözümünü göstermek amacıyla, bir manyezit işletmesinde çalışan yüklenici firmanın 1989 yılı aylık faaliyet raporlarında açıklanan veriler ele alınmıştır.

1989 yılı üretim dönemlerinde sabit olarak uygulanan gelir parametrelerinin değerleri aşağıda verildiği gibidir.

P_c= 38000 TL/ton

P_d= 3200 TL/m^3

R = 4.2 m^3/ton

Bu parametreler kullanılarak, belirli üretim miktarları (Q) ve cevher kalite katsayıları (K) için Eşitlik-2 ile dönemlik gelirler hesaplanabilmektedir.

Yüklenici firmanın Şubat-Aralık 1989 ayları arası faaliyet raporlarında açıklanan toplam maliyet verilerinin, Ocak 1989'a indirgenmiş değerleri ile yapılan regresyon-korelasyon analizleri sonucunda;

TM = 19812460 + 14834,39.Q

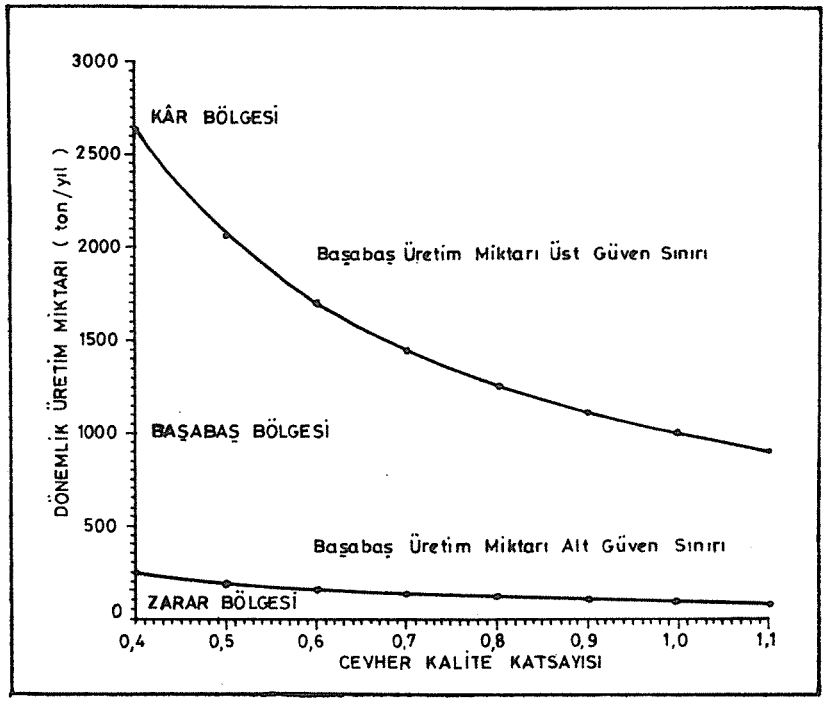
regresyon doğrusu elde edilmiştir. Regresyon doğrusu %71,61 (r^2=0,7161) oranında belirlilik içermekte olup, bu doğru ile yapılacak kestirimlerin standart hatası ise S_{TM} = 10066190 TL'dir.

Yukarıda açıklanan verilerle, cevher kalite katsayısını K=0.4'den K=1.1'e kadar 0.1 'er aralıklarla arttırarak, Eşitlik-6 ve 7'nin kullanımı ile yapılan başabaş üretim miktarı güven sınırı hesaplamalarının sonuçları Çizelge 1'de verilmiştir. Şekil 2 'den de izlendiği gibi yüklenici firmanın, başabaş üretim miktarı üst güven sınırının üzerindeki bölgede yapacağı çalışmalarda %90 güvenirlikle kâr etmesi, başabaş üretim miktarı alt güven sınırının altındaki bölgede ise zarar etmesi beklenmektedir. Ayrıca, yüklenici firmanın başabaş

Çizelge 1. Manyezit İşletmesi Yüklenici Firma başabaş üretim miktarı güven sınırları(*)

Cevher Kalite Katsayısı (K)	Başabaş Üretim Miktarı Güven Sınırları	
	Alt Sınır-BBK_a (ton/ay)	Üst Sınır-BBK_u (ton/ay)
0.4	239.3	2630.9
0.5	187.7	2063.0
0.6	154.3	1696.8
0.7	131.1	1441.0
0.8	113.9	1252.2
0.9	100.7	1107.2
1.0	90.3	992.2
1.1	81.8	898.9

(*) Güvenirlik seviyesi α=0.90 ve Z_α=1.645 'dir.



Şekil 2. Manyezit İşletmesi Yüklenici Firma başabaş üretim miktarı güven sınırları.

üretim miktarı güven sınırı aralıkları, cevher kalite katsayısı azaldıkça genişlemekte, arttıkça ise daralmaktadır. Bu nedenle, cevher kalite katsayısı azaldıkça zarar riskinin arttığını ve ancak büyük üretim miktarları ile çalışılırsa kâr elde edilebileceğini, cevher kalite katsayısı arttıkça ise riskliliğin azaldığını ve küçük üretim miktarlarında bile kâr elde edilebileceğini söylemek mümkündür.

4. SONUÇ

Bu çalışmada geliştirilen model ile, manyezit işletmeleri yüklenici firmaları için, risk ve belirsizlik koşullarında başabaş üretim miktarı güven sınırlarının kestirimi yapılabilmektedir. Bu kestirim sonucunda yüklenici firmalar, dönemlik faaliyetlerinde yapacakları üretimin riskliliği hakkında, kısa sürede bilgilenme olanağına sahip olmaktadırlar. Ayrıca, başabaş üretim miktarı güven sınırlarının kestirimi ile yüklenici firmalar, gelecek dönemler için riskliliği en düşük üretim miktarını planlama olanağına da sahip olabilmektedirler.

Bu çalışmada önerilen modelin, manyezit işletmelerinde çalışan yüklenici firmalar için geliştirilmis olmasına karşın, diğer maden işletmeleri için de bazı küçük değişikliklerle benzer şekilde geliştirilmesi mümkündür.

KAYNAKLAR

ANTHONY, T.F., WATSON, H.J., 1976; "Probabilistic Breakeven Analysis", Managerial Planning, November-December, pp.12-19.

ARIOĞLU, E., 1990; "Maden İşletmelerinde Üretim Maliyeti ve Kritik Üretim Ölçeğinin Kestirimi", Türkiye'de MERMER Yapı ve Dekorasyon, Sayı 13, İstanbul, s.30-35.

AU, T., AU, T.P., 1983; "Engineering Economics for Capital Investment Analysis", Allyn and Bacon Inc., Boston, p.506.

JAEDICKE, R.K., ROBICHEK, A.A., 1964; "Cost - Volume - Profit Analysis Under Conditions of Uncertainty", The Accounting Review, October, pp.917-926.

WESTON, J.F., BRIGHAM, E.F., 1977; "Essentials of Managerial Finance", The Dryden Press, Hinsdale, Illinois, p.617.

3.000.000 TON/YIL ÜRETİM KAPASİTELİ BİR KALKER OCAĞI İÇİN EKONOMİK ÜRETİM YÖNTEMİNİN SEÇİMİ

THE SELECTION OF THE ECONOMICAL MINING METHOD FOR A LIMESTONE QUARRY WITH A CAPACITY OF 3.000.000 TPY

Halil KÖSE *
Necip TERZİBAŞIOĞLU **
Yalçın ÇEBİ ***
Selçuk ERBAKAN **

ÖZET

Açık ocaklarda üretilen kalker, çimento fabrikaları yanında bulunan birincil kırma tesislerine genelde kamyonlarla taşınmaktadır. Son zamanlarda bu yönteme alternatif olarak, kalkerin ocak içinde sabit, yarı mobil veya mobil kırıcılarda kırılarak bantlarla taşındığı yöntemler yaygınlaşmaktadır.

Batı Anadolu Çimento Sanayii A.Ş.'ye ait kalker ocağında hedeflenen 3,000,000 ton/yıl üretim kapasitesi için yapılan ekonomik değerlendirmede, birincil kırma işleminin ocak içi sabit bir kırıcı ile yapılıp, kalkerin bantlarla fabrika sahasında yeralan stok alanına taşınmasının, kamyonla doğrudan fabrika yanında bulunan birincil kırıcıya taşınmasından daha ekonomik olduğu belirlenmiştir.

ABSTRACT

Limestone produced in Open-Pits is generally transported by trucks to the primary crushing units installed nearby the cement plants. In recent years alternative methods are being practiced. One of these methods is, crushing limestone by in-pit stationary, semi-mobile or mobile crushers and transporting by belt conveyors.

In the economical evaluations for the targeted production rate of 3,000,000 tpy for limestone quarry of Batı Anadolu Sanayii A.Ş., the following result has been drawn; primary crushing process by an in-pit stationary crusher and to transport the limestone to the stock pile in the plant site by belt conveyors is calculated to be more economical than to transport the limestone by trucks to the primary crusher located by the cement plant.

* Prof. Dr.DEÜ Müh.-Mim. Fak. Maden Müh.Böl. Bornova/İzmir
** Maden Y.Müh. Batı Anadolu Çimento San. A.Ş. Bornova/İzmir
*** Araş. Grv. DEÜ Müh.-Mim. Fak. Maden Müh. Böl. Bornova/İzmir

1.GİRİŞ

Günümüzde, çimentonun ana hammaddelerinden biri olan kalkerin üretimi, delme-patlatma ile gevşetme, hidrolik paletli ekskavatörler ve/veya lastik tekerlekli yükleyicilerle yükleme, bant konveyör veya kamyonlarla taşıma ile yapılmaktadır. Birincil kırma işlemi, genelde ya çimento fabrikası yanında bulunan kırıcılarda veya ocak içine yerleştirilen sabit, yarı mobil veya mobil kırcılarla yapılmaktadır (STRZODKA, 1985).

Birim taşıma giderinin yüksekliği nedeniyle açık işletme üretim yöntemlerinin en pahalısı olan ekskavatör+kamyon yönteminde kamyonla taşımanın dezavantajını azaltmak için, üretilen kalkerin ocak içinde bulunan sabit veya yarı mobil bir kırıcıya kadar kamyonlarla, kırıcıda birincil kırma işleminden geçerek fabrika sahası içinde bulunan stok sahasına kadar bantlarla taşındığı yöntem, yaygın kullanım alanı bulmaktadır. (KORAK,1980; KÖSE,1987)

Ülkemizde kalker genelde delme-patlatma işlemi ile gevşetildikten sonra hidrolik-paletli ekskavatör ve/veya lastik tekerlekli yükleyicilerle kamyonlara yüklenmekte ve çimento fabrikasında bulunan birincil kırma ünitelerine taşınmaktadır.

Bu çalışmada İzmir-Bornova, Naldöken Köyü'nde bulunan Batı Anadolu Çimento Sanayii A.Ş.'ye ait kalker ocağında hedeflenen 3,000,000 ton/yıl üretim kapasitesi için, kalkerin hidrolik ekskavatör ve lastik tekerlekli yükleyicilerle kamyonlara yüklenip, çimento fabrikası yanındaki birincil kırıcıya taşındığı yöntem ile ocak içinde bulunan sabit bir kırıcı tesisine kadar kamyonlarla, buradan da fabrika sahası içinde bulunan stok sahasına kadar bantlarla taşındığı yöntem, farklı kepçe kapasitelerine sahip ekskavatör, lastik tekerlekli yükleyici ve farklı kasa kapasitelerine sahip kamyonlar kullanılması durumunda ekonomik yönden incelenmiş

ve en ekonomik üretim yöntemi belirlenmiştir.

2.HESAPLAMALARDA TEMEL ALINAN VERİLER

2.1.Üretim Kapasitesi ve Malzeme Özellikleri

Adı geçen ocaklarda halen 1,500,000 ton/yıl olan kapasitenin 3,000,000 ton/yıl'a çıkartılması planlanmaktadır. Ocaktaki kalkerin ortalama yoğunluğu 2.65 t/m^3, kabarma faktörü ise 1.60 dır. Ekonomik değerlendirme hedeflenen kapasite olan 3,000,000 ton/yıl'a göre yapılmış, işletme ömrü ise 30 yıl olarak planlanmıştır.

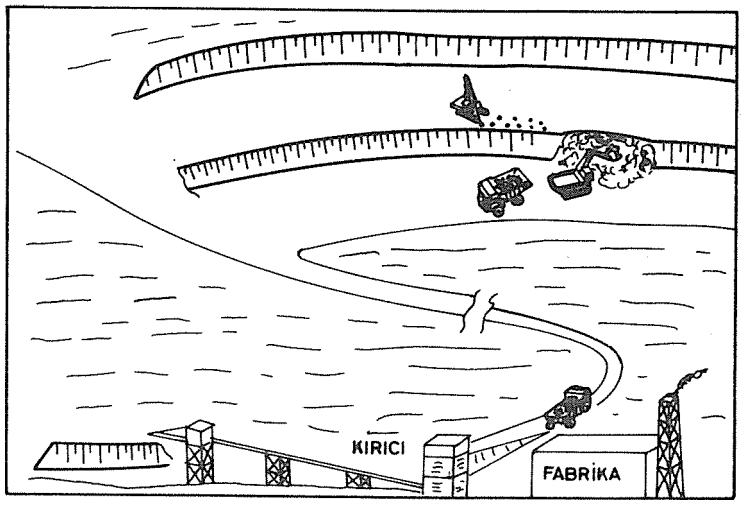
2.2.Üretim Yöntemi

İki ayrı alternatif halinde incelenen üretim yöntemlerinde birinci alternatif olarak, kalkerin hidrolik-paletli ekskavatör ve lastik tekerlekli yükleyici ile kamyonlara yüklendiği ve kamyonlarla çimento fabrikası yanındaki birincil kırıcıya taşındığı yöntem (Şekil-1), ikinci alternatif olarak ise kalkerin ocak içinde bulunan ve birincil kırıcı olarak kullanılan sabit bir kırıcıya kadar kamyonlarla, buradan da fabrika sahası içinde bulunan stok sahasına bantlarla taşındığı yöntem (Şekil-2) incelenmiştir. Burada birinci alternetif "Ekskavatör+Kamyon Yöntemi", ikinci alternatif ise "Ekskavatör+Bant Yöntemi" olarak adlandırılacaktır.

2.3.Kullanılan Ekipmanlar,Kapasite ve Teknik Değerleri

Ekonomik analiz sırasında, işletmede şimdiye kadar edini-

len deneyimler ve fiili değerlerden yararlanılarak, 3,000,000 ton/yıl olan üretimin %60'ı olan 1,800,000 ton/yıl'lık bölümünün hidrolik-paletli ekskavatörle, %40'ı olan 1,200,000 ton/yıl'lık bölümünün ise lastik tekerlekli yükleyici ile yükleneceği kabul edilmiştir.

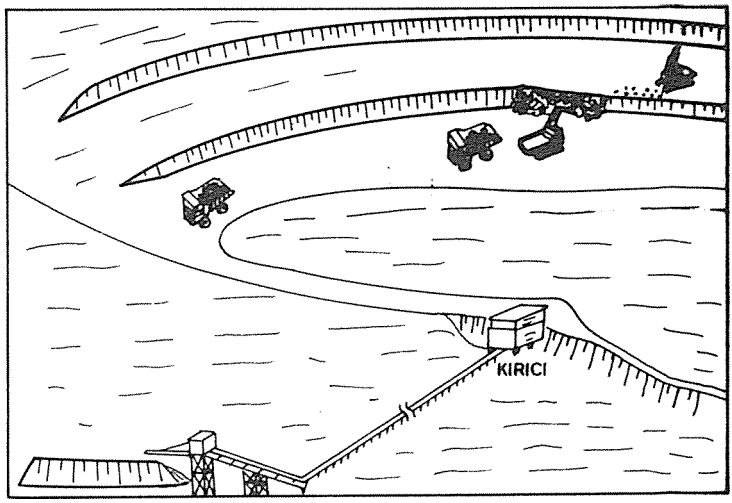


Şekil-1.Ekskavatör+Kamyon yöntemi prensip şeması

En uygun kazı ve nakliye ekipman kombinasyonunu belirleyebilmek amacı ile, yukarıda belirtilen her iki alternatif için, üç ayrı firmaya ait 4.0,4.5,5.0 ve 6.5 yd^3 kepçe kapasitelerine sahip 4 farklı tipte hidrolik-paletli ekskavatör, iki ayrı firmaya ait 4.75,4.75,6.0 ve 6.50 yd^3 kepçe kapasitelerine sahip 4 farklı tipte lastik tekerlekli yükleyici ve 28,35 ve 40 s.ton kasa kapasitelerine sahip 3 farklı tipte kamyonun birbirleriyle oluşturdukları tüm kombinasyonlar ekonomik yönden incelenmiştir.

Kırıcı olarak 1000 ton/saat kapasiteli 2x850 kW motor gücüne sahip bir kırıcı seçilmiştir. Ekskavatör+Bant yönteminde 500 m uzunluğunda %11.6 eğimli ve 200 m uzunluğunda %7.6 eğimli iki adet bant kullanılmıştır. Kamyonlarla orta-

lama taşıma uzaklığı Ekskavatör+Kamyon yönteminde 1500 m, Ekskavatör+Bant yönteminde ise 800 m olarak belirlenmiştir. Kullanılan makina ve ekipmanlara ait değerler Ek 1,2 ve 3'te verilmektedir.



Şekil-2.Ekskavatör+Bant yöntemi prensip şeması

2.4.Maliyet Analizlerinde Kullanılan Birim Değerler

Maliyet analizlerinde Çizelge 1'de belirtilen birim değerler kullanılmıştır.

Çizelge 1.Birim Ücret, Fiyat ve Oranlar

Ücretler (TL/gün) :		Enerji Birim Fiyatları	
Operatör	: 51,600.	Akaryakıt	: 1,789. TL/lt
Elektrikçi	: 52,500.	Yağ	: 4,225. TL/lt
Mekanikçi	: 52,500.	Elektrik	: 384.83 TL/kWh
Ustabaşı	: 58,080.	Faiz Oranları	
Yağcı	: 43,500.	Dış Para Faizi	: % 11
Şoför	: 50,100.	İç Para Faizi	: % 35
Döviz Fiyatları :			
1 $ = 2,915 TL	1 DM = 1,975 TL	1 Yen = 21.61 TL	

3.YÖNTEMLER VE OLUŞAN BİRİM GİDERLER

3.1.Kullanılan Semboller

Burada reklamasyondan kaçınmak için firma adlarından ve ekipman modellerinden bahsedilmeyerek kullanılan makina ve ekipmanlar sembollerle ifade edilecektir.

Bu semboller;

E : Hidrolik,paletli ekskavatör

Y : Lastik tekerlekli yükleyici

K : Kamyon

'dur. Bu ekipmanlarla ilgili değerler Ek-1,2 ve 3'te verilmektedir.

3.2.Ekskavatör + Kamyon Yöntemi

Bu yöntemdeki tüm kombinasyonlar için hesaplanan toplam ve birim giderler Ek-4'te verilmektedir. Ekskavatör+Kamyon yöntemi için birim gider, 4,359 TL/ton ile 6,394 TL/ton arasında değişmektedir. En düşük birim gidere 4,359 TL/ton ile sahip olan E3+Y1+K3 kombinasyonunda kullanılan ekipmanların tümü yabancı yapımdır. Kullanılan toplam kepçe kapasitesi 9,75 yd^3 olup, 35 s.ton'luk kamyonlarla taşıma yapılmaktadır. Bu kombinasyonda oluşan giderlerin türlerine göre dağılımları Çizelge 2'de verilmektedir.

Ekskavatör+Kamyon yönteminde taşıma ekipmanı olarak yerli üretim kamyonların kullanılması durumunda ise (E1+Y3+K1 kombinasyonu) birim gider %14.18 daha artarak 4,977 TL/ton olmaktadır (Ek-4). Bu kombinasyonda kullanılan Lastik Tekerlekli Yükleyici de yurtiçinde üretilmektedir. Kullanılan toplam kepçe kapasitesi 9.20 yd^3, kamyon kapasitesi ise 28 s.ton'dur.

Çizelge 2.E3+Y1+K3 Kombinasyonu için türlerine göre giderler

Gider Türü	Yıllık Gider [x 1000 TL/yıl]	Birim Gider [TL/t]	[%]
Lastik	789,264.00	263.09	6.04
Akaryakıt	1,750,715.38	583.57	13.39
Elektrik	2,748,000.00	916.00	21.01
Yağ	117,228.96	39.07	0.89
Yedek Parça	1,005,906.13	335.30	7.69
Tamir-Bakım	1,003,778.94	334.59	7.68
Sigorta	176,392.73	58.80	1.35
İşçilik	588,146,44	196.05	4.50
Amortisman	1,312,246.25	437.42	10.04
Faiz	3,584,907.25	1,194.97	27.41
Toplam	13,076,586.08	4,358.86	100.00

Ekskavatör+Kamyon yönteminde en yüksek birim gider 6,394 TL/ton ile E2+Y2+K1 kombinasyonunda oluşmaktadır. Burada toplam kepçe kapasitesi 13.0 yd^3 olup, taşıma 28 s.ton kapasiteli yerli yapım kamyonlarla yapılmaktadır. Bu kombinasyonda oluşan giderlerin türlerine göre dağılımları Çizelge 3'te verilmektedir.

Çizelge 3.E2+Y2+K1 Kombinasyonu için türlerine göre giderler

Gider Türü	Yıllık Gider [x 1000 TL/yıl]	Birim Gider [TL/t]	[%]
Lastik	422,064.00	140.69	2.20
Akaryakıt	2,487,068.00	829.02	12.96
Elektrik	2,748,000.00	916.00	14.33
Yağ	262,648.09	87.55	1.37
Yedek Parça	987,711.25	329.24	5.15
Tamir-Bakım	989,782.94	329.93	5.16
Sigorta	110,481.54	36.83	0.58
İşçilik	1,283,033.38	427.68	6.69
Amortisman	1,664,370.38	554.79	8.68
Faiz	8,227,934.00	2,742.64	42.89
Toplam	19,183,093.58	6,394.37	100.00

3.3.Ekskavatör+Bant Yöntemi

Bu yöntemdeki tüm kombinasyonlar için hesaplanan toplam ve birim giderler Ek-5'te verilmektedir. Buna göre bu yöntemde birim gider 4,297 TL/ton ile 5,534 TL/ton arasında değişmektedir. En düşük birim gidere 4,297 TL/ton ile sahip olan E1+Y3+K1 kombinasyonunda kullanılan lastik tekerlekli yükleyici ve kamyon yurtiçinde üretilmektedir. Kullanılan toplam kepçe kapasitesi 9.20 yd^3, kamyon kapasitesi ise 28 s.ton'dur. Bu kombinasyonda oluşan giderlerin türlerine göre dağılımları Çizelge 4'te verilmektedir.

Çizelge 4.E1+Y3+K1 Kombinasyonu için türlerine göre giderler

Gider Türü	Yıllık Gider [x 1000 TL/yıl]	Birim Gider [TL/t]	Gider [%]
Lastik	238,764.00	79.59	1.85
Akaryakıt	1,277,346.00	425.78	9.91
Elektrik	3,252,002.50	1,084.00	25.23
Yağ	131,155.03	43.72	1.02
Yedek Parça	727,664.81	242.55	5.64
Tamir-Bakım	787,849.19	262.62	6.11
Sigorta	54,189.18	18.06	0.42
İşçilik	846,347.38	282.12	6.56
Amortisman	975,357.19	325.12	7.57
Faiz	4,601,210.00	1,533.74	35.69
Toplam	12,891,885.28	4,297.30	100.00

Ekskavatör+Bant yönteminde bant tesisi dışındaki makina ve ekipmanların tümüyle yabancı üretim olması durumunda en düşük birim gider 4,418 TL/ton ile E1+Y1+K3 kombinasyonuna ait olup, kullanılan toplam kepçe kapasitesi 9.20 yd^3, kamyon kasa kapasitesi ise 35 s.ton'dur.

Ekskavatör+Bant yönteminde en yüksek birim gider 5,534 TL/ton ile E2+Y2+K2 kombinasyonu kullanıldığında ortaya

çıkmaktadır. Kullanılan toplam kepçe kapasitesi 13.00 yd^3, kamyon kapasitesi ise 40 s.ton'dur. Bu kombinasyonda oluşan giderlerin türlerine göre dağılımları Çizelge 5'te verilmektedir.

Çizelge 5.E2+Y2+K2 Kombinasyonu için türlerine göre giderler

Gider Türü	Yıllık Gider [x 1000 TL/yıl]	Birim Gider [TL/t]	Gider [%]
Lastik	789,264.00	263.09	4.75
Akaryakıt	1,998,670.75	666.22	12.04
Elektrik	3,252,002.50	1,084.00	19.59
Yağ	125,771.34	41.92	0.76
Yedek Parça	1,310,197.50	436.73	7.89
Tamir-Bakım	1,235,951.25	411.98	7.44
Sigorta	242,783.02	80.93	1.46
İşçilik	663,482.38	221.16	4.00
Amortisman	1,840,455.13	613.49	11.08
Faiz	5,144,938.00	1,714.98	30.99
Toplam	16,603,515.87	5,534.50	100.00

3.4.Yatırım Tutarları

İlk yatırım tutarı, Ekskavatör+Kamyon yönteminde 14,678,258,000 TL dış, 4,697,042,000 TL ise iç para olmak üzere toplam 19,375,300,000 TL, Ekskavatör+Bant yönteminde ise 7,881,139,000 TL dış, 6,236,613,000 TL iç para olmak üzere toplam 14,117,752,000 TL'dır.

Toplam yatırım tutarı ise (yenileme yatırımları dahil) Ekskavatör+Kamyon yönteminde 29,823,775,000 TL dış, 9,543,608,000 TL iç olmak üzere toplam 39,367,383,000 TL, Ekskavatör+Bant yönteminde ise 9,196,489,000 TL dış, 20,064,217,000 TL iç olmak üzere toplam 29,260,706,000 TL olmaktadır.

Çizelge 6.Yatırım tutarlarının yüzde dağılımları.

UYGULANAN YÖNTEM	İLK YATIRIM		TOPLAM YATIRIM	
	İç	Dış	İç	Dış
Ekskavatör+Kamyon	24.24	75.76	24.24	75.76
Ekskavatör+Bant	44.18	55.82	68.57	31.43

Çizelge 7.Ekskavatör+Bant yöntemi yatırım tutarlarının Ekskavatör+Kamyon yöntemi yatırım tutarlarına oranları [%].

YATIRIM TÜRÜ	Eks+Bant/Eks+Kamyon [%]		
	İç	Dış	Toplam
İlk Yatırım	132.77	53.69	72.86
Toplam Yatırım	210.24	30.84	74.33

Çizelge 6 ve 7 gözönüne alındığında, Ekskavatör+Bant yönteminin, Ekskavatör+Kamyon yönteminden ilk yatırımda 1.33 kat (%132.78), toplam yatırımda ise 2.10 kat (%210.24) daha fazla bir değere sahip olduğu görülmektedir.

Dış para gözönüne alındığında, Ekskavatör+Bant yöntemi, Ekskavatör+Kamyon yönteminin ilk yatırımının %53.69'u, toplam yatırımının ise %30.84'üne sahiptir.

Toplam yatırım (iç+dış) gözönüne alındığında, Ekskavatör+Bant yöntemi, Ekskavatör+Kamyon yönteminin ilk yatırım olarak %72.86, toplam yatırım (yenileme dahil) olarak ise %74.33'üne sahiptir.

Ekskavatör+Bant yöntemi, Ekskavatör+Kamyon yöntemine göre iç yatırım olarak daha yüksek, dış ve toplam yatırım olarak ise daha düşük bir değere sahiptir. Bu da Ekskavatör+Bant yönteminde gerek ilk, gerekse de yenileme yatırımlarında dış paraya olan gereksinimin daha az olduğunu, dolayısıyla bu yöntemin daha avantajlı olduğunu göstermektedir.

4.SONUÇ VE ÖNERİLER

Batı Anadolu Çimento Sanayii A.Ş.'ye ait kalker ocağında hedeflenen 3,000,000 ton/yıl'lık üretim kapasitesi için kalkerin, kepçe kapasitesi 4.45 yd^3 olan Hidrolik-Paletli Ekskavatör ve 4.75 yd^3 olan Lastik Tekerlekli Yükleyici ile 28 s.ton kasa kapasitesine sahip kamyonlara yüklenip ocak içinde bulunan sabit bir kırıcıya kadar getirildiği, burada birincil kırma işleminden geçerek bantlarla çimento fabrikası sahası içinde bulunan stok sahasına taşındığı yöntemin, kalkerin kepçe kapasitesi 5 yd^3 olan Hidrolik-Paletli Ekskavatör ve 4.75 yd^3 olan Lastik Tekerlekli Yükleyici ile 35 s.ton kapasiteli kamyonlara yüklenip, fabrika sahasında bulunan sabit bir kırıcıya kadar taşındığı yöntemden, ilk yatırım, toplam yatırım ve birim gider açısından daha uygun olduğu belirlenmiştir.

Ekskavatör+Bant yöntemi, Ekskavatör+Kamyon yönteminin ilk yatırım tutarının %72.86, toplam yatırım tutarının ise %74.33'üne sahip olmaktadır. Birim gider olarak %9.86 daha düşük bir değere sahip olan Ekskavatör+Bant yönteminin, gerek Lastik Tekerlekli Yükleyici ve kamyonların, gerekse de bant konveyör tesis ve donanımlarının tamamen yurt içinde üretilmeleri, dolayısıyla yedek parça sağlama kolaylığı ve yenileme yatırımlarınının büyük oranda iç para ile yapılabilmesi, ocak içi ve dışı araç trafiğinin az ve işletme organizasyonunun daha kolay olmasından dolayı üretim yöntemi olarak seçilmesi uygun olacaktır.

KAYNAKLAR

KORAK,J.,1980;"Vergleich der Transportmöglichkeiten Schwerlastkraftwagen mit Kombination fahrbare Brechanlage und Gurtbandanlage für den Haufwerktransport im engeren Festgestein-Tagebaubereich", Braunkohle, Heft 8, Seite 229-239.

KÖSE,H.,ÇEBİ,Y.,1987;"Örtü-Kazı Yöntemlerinin Ekonomik Yönden Etüdü", Türkiye Madencilik Bilimsel ve Teknik 10. Kongresi, Ankara.

STRZODKA,K.,PIATKOWIAK,N.,STEINMETZ,R.,1985;"Zur Technologie des Einsatzes on Brecheranlagen in Festgesteinstagebauen der Deutschen Demokratischen Republik", BHM Berg- und Hüttenmaennische Monatshefte, Heft 10, Seite 385-395.

.....,1987;"Ankara-Nallıhan-Acıbaşı Kireçtaşı Sahası Açık İşletme Projesi", Dokuz Eylül Üniversitesi Mühendislik-Mimarlık Fakültesi, İzmir.

.....;İş makinaları katalogları.

Ek 1. Hidrolik-Paletli Ekskavatör ve Lastik Tekerlekli Yükleyicilere ait Veriler

HİDROLİK EKSKAVATÖRLER			E1	E2	E3	E4
Yapılacak Üretim		[ton/yıl]	1,800,000	1,800,000	1,800,000	1,800,000
Kepçe Kapasitesi		[yd3]	4.45	6.50	5.00	4.00
Kepçe Periyodu		[sn]	27	27	22	24
Kepçe Dolum Faktörü			0.85	0.85	0.85	0.85
İşyeri Verimi			0.85	0.85	0.85	0.85
Saatlik Çalışma Süresi		[dk/saat]	50	50	50	50
Günlük Çalışma Süresi		[saat/gün]	14	14	14	14
Yıllık Çalışma Süresi		[gün/yıl]	300	300	300	300
Birim Fiyat [x1000]	FOB	[TL]	1,303,600	1,629,375	1,069,695	1,507,055
	Dış Para Toplam	[TL]	1,315,350	1,644,188	1,079,420	1,520,756
	İç Para Toplam	[TL]	420,912	526,140	345,414	486,642
	Toplam	[TL]	1,736,262	2,170,328	1,424,834	2,007,398
Yedek Parça Oranı		[%]	6.50	6.50	6.50	6.50
Tamir Bakım Oranı		[%]	5.00	5.00	5.00	5.00
Mali Mesuliyet Sigorta Oranı		[%]	0.05	0.05	0.05	0.05
Akaryakıt Tüketimi		[lt/saat]	38	44	32	52
Yağ Tüketimi		[lt/saat]	0.565	0.674	0.673	0.330
Makina Ömrü		[yıl]	15	15	15	15

LASTİK TEKERLEKLİ YÜKLEYİCİLER			Y1	Y2	Y3	Y4
Yapılacak Üretim		[ton/yıl]	1,200,000	1,200,000	1,200,000	1,200,000
Kepçe Kapasitesi		[yd3]	4.75	6.50	4.75	6.00
Kepçe Periyodu		[sn]	30	36	39	42
Kepçe Dolum Faktörü			0.85	0.85	0.85	0.85
İşyeri Verimi			0.80	0.80	0.80	0.80
Saatlik Çalışma Süresi		[dk/saat]	50	50	50	50
Günlük Çalışma Süresi		[saat/gün]	14	14	14	14
Yıllık Çalışma Süresi		[gün/yıl]	300	300	300	300
Birim Fiyat [x1000]	FOB	[TL]	551,518	1,423,686	--	831,985
	Dış Para Toplam	[TL]	556,532	1,436,628	--	839,549
	İç Para Toplam	[TL]	178,090	459,721	501,760	268,656
	Toplam	[TL]	734,622	1,896,349	501,760	1,108,205
Yedek Parça Oranı		[%]	6.50	6.50	6.50	6.50
Tamir Bakım Oranı		[%]	5.00	5.00	5.00	5.00
Mali Mesuliyet Sigorta Oranı		[%]	0.05	0.05	0.05	0.05
Akaryakıt Tüketimi		[lt/saat]	26	47	22	44
Yağ Tüketimi		[lt/saat]	0.278	0.497	0.277	0.542
Lastik Sayısı		[adet]	4	4	4	4
Lastik Ömrü		[saat]	2000	2000	2000	2000
Lastik Fiyatı		[TL/adet]	6,000,000	6,000,000	6,000,000	6,000,000
Makina Ömrü		[yıl]	10	10	10	10

Ek 2.Kamyonlara ait Veriler

KAMYONLAR			K1	K2	K3
Kapasite		[s.ton]	28	35	40
Manevra Süresi (t2)		[sn]	45	20	20
Gidiş Dönüş Süresi (t3) *		[sn]	1050	450	450
Gidiş Dönüş Süresi (t3) **		[sn]	600	250	250
Boşaltma Süresi (t4) *		[sn]	210	170	170
Boşaltma Süresi (t4) **		[sn]	120	80	80
Kamyon Dolum Faktörü			0.90	0.90	0.90
İşyeri Verimi			0.85	0.85	0.85
Saatlik Çalışma Süresi		[dk/saat]	50	50	50
Günlük Çalışma Süresi		[saat/gün]	14	14	14
Yıllık Çalışma Süresi		[gün/yıl]	300	300	300
Birim Fiyat [x1000]	FOB	[TL]	--	984,440	713,130
	Dış Para Toplam	[TL]	--	993,345	719,613
	İç Para Toplam	[TL]	185,920	317,870	230,276
	Toplam	[TL]	185,920	1,311,215	949,889
Yedek Parça Oranı		[%]	6.50	6.50	6.50
Tamir Bakım Oranı		[%]	5.00	5.00	5.00
Kaza Sigorta Oranı		[%]	2.00	2.00	2.00
Akaryakıt Tüketimi		[lt/saat]	10	25	28
Yağ Tüketimi		[lt/saat]	0.500	0.700	0.700
Makina Ömrü		[yıl]	5	10	10
* : Kamyon ile tesise direkt taşıma ; ** : Bant ile taşıma					

Ek 3.Kırıcı ve Bant Konveyörlere ait Veriler

KIRICI			
Kapasite		[t/h]	1,000.
Motor Gücü		[kW]	1,700
Birim Fiyat [x1000]	FOB	[TL]	5,915,125
	Dış Para Toplam	[TL]	6,565,789
	İç Para Toplam	[TL]	2,101,052
	Toplam	[TL]	8,666,841
Mali Mes.Sig.Oranı		[%]	0.05
Yağ Tüketimi		[lt/h]	0.05
Yedek Parça Oranı		[%]	2.00
Tamir-Bakım Oranı		[%]	2.00
Ömür		[yıl]	30

BANT KONVEYÖR TESİSİ		
Bant Hızı	[m/sn]	2.50
Emniyet Faktörü		1.30
Motor Verimi		0.80
Ömrü (*)	[yıl]	30
Tamir-Bakım Oranı	[%]	1.30
Yedek Parça Oranı	[%]	2.00
Mali Mes.Sig.Oranı	[%]	0.05
Yağ Tüketimi	[lt/m*h]	0.0003
Bant Birim Fiyatı	[TL/inç*foot]	11000.00
* : Tesisin 10 yılda bir %20'si yenilenecektir.		

Ek 4.Ekskavatör+Kamyon yöntemindeki Toplam Yatırım, Yıllık ve Birim Giderler

Kombinasyon Kodları	Kapasiteler	Toplam Yatırım [x1000 TL]	Yıllık Gider [x1000 TL/yıl]	Birim Gider [TL/t]
E3 + Y1 + K3	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	39,367,383	13,076,586	4,359.
E3 + Y3 + K3	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	38,668,800	13,082,237	4,361.
E3 + Y4 + K3	5.00 yd3 + 6.00 yd3 + 35 s.ton	40,488,132	13,401,256	4,467.
E3 + Y2 + K3	5.00 yd3 + 6.50 yd3 + 35 s.ton	42,852,564	13,811,459	4,604.
E3 + Y1 + K2	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	49,123,192	14,660,097	4,887.
E3 + Y3 + K2	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	48,424,604	14,665,748	4,889.
E1 + Y3 + K2	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	49,047,460	14,821,286	4,940.
E1 + Y1 + K3	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	45,689,576	14,902,295	4,967.
E1 + Y3 + K3	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	44,990,992	14,907,948	4,969.
E1 + Y3 + K1	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	35,955,052	14,930,231	4,977.
E3 + Y4 + K2	5.00 yd3 + 6.00 yd3 + 40 s.ton	50,243,940	14,984,766	4,995.
E4 + Y3 + K2	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	49,589,732	15,019,844	5,007.
E4 + Y1 + K3	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	46,231,848	15,100,850	5,034.
E4 + Y3 + K3	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	45,533,260	15,106,504	5,036.
E4 + Y3 + K1	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	36,497,328	15,128,787	5,043.
E1 + Y4 + K3	4.45 yd3 + 6.00 yd3 + 35 s.ton	46,810,320	15,226,963	5,076.
E3 + Y2 + K2	5.00 yd3 + 6.50 yd3 + 40 s.ton	52,608,368	15,394,970	5,132.
E4 + Y4 + K3	4.00 yd3 + 6.00 yd3 + 35 s.ton	47,352,596	15,425,520	5,142.
E3 + Y3 + K1	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	37,563,236	15,639,265	5,213.
E1 + Y4 + K1	4.45 yd3 + 6.00 yd3 + 28 s.ton	38,889,908	15,681,536	5,227.
E1 + Y1 + K1	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	38,884,680	15,789,152	5,263.
E1 + Y1 + K2	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	53,679,688	15,826,757	5,276.
E4 + Y4 + K1	4.00 yd3 + 6.00 yd3 + 28 s.ton	39,432,180	15,880,092	5,293.
E2 + Y1 + K3	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	49,407,376	15,932,426	5,311.
E2 + Y3 + K3	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	48,708,788	15,938,077	5,313.
E4 + Y1 + K1	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	39,426,952	15,945,878	5,315.
E4 + Y1 + K2	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	54,221,968	16,025,312	5,342.
E1 + Y4 + K2	4.45 yd3 + 6.00 yd3 + 40 s.ton	54,800,440	16,151,427	5,384.
E2 + Y4 + K3	6.50 yd3 + 6.00 yd3 + 35 s.ton	50,528,124	16,257,097	5,419.
E4 + Y4 + K2	4.00 yd3 + 6.00 yd3 + 40 s.ton	55,342,716	16,349,983	5,450.
E3 + Y4 + K1	5.00 yd3 + 6.00 yd3 + 28 s.ton	40,498,088	16,390,570	5,464.
E1 + Y2 + K3	4.45 yd3 + 6.50 yd3 + 35 s.ton	52,024,420	16,481,395	5,494.
E3 + Y1 + K1	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	40,492,864	16,498,188	5,499.
E1 + Y2 + K2	4.45 yd3 + 6.50 yd3 + 40 s.ton	57,164,872	16,561,628	5,521.
E4 + Y2 + K3	4.00 yd3 + 6.50 yd3 + 35 s.ton	52,566,692	16,679,952	5,560.
E4 + Y2 + K2	4.00 yd3 + 6.50 yd3 + 40 s.ton	57,707,144	16,760,185	5,587.
E2 + Y3 + K1	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	41,285,264	16,863,566	5,621.
E2 + Y3 + K2	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	57,782,880	17,066,006	5,689.
E1 + Y2 + K1	4.45 yd3 + 6.50 yd3 + 28 s.ton	44,600,900	17,249,760	5,750.
E4 + Y2 + K1	4.00 yd3 + 6.50 yd3 + 28 s.ton	45,143,172	17,448,314	5,816.
E2 + Y2 + K3	6.50 yd3 + 6.50 yd3 + 35 s.ton	55,742,224	17,511,528	5,837.
E2 + Y4 + K1	6.50 yd3 + 6.00 yd3 + 28 s.ton	44,220,120	17,614,872	5,872.
E2 + Y1 + K1	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	44,214,892	17,722,486	5,908.
E3 + Y2 + K1	5.00 yd3 + 6.50 yd3 + 28 s.ton	46,209,084	17,958,794	5,986.
E2 + Y1 + K2	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	62,415,112	18,071,474	6,024.
E2 + Y4 + K2	6.50 yd3 + 6.00 yd3 + 40 s.ton	63,535,860	18,396,146	6,132.
E2 + Y2 + K2	6.50 yd3 + 6.50 yd3 + 40 s.ton	65,900,300	18,806,348	6,269.
E2 + Y2 + K1	6.50 yd3 + 6.50 yd3 + 28 s.ton	49,931,112	19,183,094	6,394.

Ek 5.Ekskavatör+Bant yöntemindeki Toplam Yatırım, Yıllık ve Birim Giderler

Kombinasyon Kodları	Kapasiteler	Toplam Yatırım [x1000 TL]	Yıllık Gider [x1000 TL/yıl]	Birim Gider [TL/t]
E1 + Y3 + K1	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	29,260,706	12,891,885	4,297.
E4 + Y3 + K1	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	29,802,990	13,090,442	4,363.
E3 + Y3 + K1	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	30,868,900	13,227,886	4,409.
E1 + Y1 + K3	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	38,254,880	13,255,001	4,418.
E1 + Y3 + K3	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	37,556,288	13,260,653	4,420.
E1 + Y1 + K1	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	31,074,824	13,318,521	4,440.
E4 + Y1 + K3	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	38,797,148	13,453,558	4,485.
E4 + Y3 + K3	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	38,098,564	13,459,210	4,486.
E4 + Y1 + K1	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	31,617,094	13,475,244	4,492.
E1 + Y4 + K3	4.45 yd3 + 6.00 yd3 + 35 s.ton	39,375,628	13,579,672	4,527.
E1 + Y4 + K1	4.45 yd3 + 6.00 yd3 + 28 s.ton	32,195,570	13,643,189	4,548.
E4 + Y4 + K3	4.00 yd3 + 6.00 yd3 + 35 s.ton	39,917,900	13,778,227	4,593.
E4 + Y4 + K1	4.00 yd3 + 6.00 yd3 + 28 s.ton	32,737,844	13,841,746	4,614.
E3 + Y1 + K3	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	40,481,688	13,925,406	4,642.
E3 + Y3 + K3	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	39,783,104	13,931,057	4,644.
E1 + Y2 + K3	4.45 yd3 + 6.50 yd3 + 35 s.ton	41,740,056	13,989,874	4,663.
E3 + Y1 + K1	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	32,683,008	14,027,555	4,676.
E4 + Y2 + K3	4.00 yd3 + 6.50 yd3 + 35 s.ton	42,282,324	14,188,430	4,729.
E3 + Y4 + K3	5.00 yd3 + 6.00 yd3 + 35 s.ton	41,602,432	14,250,076	4,750.
E2 + Y1 + K3	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	41,972,676	14,285,134	4,762.
E2 + Y3 + K3	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 35 s.ton	41,274,084	14,290,784	4,764.
E3 + Y4 + K1	5.00 yd3 + 6.00 yd3 + 28 s.ton	33,803,752	14,352,224	4,784.
E2 + Y3 + K1	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	33,475,408	14,392,933	4,798.
E1 + Y2 + K1	4.45 yd3 + 6.50 yd3 + 28 s.ton	35,675,524	14,485,678	4,829.
E2 + Y4 + K3	6.50 yd3 + 6.00 yd3 + 35 s.ton	43,093,424	14,609,803	4,870.
E1 + Y1 + K2	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	46,926,696	14,653,332	4,884.
E1 + Y3 + K2	4.45 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	46,228,112	14,658,984	4,886.
E3 + Y2 + K3	5.00 yd3 + 6.50 yd3 + 35 s.ton	43,966,864	14,660,278	4,887.
E4 + Y2 + K1	4.00 yd3 + 6.50 yd3 + 28 s.ton	36,217,800	14,684,234	4,895.
E2 + Y1 + K1	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 28 s.ton	35,289,512	14,819,570	4,940.
E4 + Y1 + K2	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	47,468,976	14,851,889	4,951.
E4 + Y3 + K2	4.00 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	46,770,384	14,857,542	4,953.
E1 + Y4 + K2	4.45 yd3 + 6.00 yd3 + 40 s.ton	48,047,448	14,978,003	4,993.
E2 + Y2 + K3	6.50 yd3 + 6.50 yd3 + 35 s.ton	45,457,852	15,020,003	5,007.
E2 + Y4 + K1	6.50 yd3 + 6.00 yd3 + 28 s.ton	36,410,260	15,144,237	5,048.
E4 + Y4 + K2	4.00 yd3 + 6.00 yd3 + 40 s.ton	48,589,720	15,176,560	5,059.
E3 + Y2 + K1	5.00 yd3 + 6.50 yd3 + 28 s.ton	37,283,708	15,194,714	5,065.
E1 + Y2 + K2	4.45 yd3 + 6.50 yd3 + 40 s.ton	50,411,880	15,388,205	5,129.
E3 + Y1 + K2	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	50,237,488	15,508,918	5,170.
E3 + Y3 + K2	5.00 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	49,538,904	15,514,569	5,172.
E4 + Y2 + K2	4.00 yd3 + 6.50 yd3 + 40 s.ton	50,954,148	15,586,763	5,196.
E3 + Y4 + K2	5.00 yd3 + 6.00 yd3 + 40 s.ton	51,358,236	15,833,588	5,278.
E2 + Y1 + K2	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	51,728,480	15,868,645	5,290.
E2 + Y3 + K2	6.50 yd3 + 4.75 yd3 + 40 s.ton	51,029,888	15,874,296	5,291.
E2 + Y2 + K1	6.50 yd3 + 6.50 yd3 + 28 s.ton	39,890,216	15,986,727	5,329.
E2 + Y4 + K2	6.50 yd3 + 6.00 yd3 + 40 s.ton	52,849,224	16,193,313	5,398.
E3 + Y2 + K2	5.00 yd3 + 6.50 yd3 + 40 s.ton	53,722,668	16,243,790	5,415.
E2 + Y2 + K2	6.50 yd3 + 6.50 yd3 + 40 s.ton	55,213,656	16,603,517	5,535.

FİNANSAL KİRALAMA: MADENCİLİK YATIRIMLARI İÇİN ALTERNATİF FİNANSMAN KAYNAĞI

FINANCIAL LEASING: AN ALTERNATIVE SOURCE OF FINANCE FOR MINING INVESTMENTS

İrem KARABAŞ *
Neş'e ÇELEBİ **

ÖZET

Bir varlığın kullanımının finansmanı olan finansal kiralama, yatırımcıyı finansman yükünden kurtarmakla önemli bir kaynak olarak ortaya çıkmaktadır. Türkiye'de madencilik sektöründe uygulamasına henüz rastlanmamakla birlikte, madencilik yatırımlarının yapısından dolayı, finansal kiralama, sektör için ümit verici alternatif bir kaynak oluşturacaktır.

Bu yazıda, finansal kiralama genel olarak tanıtıldıktan sonra dünya madencilik şektöründeki uygulaması ve Türkiye'deki durum incelenmektedir. Yazıda, ayrıca finansal kiralama alternatiflerinin değerlendirilme yöntemi de açıklanmaktadır.

ABSTRACT

Financial leasing, being the finance of the usage of an asset, is an important source of finance releasing the financial burden of the investor. In Turkey, although for the time being there is no application in mining sector, it will be a promising alternative source because of the structure of the mining investments.

In this paper, after a general description of the financial leasing, applications in world mining sector and the situation in Turkey is investigated. Moreover, in the paper, the evaluation methodology of financial leasing alternatives is also explained.

* Araş. Gör., Maden Müh. Böl., ODTÜ, ANKARA
** Doç. Dr., Maden Müh. Böl., ODTÜ, ANKARA

1. GİRİŞ

Madencilik, diğer sektörlerle karşılaştırıldığında, yatırım tutarının fazla olduğu kapital yoğun bir sektördür. Bu nedenle, özellikle ölçek büyüdükçe, firmaların yatırımları güçleşmekte ve hatta imkansızlaşmaktadır. Kaynak yaratmada borçlanma yoluna gidilmesi ise sermaye maliyetinin yüksek olması nedeniyle firmaları büyük borçlar altına sokmaktadır. Kimi zaman ise özellikle küçük işletmeler için normal borçlanma yolu tıkanmaktadır. Bu noktada, gereksinim duyulan varlığın kullanımının belirli bir süre için kira bedelini ödemek koşuluyla edinilmesi anlamına gelen finansal kiralama (leasing), diğer finans kaynaklarına bir alternatif olarak önem kazanmaktadır.Diğer finansman türleri varlığın kendisinin finanse edildiği yöntemlerdir. Finansal kiralama ise varlığın kullanımının finansmanıdır. Yatırım yapan kuruluşlar için % 100'e varan oranlarda kaynak sağlayabilen finansal kiralama, ayrıca bir takım büyük projelerin finansmanı için kaynakların o alana aktarılmasında önemli bir rol oynamaktadır.

2. FİNANSAL KİRALAMA

2.1. Genel Özellikler

Finansal kiralama, bir malın mülkiyetine sahip olmaksızın sadece kullanım hakkının belli bir süre için elde edilmesidir. Finansal kiralama (leasing), bir kiralama şirketinin, kiracı durumundaki şirketin ihtiyaçlarına uygun bir malı bir kira sözleşmesi altında belli bir süre için kiracı şirkete vermesiyle gerçekleşmektedir.

Kiracı, kiralanan varlığın kullanma yetkisine sahip olan ve mülkiyeti dışında bütün riskleri ve yararları üstlenen taraftır.

Finansal kiralama sözleşmeleri konuları acısından tüketim malları veya yatırım malları kiralamaları olabilirler. Tüketim malları çamaşır makinası, televizyon, otomobil gibi dayanıklı

tüketim mallarını kapsar. Yatırım malları kiralaması ise iş makinaları, tekstil makinaları, bilgisayar sistemi gibi yatırıma yönelik malları içerir. Bu çeşit kiralamaların konusu maden makina ve ekipmanları gibi tek tek yatırım malları olabileceği gibi, bir zenginleştirme tesisi ve hatta bir maden gibi komple bir tesis de olabilir.

2.2. Finansal Kiralamanın Avantajları

Finansal kiralama diğer finansman yöntemlerine göre önemli kolaylıklar getirmekte ve dünyada büyük kabul görmektedir (Uyanık, 1990). Kiralamanın başlıca avantajları aşağıdaki gibi sıralanabilir;

-Sermaye piyasalarında finansman ihtiyacının karşılanmasını sağlar. Özellikle sermaye birikiminin yetersiz olduğu küçük ve yeni işletmelerde ihtiyaç duyulan makina ve techizatın sağlanmasında önem kazanmaktadır.

-Yatırımları artırıcı özelliğe sahiptir.

-Kıt finansal kaynakların yeni sermaye yatırımlarına dönüştürülmesini sağlar.

-Finansal kiralama ile vergi avantajı sağlanabilir. Kiraya veren şirket yatırımın sahipliğini üstlenen taraf olduğu için yatırım teşvik kredilerinden yararlanabilir ve amortisman ayırarak vergi tasarrufu sağlar. Kiracı olan taraf ise düşük kira ödemeleriyle bu vergi tasarruflarından dolaylı olarak yararlanabilir.

-Finansal kiralama teknolojik eskimeye karşı varlığın kullanıcısını koruması nedeniyle satın almaya göre bir üstünlük sağlar.

2.3. Finansal Kiralamanın Dezavantajları

Finansal kiralama, avantajlarının yanında taraflar açısından bir takım sorunları da beraberinde getirmektedir (Varlık ve ark., 1985);

-Finansal kiralama genellikle orta ve küçük çaplı firmalar için çekici olabılmektedir. Bu tür firmalar ise belirli bir risk taşımaktadır.

-Finansal kiralama şirketleri, gereksinim duydukları fonları temin etmede güçlük çekebilmekte, özellikle kredi imkanlarının kısıtlı olduğu dönemlerde kaynak temin edememe durumuyla karşılaşabilmektedirler.

-Teknolojisi hızla ve sürekli değişen mallarda dönem sonundaki değeri saptamak çok zor olmaktadır.

-Finansal kiralama şirketi temin ettiği fonların ödeme koşulları ile kira kontratının koşullarını iyi bir şekilde dengelemelidir. Özellikle uzun vadeli kiralamalarda, şirketlerin kullandıkları fonlar için ödemeleri gereken faizlerde görülebilecek dalgalanmalar bir risk faktörü oluşturmaktadır.

3. DÜNYADA FİNANSAL KİRALAMA

Finansal kiralama işlemleri sanayileşmiş ülkelerde başlamış ve daha sonra çok uluslu şirketler eliyle tüm dünyaya yayılmıştır. Sanayileşmiş ülkelerde, kiralama faaliyetleri 1973 Petrol kriziyle bir yavaşlama içine girmiş ancak 1970'lerin sonlarına doğru tekrar bir gelişme kaydetmiştir. Kiralama, 1980'lerde tüm sanayileşmiş ülkelerde finansman sektörünün önemli bir bölümü haline gelmiştir (Uyanık, 1990; Varlık ve ark., 1985).

Kiralama endüstrisinin gelişiminin en hızlı olduğu yıllar kiralama işlemlerinin vergi kanunlarıyla destek gördüğü yıllardır. Günümüzde kiralama vergi olanaklarıyla değil önemli bir finans yöntemi oluşuyla değer kazanmaktadır. Kiraya veren şirketler belli yatırım malları üzerinde uzmanlaşmakta, yatırımın bakım ve onarımı, kiralama sonunda hurda değerin yeniden pazarlanması gibi konularda etkinlik kazanmaktadırlar.

Gelişmekte olan ülkelerde kiralama şirketleri genellikle küçük işletmelere yönelik faaliyette bulunmakta ve daha çok taşımacılık, iş ve büro makinaları, madencilik ve tarım

alanlarında iş yapmaktadırlar. Bu ülkelerde kiralama endüstrisi daha çok hükümet desteğiyle ayakta durmakta ve vergi teşvikleri kanalıyla gelişimi sağlanmaktadır.

3.1. Dünya Madenciliğinde Finansal Kiralama

Dünya madenciliğinde önemli yere sahip olan Avusturalya, Güney Afrika Cumhuriyeti, A.B.D ve İngiltere'de finansal kiralama uygulama olarak değişiklikler göstermektedir (Ravenscroft, 1985).

Avusturalya

Avusturalya, finansal kiralamanın kaynak sağlamada önemli bir alternatif olarak ortaya çıktığı ülkelerden biridir. Madencilik açısından bakıldığında finansal kiralama uygulamalarının kömür madenciliğinde yaygın olduğu görülmektedir. Madencilik sektöründe shovel, dragline, kamyon gibi iş makinaları, cevher zenginleştirme tesisleri, lavvar ve izabe tesisleri, yeraltı delme makinalarının yanı sıra yardımcı üretim ve hizmet üniteleri de finansal kiralamanın uygulama alanları içine girmektedir.

Güney Afrika Cumhuriyeti

Madencilikte finansal kiralama sektörünün hızla büyümekte olduğu ülkelerden biri olan Güney Afrika Cumhuriyeti'nde, madencilik ekipmanları tüm ekipman kiralamalarında başı çekmektedir. Bu ülkede madencilik sektörüne kanuni düzenlemelerle getirilen indirimler ve teşvikler, finansal kiralamayı canlı tutmaktadır.

A.B.D.

Amerika Birleşik Devletleri'nde finansal kiralama dünyadaki en büyük finansal kiralama sektörüdür. Madencilikte uygulama, finansal kiralamanın alternatif bir finans yöntemi olarak çıktığı yıllara kadar uzanmakla birlikte, resmi kayıtlara göre madencilik sektöründe gerçekleşen kiralama, toplam kiralama hacminin küçük bir kısmını oluşturmaktadır.

Belli başlı madencilik şirketleri dragline, kamyon ve yeraltı makinaları üzerinde kiralama işlerini yoğunlaştırmışlardır. Ayrıca konveyörler, vagonlar ve diğer iş makinaları da finansal kiralama yoluyla finansmanına gidilen madencilik ekipmanlarıdır.

İngiltere

İngiltere'de vergiye dayalı finansal kiralamalar geçerlidir. Kiralama faaliyetleri petrol arama ekipmanları, tesis, makina ve techizat üzerinde yoğunlaşmaktadır. Kuzey Denizinde pek çok sondaj kulesinin finansmanı kiralama yoluyla yapılmaktadır. İngiltere'nin en büyük madencilik organizasyonu olan HQTD (Head Quarter Technical Department) sınırlı sayıda olmakla birlikte ekipman kiralaması yapmaktadır. Mevcut hükümet kararları ve kanundaki kısıtlamalarla madencilik sektöründe kiralama pek fazla rağbet görmemektedir.

4. TÜRKİYE'DE FİNANSAL KİRALAMA

Türkiye'de finansal kiralama, 10.6.1985 tarihinde "Finansal Kiralama Kanunu" adı altında finansal kiralama sözleşmesinin hukuki yapısını, tarafların karşılıklı hak ve yükümlülüklerini ve buna uygulanacak teşvik önlemlerini düzenleyen bir kanun çıkarılması ile yasal bir yapıya kavuşturulmuştur (Resmi G., 28.6.1985).

4.1. Finansal Kiralamanın Hukuki Yapısı

Finansal kiralama kanununa göre finansal kiralama sözleşmesi kiralayanın, kiracının talep ettiği bir malın zilyetliğini her türlü faydayı sağlamak üzere ve belli bir süre feshedilmemek kaydıyla kira bedeli karşılığında kiracıya bırakmasını öngören bir sözleşmedir (Resmi G., 28.6.1985). Sözleşme, her türlü vergi resim ve harçtan muaftır. Kanunda, sözleşme konusu malın taşınır ya da taşınmaz yatırım malları olabileceği belirtilmiştir. Öte yandan malın mutlaka yeni olması koşulu aranmamaktadır. Ancak kiralayan şirketin malı

sözleşme süresince sigorta ettirmesi zorunludur.

Kiralayan bir finansal kiralama şirketi olmalıdır. Kanun, kiralayan şirketin Türkiye'de anonim ortaklık şeklinde kurulmasını öngörmektedir. Ayrıca, izne bağlı olarak mevduat kabul etmeyen kalkınma ve yatırım bankaları da finansal kiralama işlemi yapabilirler. Yabancı bir şirketin Türkiye'de finansal kiralama sözleşmesi yapabilmesi ise Türkiye'de şube açmasına bağlıdır.

Finansal kiralama sözleşmesinin diğer tarafını oluşturan kiracı bir yatırımcı olarak gerçek ya da tüzel kişiler olabilir. Kiracı kendisine zilyetliği devredilen malı, bundan her türlü yararı elde edicek şekilde kullanmak hakkına sahip bulunmaktadır. Ancak kanun bu hakkı sözleşmenin amacıyla sınırlandırmaktadır. Böylece kiracı, malı yatırım ve hangi işler için öngörmüşse, ancak o yatırımda ve o işler için kullanmak durumundadır (Kuntalp, 1988).

Kanun gereği kiracı malın kullanımı sırasındaki hasar ve ziyandan sorumludur. Ayrıca bu kiracıya malı itinayla kullanma zorunluluğu da getirmektedir. Kanunda bakım onarım masraflarının kiracıya ait olacağı öngörülmekte ise de bu emredici bir hüküm niteliği taşımadığından sözleşme ile bunun aksinin kararlaştırılması mümkündür.

Kanunda kiralama bedelinin ve ödeme dönemlerinin belirlenmesi taraflara bırakılmıştır. Bakanlar kurulu kararına bağlı olarak kiralayan ve kiracı şirketlerin bu kanunun uygulanmasından doğacak kazanç ve ücretlerinden vergi alınmayabilir, ya da vergi oranları artırılıp eksiltilebilir.

4.2. Türkiye'de Finansal Kiralama Uygulamaları

Yukarıda hukuksal yapısı tanıtılan finansal kiralamanın uygulamasına gelince Türkiye'de ençok arazi, fabrika binası, turistik tesis gibi gayri menkullerin finansal kiralaması

görülmektedir. Ayrıca son yıllarda bilgisayar kiralamaları da dikkat çekmektedir.

Günümüzde finansal kiralama orta ve uzun vadeli finansman sağlayarak yatırımların canlandırılmasını ve yabancı sermayenin ülkeye çekilmesini sağlayabileceğinden teşviklerle geliştirilmeye çalışılmaktadır.

5. FİNANSAL KİRALAMA SÖZLEŞMELERİNİN DEĞERLENDİRİLMESİ

Finansal kiralamalar işletmenin faaliyetlerinin yürütülmesi için bir finansman alternatifi olustururlar ve finansman şekli olarak değerlendirilmelidirler (Uyanık, 1990). Dolayısı ile, finansal kiralama, diğer finans yöntemleri yoluyla satınalma ile karşılaştırılarak yatırım kararı alınmalıdır.

Kiralama alternatifi incelenirken, önce, kiralama durumunda ortaya çıkacak nakit akımlarının belirlenmesi gereklidir. Kiralamanın nakit akımlarına etkisi aşağıdaki gibi özetlenebilir;

-Varlığın kiralanması durumunda satın alma bedeline eşit miktarda bir nakit firma bünyesinde kalmaktadır.

-Varlığın kiralanması halinde yatırım teşvik kredisinden sadece varlığı satın alan taraf yararlanabilmektedir.

-Kira dönemi boyunca varlığın kullanımına karşılık kira ödemeleri yapılacaktır. Satın alma durumunda bu ödemeler sözkonusu olmayacaktır.

-Kiralama süresince ödenecek kira bedelleri gider olarak gösterilerek vergi tasarrufları sağlanabilecektir. Satınalma durumunda bu tür bir vergi tasarrufu edinilemeyecektir.

-Varlığın kiralanması durumunda amortisman giderlerinden vergi tasarrufu yapılamayacaktır. Bu tasarruflar ancak satın alma durumunda geçerli olacaktır.

-Satınalma ve kiralama durumlarında bakım, onarım, servis, işçilik, nakil ve montaj gibi giderler kira kontratına bağlı olarak taraflarca üstlenilir. Bu nakit akımlarının analize katılması gereklidir.

-Varlığın kullanımından doğan nakit akımları varlığı herhangi bir operasyonda kullanmakta olan taraf için nakit girişi oluşturur.

-Varlığın kiralanması durumunda varlık için herhangi bir yatırım yapılmayacaktır. Dolayısıyla herhangi bir kaynaktan borçlanma olmayacağından satınalmanın aksine anapara ve faiz ödemeleri sözkonusu olmayacaktır.

-Kiralama durumunda faiz ödemeleri mevcut olmadığından bunların gider olarak gösterilmesi ve bu yolla vergi tasarrufuna gidilmesi mümkün değildir.

Kiralama/Satınalma alternatiflerinde oluşacak nakit akımlarının bulunmasından sonra,alternatiflerin net bugünkü değerleri hesaplanabilir. Satınalma/kiralama seçeneklerinden daha büyük pozitif net bugünkü değere sahip olanı en ekonomik alternatif olarak belirlenir.

6. SONUÇ

Bir yatırım finansman yöntemi olan finansal kiralama ile yatırımcı finansman yükünden kurtulmakta, hatta uygun kiralama sözleşmesiyle yatırımlar daha cazip hale dönüşebilmektedir. Böylece, finansal kiralama, kaynak sıkıntısının yaşandığı ve yatırım hızının düşük olduğu günümüz Türkiye'sinde madencilik sektöründe projelerin finansmanında önemli ve gelecek vaat eden bir yöntem olarak ortaya çıkmaktadır.

KAYNAKLAR:

KUNTALP, E.,1988; "Finansal Kiralama Kanununa Göre Finansal Kiralama (Leasing) Tanımı ve Hükümleri",Türkiye Bankalar Birliği Yayını,Ankara

RAVENSCRAFT, R.G., 1985; "Leveraged Leasing for the Minerals Industry", Finance for the Mineral Industry, AIME, New York,s.645-656.

UYANIK, S., 1990; "Proje Finansmanında Finansal Kiralamanın Rolü", TOBB Yayını,Ankara.

VARLIK, L., TÜRKAKIN, Ö., GÜRCAN, A.N., 1985; "Leasing Factoring Forfaiting", Türkiye İş Bankası A.Ş, Ankara.

....., 1985; "Finansal Kiralama Kanunu", Resmi Gazete, 28.6.1985 No.18795

K.B.İ. AŞ. MURGUL İŞLETMESİ AÇIK OCAKLARINDA YENİ KULLANILAN BULAMAÇ (EMULSION) PATLAYICI VE ATEŞLEME SİSTEMLERİNİN İNCELENMESİ

AN INVESTIGATION OF NEW EMULSION EXPLOSIVES AND IGNITION SYSTEMS WHICH ARE USED IN OPEN PITS OF MURGUL-K.B.İ.

Selim ALTUN *
Hilmi DİNÇER **

ÖZET

Bu bildiride Ülkemizin en büyük metal maden İşletmelerimizden olan, K.B.İ. A.Ş. Murgul İşletme Müdürlüğü'nün açık ocakları'nda daha önce kullanılan J.Dinamit, Anfo patlayıcılarla, son olarak Türkiye'de ilk defa kullanılmaya başlanan Bulamaç (Emulsion) tipi patlayıcıların ve yine ateşleme sistemlerindeki değişikliklerin, ekonomik ve diğer sonuçları yönünden bir karşılaştırılması sunulmuştur.

ABSTRACT

In this paper, the blasting improvements in KBİ-Murgul Which is one of the biggest open pit metal mines in the country are explained, For the first time in Turkey, Where emulsion explosives have been used. The economic comparison of Anfo and Emulsion explosives and the results of using new ignition system instead of old system are presented.

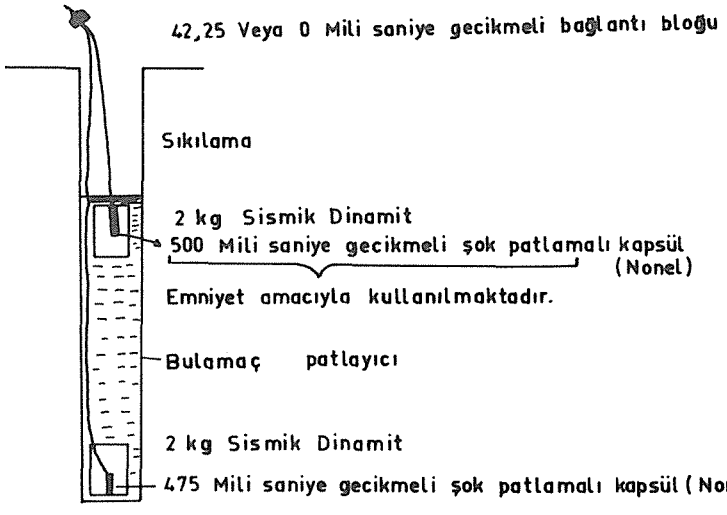
* Delme Patlatma Baş Müh. (Mad.Müh) K.B.İ. A.Ş. Murgul İşletme Müdürlüğü
** İşletme Müdürü (Mad. Yük. Müh) K.B. İ. A.Ş. Murgul İşletme Müdürlüğü

1. GİRİŞ

Kolay kazılabilir olmayan açık ocak madenlerimizde, delme-patlatma üretimin ilk ve en önemli aşamasını oluşturmaktadır. Delme-Patlatma, Üretim kapasitesinden, son ürünün maliyetinden, patlatma sonrası işlemlerin randımanından, emniyetli bir çalışma ortamına kadar her şeyi doğrudan etkileyen en önemli faktördür.

Örneğin, kötü bir patlatma sonucunda; yükleyici makinaların zor koşullarda çalışmasından dolayı, kapasite düşüklüğü, arıza oranının yükselmesi, ikinci delme-patlatma işi nedeniyle; makinalarda fazla yürüme, patar (kaba) oranının yüksekliği nedeniyle de; taşıma emniyet ve kırıcılardaki problemler gibi bir çok olumsuzluklar olacaktır. İyi bir patlatma sonrasında ise, bütün bu olumsuzluklar olumlu sonuca dönüşecektir.

İşletme şartlarımızın çok zor olduğu maden sahalarımızda, bu konuda arayışlar içine girilmiş ve çok önemli gelişmeler kaydedilmiştir. Özellikle KBİ'nin girişimleri sonucunda Türkiye'de ilk defa Bulamaç tipi patlayıcı üreten NİTROMAK (MKEK, Nitro Nobel ve bazı özel kuruluşların ortaklığı) şirketi Murgul'da fabrika kurarak bir yılı aşkın süredir üretim yapmaktadır. Üretimin başlamasından sonrada maden sahalarımızda J.Dinamit-Anfo yerine bulamaç



Şekil : 1 Bulamaç patlayıcı + Nonel sistemi ile delik şarjı

(Emulsion) patlayıcı kullanılmaya başlanmıştır.

Bununla birlikte, uzun zamandan beri elektrikli ateşleme sistemlerini terkederek kullanılmaya başlanan infilaklı fitil+Gecikme rölesi yöntemi de terkedilerek yerine elektriksiz (Nonel ticari isimli şok ile patlayan) ateşleme sistemi kullanılmaya başlanmıştır.

Şekil 1 de görüldüğü gibi delik dibine, MKEK tarafından 100x180 mm kartuş ölçülerinde üretilen uzun süre delikte beklemeye uygun (Pratikte 6 ay özelliğini kaybetmeden bekleyenleri mevcuttur.) 2 Kg.lık sismik dinamit ve içerisine yerleştirilen 475 milisaniye gecikmesi olan şok patlamalı kapsül yerleştirilmektedir. Daha sonra bulamaç patlayıcı, delik dibine kadar inen hortumla basılmaktadır. Üzerine ateşlemeyi mutlaka sağlamak amacıyla alttaki yemin patlamaması halinde, delikteki patlamayı gerçekleştirecek olan 500 milisaniye gecikmeli olan şok kapsüllü 2 kg.lık sismik dinamit (2. yem) yerleştirilip sıkılaması yapılmaktadır.

Şok kapsülleri tüplerinin uçları patlatma sıra veya düzenine göre (Şekil 2) 42 milisaniye , 25 milisaniye veya 0 milisaniye gecikme süreli bağlantı bloklarına bağlanmaktadır.

Bildirinin bundan sonraki bölümlerinde bulamaç patlayıcı ve delik dibi kapsülleri ile yüzey bağlantı bloklarından oluşan şok patlamalı (Elektriksiz-Nonel) ateşleme yöntemi "Yeni sistem", Jelatin dinamit, Anfo, İnfilaklı Fitil ve gecikme rölelerinden oluşan yöntem ise "eski sistem" olarak anılacaktır.

Hesaplamalar 1 Ocak 1990 tarihinden 10 Ekim 1990 tarihine kadar olan üretim miktarı, sarfiyatlar ve son tarihteki fiyatlar esas alınarak yapılmıştır.

2. ÜRETİM MİKTARI

Delme- Patlatma yapılan cevher miktarı	2.295.000 Ton
Dekapaj Miktarı	480.000 m3 tür

3. DELME

3.1 Delik Düzeni

Delik çapları 171 mm.dir. Dekapaj ve cevher için değişen delik düzeni eski ve yeni sistemlerde önemli ölçüde farklılık göstermektedir.

3.1.1. Eski Sistem İle Yapılan Atımlarda.

Cevherde Dilim kalınlığı	: 4 m.
Delikler arası mesafe	: 4 m.
Basamak Yüksekliği	: 12 m.

Delik Boyu : 13,5 m.

Cevher Yoğunluğu : 2.6 Ton/m3

Cevher Miktarı : 4x4x12x2.6 ≅ 500 Ton/delik

Ton başına delik metrajı :13,5/500 = 0.027 m/ton dur

Dekapaj da dilim kalınlığı : 4 m.

Delikler arası mesafe : 4.5 m.

Basamak Yüksekliği : 12 m.

Delik Boyu : 13,5

Dekapaj Miktarı : 4x4,5x12 = 216 m3/delik

M3 başına delik metrajı: 13.5/216 ≅ 0.063 m/m3

3.1.2. Yeni Sistem İle Yapılan Atımlarda;

Cevherde dilim kalınlığı : 5 m.

Delikler arası mesafe : 6 m.

Basamak Yüksekliği : 12 m.

Delik boyu : 14 m.

Cevher miktarı : 5x6x12x2.6 = 936 ton/delik

Ton başına delik metrajı: 14/936 ≅ 0.015 m/ton

Dekapajda dilim kalınlığı : 5.5 m.

Delikler arası mesafe : 6 m.

Basamak yüksekliği : 12 m.

Delik boyu : 14 m.

Dekapaj miktarı : 5.5x6x12 ≅ 400 m3/delik

M3 başına delik metrajı : 14/400 = 0.035 m/ m3

3.2. Delme Maliyeti :

Son yapılan hesaplamalara göre delme maliyetimiz 45.000 Tl/m dir.

3.2.1. Eski Sistem İle Yapılan Atımlarda Delme Maliyeti.

Cevherde:

Ton başına delik metrajı X Delik m.Maliyeti = Ton başına delme maliyeti.

0.027 m/ton x 45.000 Tl/m. = 1215 Tl/Ton

Dekapajda

0.063 m/m3 x 45.000 Tl/m. = 2835 Tl/m3

3.2.2. Yeni Sistem İle Yapılan Atımlarda Delme Maliyeti

Cevherde 0.015 m/Ton x 45.000 Tl/m. = 675 Tl/ton

Dekapajda 0.035 m/m3 x 45.000 Tl/m = 1575 Tl/m3

4. PATLATMA

4.1. Eski Sistem İçin

4.1.1. Sarf Malzemeleri

4.1.1.1. Birim sarfiyatlar ve harcamalar

	Cevher	Dekapaj
J.Dinamit	110 Gr/Ton	100 Gr/m3
T.A.N.	200 Gr/Ton	240 Gr/m3
Motorin	0.012 Lt/Ton	0.015 Lt/m3
İnfilaklı fitil	0.05 M/Ton	0.12 M/m3
Gecikme rölesi	0.0015 Ad/ton	0.003 Ad/m3

4.1.1.2. Fiyatlar

J.Dinamit : (6700 Tl+Nakliye+Ambar şarjı) = 8.220 Tl/kg.

T.A.N. (1500 Tl/Kg+Nakliye+Anbar Şarjı)= 2.016 Tl/Kg.

Motorin = 1.912 Tl/Lt.

İnfilaklı Fitil = 1.000 Tl/mt.

Gecikme rölesi = 7.330 Tl/Ad.

4.1.1.3. Sarf Malzemeleri maliyeti

	Cevher (Tl/Ton)	Dekapaj (Tl/m3)
J.Dinamit	0.110x8220 ≅ 904	0.100x8220 = 822
T.A.N.	0.200x2016 ≅ 403	0.240x2016 ≅ 484
Motorin	0.012x1912 ≅ 23	0.015x1912 ≅ 29
İnfilaklı fitil	0.05x1000 = 50	0.12 x1000 = 120
Gecikme Rölesi	0.0015x7330≅ 11	0.003x7330 ≅ 22
Toplam	1.391 Tl/Ton	1.477 Tl/m3

4.1.2. İşçilik

Eski yöntemde yapılan atımlarda 25 işçinin çalışması gerekmektedir. İşçiliğin % 70'i cevher üretimi % 30'u dekapaj içindir. Son hesaplamalarda 1 işçinin işletmemize günlük maliyeti 83.700.- Tl. 1990 yılında 10 Ekim 1990 tarihine kadar çalışılan gün sayısı ise 283 gündür.

Bu durumda işçilik maliyeti;

Cevherde :

$$\frac{\text{1 İşçi maliyeti x İşçi sayısı x Ç.Gün sayısı}}{\text{Cevher Üretim miktarı}} \times 0.7 =$$

$$\frac{83700 \times 25 \times 283}{2.295.000} \times 0.7 \cong 180 \text{ Tl/ton}$$

Dekapajda

$$\frac{\text{1 İşçi maliyeti X İşçi Sayısı x Ç.Gün sayısı}}{\text{Dekapaj Miktarı}} \times 0.3 =$$

$$\frac{83700 \times 25 \times 283}{480.000} \times 0.3 \cong 370 \text{ Tl/m3}$$

4.1.3. Toplam Patlatma Maliyeti :

	Cevher Tl/Ton	Dekapaj Tl/m3
Sarf malzemeleri	1391	1477
İşçilik	180	370
Toplam	1571 Tl/Ton	1847 Tl/m3

4.2. Yeni Sistem için

4.2.1. Sarf Malzemeleri

4.2.1.1. Birim Sarfiyatlar ve harcamalar

1.1.1990 Tarihinden 10.10.1990 tarihine kadar almış olduğumuz bulamaç patlayıcı miktarı 875.351 Kg.dır. Bu miktarın 38.980 Kg.ı halen sahamızda şarjlı bekletilmekte, 633731 Kg.ı Cevher için 202.640 Kg.da dekapaj için kullanılmıştır.

	Cevher	Dekapaj
Bulamaç Patlayıcı	276 Gr/Ton	422 Gr/m3
Sismik Dinamit	4.3 Gr/Ton	8.6 Gr/m3
Nonel	3.2 Ad/Bin Ton	6.5 Ad/Bin m3

4.2.1.2. Fiyatlar

Bulamaç Patlayıcı : 5.950 Tl/Kg.

Sismik Dinamit :11.000 Tl/Kg.+ Nakliye+Anbar Şarjı =13.380 Tl/Kg.

Nonel :11.380 Tl/Ad.

4.2.1.3. Sarf Malzemeleri Maliyeti

	Cevher Tl/Ton	Dekapaj Tl/m3
Bulamaç Patlayıcı	1642	2.510
Sismik Dinamit	57.5	115
Nonel	36.4	74
Toplam	1735.9 ≅ 1735 Tl/Ton	2699 ≅ 2700 Tl/m3

Bunlara ilave olarak J.Dinamit+Anfo+İnfilaklı fitil patlatmasında Trackdrill de kullanılan J.Dinamit ve İnfilaklı fitil birim sarfiyatları içinde yer aldığı için 1990 yılı içerisinde kullandığımız bu malzemelerin % 80 i cevhere % 20 si dekapaja ilave edilirse ;

	Miktar	Fiyatı	Tutarı
Jelatin Dinamit	11.600 Kg.	8.220. Tl.	95.350.000 Tl.
İnfilaklı Fitil	24.200 M .	1.000 Tl/M	24.200.000 Tl.
Toplam			≅ 120.000.000 Tl.

Buna göre patlatma maliyeti ;

Cevherde $1735 + \frac{120.000.000}{2.295.000} \times 0.8 = 1.735 + 42 = 1777$ Tl/Ton

Dekapajda $2700 + \frac{120.000.000}{480.000} \times 0.2 = 2700 + 50 = 2.750$ Tl/m3

4.2.2. İşçilik

Yeni sistem ile yapılan atımlarda 9 işçi çalıştırılacaktır. Bu durumda işçilik maliyeti;

Cevherde $\frac{83700 \text{ Tl/Yövx9x283 gün}}{2.295.000 \text{ Ton}} \times 0.7 \cong 65$ Tl/ton

De kapajda $\frac{83700 \text{ Tl/Yövx9x283 Gün}}{480.000} \times 0.3 \cong 133$ Tl/m3

4.2.3. Toplam Patlatma Maliyeti

	Cevher Tl/Ton	Dekapaj Tl/m3
Sarf Malzemeleri	1.777	2.750
İşçilik	65	133
Toplam	1.842	2.883 Tl/m3 dır.

5. TOPLAM MALİYET KARŞILAŞTIRMASI

	Eski Sistem		Yeni Sistem	
	Cevher Tl/Ton	Dekapaj Tl/m3	Cevher Tl/Ton	Dekapaj Tl/m3
Delme	1.215	2.835	675	1.575
Patlatma	1.571	1.847	1.842	2.883
Toplam	2.786 Tl/Ton,	4682 Tl/m3,	2517 Tl/Ton,	4458 Tl/M3

Cevherdeki Tl/Ton maliyetlerini, Tl/m3 e çevirir ve dekapaj maliyetleriyle toplayıp ortalama m3 maliyetini hesaplarsak;

Eski Sistem Maliyeti

$\frac{(2.786 \times 2.6)+4682}{2} = 5.962$ Tl./m3

Yeni Sistem Maliyeti

$\frac{(2.517 \times 2.6)+4.458}{2} = 5.501$ Tl/m3 olur

Bu sonuçlara göre Yeni sistem ile yaptığımız patlatmalar Eski Sistem ile yapılan patlatmalara göre

Cevherde $\frac{2.786 - 2.517}{2.786} \times 100 = \%\ 9.6$ (269 Tl/Ton)

Dekapajda $\frac{4.682 - 4.458}{4.682} = 100\ \%\ 4.8$ (224 Tl/m3)

Cevher+Dekapajda (m3 olarak) $\frac{5.962 - 5.501}{5.962} \times 100 = \%\ 7.7$ (427 Tl/m3) daha ekonomiktir.

6. DİĞER YÖNLERİYLE KARŞILAŞTIRMA

Doğrudan maliyeti hesaplanabilen bu verilerin dışında yine maliyeti etkileyen karşılaştırmaları ve önemlerinide incelemek gerekmektedir.

Gerek patlayıcı, gerekse ateşleme sistemlerinin bir çok özellikleri olmasına karşın, birbirlerine karşı avantaj veya dezavantaj olabilecek önemli özellikleri aşağıda çıkarılmıştır.

6.1. Patlayıcı Özellikleri Yönünden Karşılaştırma.

6.1.1. Jelatin Dinamit

6000 m/s'ye yakın olması gereken patlama hızının yapılan ölçümlerde 3000 m/s'ye kadar düştüğü görülmektedir. Atım günleri sabah başlayan şarj sonrasında 2 saatten sonra geçen sürede sulu deliklerde patlama hızı daha da düşmektedir. Ayrıca J.Dinamit kartuş halinde olduğundan, sulu deliklerde tabana tam oturturulamamakta ve delik çapının önemli bir bölümü boş kalmaktadır. Dolayısıyla birim hacime daha az patlayıcı konduğu için daha az bir enerji elde edilmektedir. Fazla sıcakta kusma, fazla soğukta donma özelliğine sahiptir.

6.1.2. Anfo

Teknik Amonyum Nitrata % 5.5 Motorin ilave edilerek hazırlanmaktadır. Hemen şarj edilmeyip bekletildiğinde motorin süzülmekte, bazı bölümlerde motorin yüzdesi artmakta bazı bölümlerde ise eksilmektedir. Yine motorin ilavesi otomatik bir makinayla değil elle yapıldığı için karışım sırasında hata yapılabilmektedir. İdeal karışım yüzdesinin altında ve üstündeki motorin miktarı hazırlanan Anfonun patlama hızını düşürmektedir.

6.1.3. Bulamaç Patlayıcı

Kullandığımız Bulamaç Patlayıcının patlama hızı 5000-6000 m/s dir.

Suya dayanıklığı mükemmeldir. Patlama hızında düşme olmadan bir yıla yakın süre delikte şarjlı bekliyebilmektedir. Akışkan halde olduğundan, delik hacmini tamamen doldurmakta ve patlama sırasında birim hacimde daha fazla enerji elde edilmektedir.

6.2. Ateşleme Sistemleri Özellikleri Yönünden Karşılaştırma.

6.2.1. İnfilaklı Fitil - Gecikme Rölesi

Bu ateşleme sisteminde, delikler arasındaki gecikme zamanını 50 milisaniyeden daha fazla vermek fitil kesilme tehlikesi nedeniyle mümkün olmamakta, bu nedenle, atım gurubundaki sıra sayısı arttıkça aynı anda patlayan delik sayısıda artmaktadır. Soğuk hava şartlarında donma nedeniyle infilaklı fitil bağlantılarının çok hassas yapılması gerekmekte, küçük bir ihmal patlamayan delik bırakmaktadır. İnfilaklı fitil içerisindeki patlayıcı, yüksek patlama hızıyla patlayarak, patlamayı ilettiğinden tabanda istenildiği gibi patlama gerçekleşmemekte, yüzeyde patlayan infilaklı fitil hava şoku oluşturmaktadır.

6.2.2. Şok Patlamalı Kapsül (Nonel) Ateşleme Sistemi.

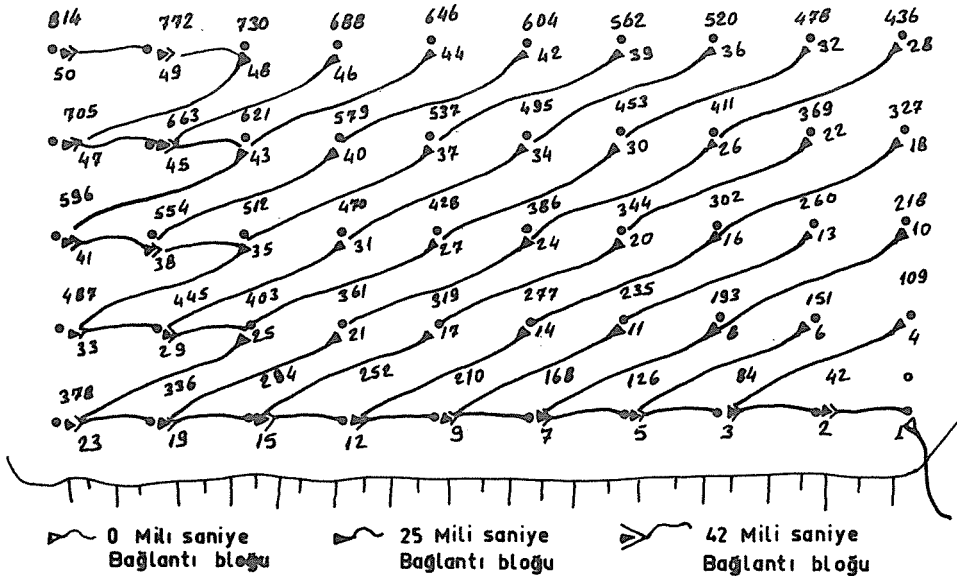
- Bu ateşleme sisteminde deliğin kendi tabanındaki kapsülde gecikme verildiği için, yüzey kapsülleri patladıktan sonra delikler patlamaya başladığından, delikler arasında 0-550 Milisaniyelik gecikme zamanı vermek mümkün olmakta ve patlama delik dibinden başlamaktadır. Delik dibi kapsülleri uzun süre delikte bekleyebilme özelliğine sahiptir.

6.3. Gecikme Zamanının Önemi Ve Hesaplanması.

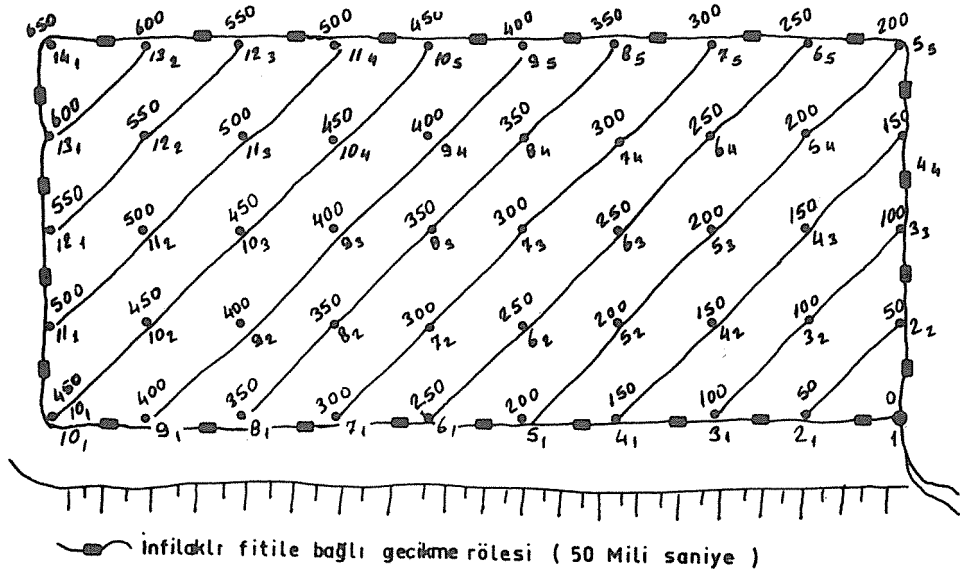
Çok sıralı basamak patlatmasında, sıralara ve aynı sıradaki deliklere uygun şekilde gecikme süreleri verilmesi, yer sarsıntıları (Vibrasyon) ve taş savrulmasını en aza indirmek, parçalanmayı optimize etmek, pasanın yığılmasını, arka ayna ve taban kesmesinin iyi olmasını sağlamak açısından önemlidir. Bir patlatmada delikler arasında öyle bir gecikme zamanı uygulanmalıdır ki öndeki delik, patladıktan sonra arkasındaki delik patlamadan, aralarındaki mesafenin 1/3 ü kadar yol almalıdır. (X)

Bu hareket hızı değişik faktörlere bağlıdır. Yumuşak kayaçların hareket hızı düşük, sert kayaçlarındaki ise yüksektir. Kayacın hareket hızı; delikteki patlayıcı şarj miktarı (Metre başına patlayıcı miktarı) artınca yükselir, dilim kalınlığı artınca azalır. (X)

(X) LARSSON.B. 1990



Şekil :2 Nonel Ateşleme sisteminde delikler arası bağlantılar ve patlama zamanları



Şekil : 3 İnfilaklı fitil+Gecikme rölesi ateşleme sisteminde delikler arası bağlantılar ve patlama zamanları

Bundan hareketle, değişken olmakla birlikte önerilen gecikme zamanları, aynı sıradaki delikler arasında metre başına 5-10 milisaniye, ön delikle arka delik arasında 10 - 30 Milisaniyedir.

Kayanın ilk hızını ve buna bağlı olarak gecikme zamanlarını hesaplamak için aşağıdaki formül kullanılmaktadır;

$$Vo = \frac{K}{V^{1.17}} \times R^{0,39} \qquad (X)$$

Vo= Kayacın ilk hızı, m/s

K= 15-33 Kayacın sertliğine bağlı katsayı (15 yumuşak kayaç, 33 sert kayaç)

V= Dilim kalınlığı , m

R= Şarj dağılım faktörü , Kg/m

T1= Ön delikle arka delik arasında olması gereken gecikme zamanı.

T2= Yan yana iki delik arasında olması gereken gecikme zamanı.

S = Yan yana iki delik arasındaki mesafe

Kullandığımız değerler R= 28 Kg/m, V= 5 m, K= 25 - 30 = 27, S=6m. buna göre.

$$Vo = \frac{27}{5^{1.17}} \times 28^{0,39} = \frac{27}{6,57} \times 3,66 = 15 \text{ m/s}$$

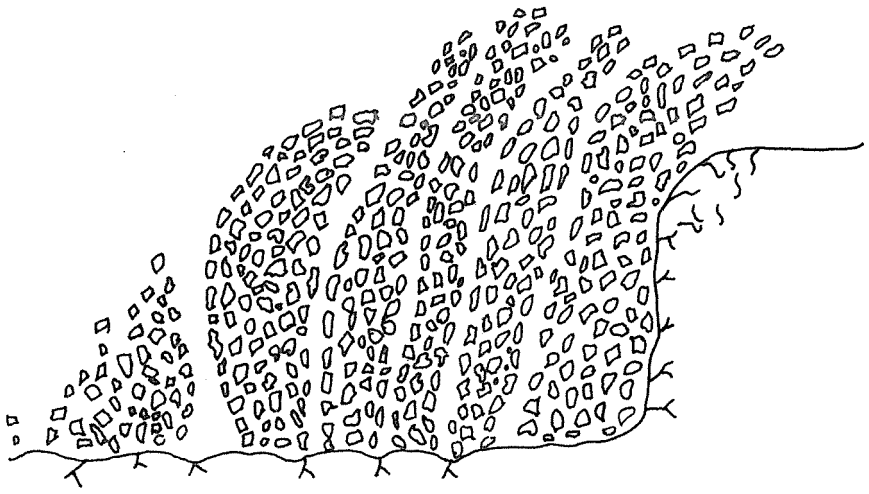
$$T1 = \frac{1/3V}{Vo} = \frac{1/3x5}{15} = \frac{1,66}{15} = 0,11 \text{ s} = 110 \text{ Milisaniye}$$

T2=5S - 10S = 30 ms - 60 ms arasında olmalıdır.

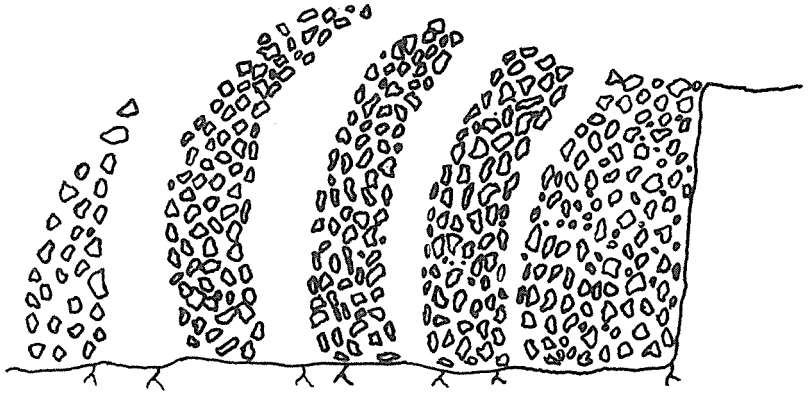
Yukarıda hesaplanan gecikme zamanları Nonel kapsüllerle verilebilmekte, infilaklı fitil +Gecikme rölesi yöntemiyle daha öncede belirttiğimiz gibi fitil kesilmesi nedeniyle verilememektedir. Bu kesilmeler, pratikte yaşanmıştır.

Şekil 2 de görülen Nonel ateşleme sisteminde yan yana delikler arasında 42 milisaniye, ön delikle arka delik arasında 109 milisaniye gecikme zamanı uygulanmıştır. Delik altlarına yazılan 1 den 50 ye kadar numaralar patlama sırasına göre delik numaralarıdır. Delik üstlerindeki 0 dan başlayıp, en büyük rakam olan 814 e kadar olan rakamlar ise, ilk delik patladıktan sonra, diğer deliklerin milisaniye cinsinden patlama zamanlarıdır. Patlama zamanları çakışan delikler olmadığından delikler tek, tek patlamaktadır.

(X) LARSON.B. 1990



Şekil 4: Sıralar arasında gecikme süresi yetersiz bir atım.(X)



Şekil 5: Sıralar arasında yeterli gecikme süresi olan bir atım.(X)

Şekil 3 de infilaklı fitil + Gecikme rölesi ateşleme sistemi görülmektedir. Her gecikme rölesinin 50 milisaniye gecikme süreli olduğu kabul edilerek,delik üstlerinde milisaniye cinsinden deliklerin patlama süreleri yazılmıştır. Şekilde görüldüğü gibi, aynı zamanda patlayan delik sayısı 5 e kadar çıkmaktadır. Örneğin 7ı 7_2 7_3 7_4 7_5 rakamlarından, hepsindeki 7 rakamı, 7 nci patlama sırasını yani 300 üncü milisaniyede patlayan sırayı, alttaki 1,2,3,4 ve 5 rakamları ise aynı sıra ve zamanda patlayan delik numaralarını ifade etmektedir.

(X) OLOFSSON, S.O., 1988

Yeterli gecikme zamanı verilmeyince, özellikle tabanda sıkışma nedeniyle, son sıranın arkasında kalan aynada, özellikle yeni delme ve patlatma için problem olabilecek bozulmalar, çatlamalar meydana gelmektedir. Patlayan blokların hareketi ise öne doğru değil havaya doğru olabilmekte, taş fırlatmaları artmaktadır. (Şekil 4).

Yeterli gecikme zamanı verildiğinde ise söz konusu problemler ortadan kalkmaktadır. (Şekil 5).

6.4. Özellik Farklılıklarından Kaynaklanan Pratik Sonuçlar

Yukarıda sıralanan özellik farklılıklarından dolayı;

Yeni sistem, delikler tek tek patlatılabildiği, delikler dipten ateşlendiği, arasında istenilen gecikme verilebildiği ve gerek mekanik etkilere, gerekse hava şartlarına ve suya karşı dayanıklı olduğundan, daha emniyetli bir sistemdir.

Yeni Sistem delikler tek tek patlatılabildiği ve hava şoku oluşturmadığı için vibrasyonu en aza indirmekte (1 mm/saniye'nin altına) çalışanlar ve çevre sakinleri üzerinde korku veren psikolojik bir etki yapmamaktadır.

Yeni sistemde, ateşleme dipten başladığı, akışkan haldeki patlayıcı tabana iyi yerleştiği, delik çapını tam doldurduğu ve delikler arasında istenen gecikme verilebildiği için taban kesme ve parçalanma çok daha iyi olmaktadır.

Yeni sistem de ön delik ile arka delik arasındaki gecikme zamanı istenildiği gibi ayarlanabildiği için arka ayna kesmesi çok daha iyidir.

Eski yöntem ile yapılan çalışmada delikler ancak atım günü şarj edildiğinden deliklerde tıkanma, çap daralması, görülmekte tıkalı deliklerin açılması ekstra bir maliyet oluşturup delme kapasitesinin düşmesine neden olurken, Yeni sistem, bu olumsuzlukları ortadan kaldırıp, (Delikler delindiktem hemen sonra şarj edilip uzun süre şarjlı bekletilebilmektedir.) arka kesmenin iyi olması nedeniyle, atımdan hemen sonra deliciye iş verilmesini sağladığı ve özellikle delik mesafelerinin artırılmasına imkan verdiği için, delme kapasitesini % 80 civarında yükseltmiştir.

Yeni sistemde taban kesme, arka kesme ve parçalanmanın iyi olması, yükleyicinin rahat çalışmasını sağlarken ikincil delme patlatma işlemlerini azalttığından, makinalardaki iş kayıpları azalıp yükleme kapasitesi artmıştır.

Yeni sistem de parçalanmanın iyi olması kırıcılarda çene ve silo tıkanmalarını azalttığından, kırıcıların kapasitesi artmıştır.

Patar (Kaba) oranında % 40 lık bir azalma gerçekleşmiş olup, aynı tarihe kadar 1989 yılında şok makineleri 2005 saat çalışıp 12 şok makina ucu sarfederken,1990 yılında 1338 saat ile % 33 daha az çalışarak 8 adet uç sarfetmiştir.

Yine 1989 yılı kırıcıların toplam çalışma program zamanı olan 13644 saatin,1283 saati çene ve silo tıkanmalarıyla % 9.4 duruşa neden olmuşken, 1990 yılı Eylül ayı sonuna kadar çalışma programı 10872 saat'in 720 saati çene ve silo tıkanması olmuştur. 1990 yılında çene ve silo tıkanması nedeniyle duruş % 6.6 dır.

1989 Yılı 10 Ekim 1989 tarihine kadar kırıcılardan geçen fiili cevher üretimi 1.887.467 ton iken;1990 yılında 10 Ekim 1990 tarihine kadar kırıcılardan geçen fiili cevher üretimi % 21 oranında artarak 2.295.000 tona ulaşmıştır.

Eski yöntem ile yapılan atımlarda malzeme nakli için bir adet kamyon bir adet römörklu traktör ve deliklerin suyunu çekmek için bir adet seyyar kompresör çalıştırılırken yeni sistemde, belirtilen yardımcı iş araç ve makinalarına ihtiyaç kalmamıştır.

Yeni sistem, patlatmayı basit, kolay yapılabilir hale getirip delme patlatma işçiliğini kolaylaştırmıştır.

7. SONUÇ VE ÖNERİLER

Karşılaştırmada J.Dinamit + Anfo + İ.Fitil birlikte, Bulamaç patlayıcı +Nonel birlikte ele alınmıştır. Bulamaç patlayıcı İ.Fitil ateşleme sistemiyle patlatılabileceği gibi, J.Dinamit+Anfo patlayıcıları Nonel ateşleme sistemiyle patlatılabilmektedir. Fakat özellikle doğrudan maliyet dışındaki karşılaştırmalarda Bulamaç Patlayıcının ve Nonel ateşleme sisteminin sağladığı ortak avantajların çok olması ve bu nedenle sistem olarak J.Dinamit+Anfo+İ.Fitil sisteminden, Bulamaç Patlayıcı+Nonel sistemine geçtiğimiz için birlikte ele alınmaları uygun görülmüştür.

KBİ Murgul İşletme şartlarında Bulamaç Patlayıcı+Nonel sistemi, J.Dinamit+ Anfo + İ.Fitil sistemine göre hem daha ekonomiktir, hemde her yönüyle çok üstün ve modern bir sistemdir.

Bulamaç patlayıcının işletme şartlarımızda ekonomik olmasını sağlayan esas unsur, delme maliyetimizin ve aşırı sulu ortam nedeniyle dinamiş sarfiyatımızın yüksek oluşudur.

Söz konusu şartların daha uygun olduğu işletmelerde bu patlayıcının avantajlı olup olmayacağı tartışılabilir. Fakat, toplam patlatma maliyetinin % 2 si olmasına rağmen, patlatma sonuçlarını yukarıdaki incelememizde görüldüğü üzere çok fazlaca etkileyen yeni ateşleme sisteminin, bütün düzenli delme patlatma yapan kuruluşlarımıza çok büyük avantajlar sağlayacağı kesindir.

Bu nedenle delme patlatma işlerinde sorunlar (Delme Maliyeti yüksekliği, su nedeniyle Anfo'dan yeterli verim alınamaması vb) bulunan işletmelerimiz için sunduğumuz araştırma sonuçlarının yararlı olabileceği inancındayız.

8. KAYNAKLAR

ALTUN, S.,(1989).Açık İşletmecilikte Delme Patlatma, kişisel çalışma notları (Yayınlanmamış).

ALTUN, S.,(1990). Patlayıcı Maddeler ve Ateşleme sistemlerinin pratik sonuçları, Kişisel çalışma notları(Yayınlanmamış).

DİNCER,H.,(1986). Delme-Patlatma Tekniği ve Murgul İşletmesi Açık Ocaklarındaki Delme-Patlatma faaliyetlerinin incelenmesi, 9 Eylül Ünv.Müh.Fak.İzmir, Yüksek lisans tezi (Yayınlanmamış). S- 66

K.B.İ.,Murgul Açık İşletmesi Ocaklarında Delme-Patlatma Baş Mühendisliğince Yapılan Deneme Çalışmaları Sonuç Raporları ve vibrasyon kayıtları, 1987 - 1990 (Yayınlanmamış)

LARSSON,B., (1990) Kaya Patlatmalarında Gecikme Aralıklarının rölü İnşaat dünyası S. 8-12

NİTRO-NOBEL.,(1990). Rock Blasting Technique, kurs notları Antalya (Yayınlanmamış) . S-21

OLOFSSON. S.O.,(1988). Applied Explosives Thecnology for construction and Mining, APPLEX-Sweden.P.103-10$

BARTON Q-KAYAÇ SINIFLAMASININ PATLAYICI MİKTARI HESABINDA KULLANILABİLİRLİĞİNİN ARAŞTIRILMASI

INVESTIGATION OF THE BARTON'S Q-ROCK CLASSIFICATION APPLICABILITY IN THE CALCULATION OF EXPLOSIVE AMOUNT

Ahmet Erdal OSMANLIOĞLU *

Seyfi KULAKSIZ **

ÖZET

Bu bildiride, şarj hesaplarında yaygın olarak kullanılan kayaç katsayılarının temsil ettiği bazı kayaç nitelikleri, Barton'un Q-Kayaç Sınıflaması ile belirlenmeye çalışılmıştır. Bu kayaç katsayıları ile Q-Kayaç Sınıflaması arasında belirli koşullar altında geçerli olabilecek kuramsal bir ilişki çıkarılmıştır.

ABSTRACT

In this paper, some of the rock qualities which have been represented by commonly used rock coefficients in charge calculations, were tried to be determined by Barton's Q-Rock Classification. A relation between these rock coefficients and Q-Rock Classification was theoretically developed, which can be valid under the certain conditions.

* Araş.Gör., Hacettepe Üniversitesi, Maden Müh.Böl., Beytepe/ Ankara
** Prof. Dr., Hacettepe Üniversitesi, Maden Müh. Böl., Beytepe/Ankara

1. GİRİŞ

Patlatılacak kayacın jeolojik, fiziksel ve mekanik özelliklerinin patlatılabilirlik üzerindeki etkisi bilinmektedir (Bilgin, 1986; Bilgin ve Paşamehmetoğlu, 1986; Lin,1988). Patlatma işlemlerinde, şarj miktarı hesabını etkileyen faktörlerden bazıları da patlatmanın yapıldığı kayacın litolojik ve hidrojeolojik özellikleridir. Bu nedenle sözkonusu özelliklerin detaylı şekilde analiz edilerek, şarj hesaplarında kullanılması gerekir. Oysa literatürde, sadece genel kayaç özelliklerine karşılık gelen ampirik değerler katsayılar olarak hesaplamalara girmektedir. Kayaç özelliklerinin çeşitli şartlarda oldukça değişken değerler aldıkları gözönüne alındığında, bu katsayıların her koşulu ifade edecek hassasiyette olmadığı söylenebilir. Deliklerde patlayıcı madde miktarı hesaplanmasında değişik formüller kullanılmaktadır. Bu eşitliklerden bazıları aşağıda verilmiştir: (Anlam bütünlüğü sağlamak için orjinal eşitliklerin tamamında birim patlayıcı miktarı Q_p olarak alınmış, diğer notasyonlar olduğu gibi bırakılmıştır.)

- (Bekişoğlu, 1959; Kulaksız, 1974; Sarı, 1984)

$$Q_p = 0.56 * l^2 * m * k \qquad (1)$$

Q_p: Bir delik için patlayıcı madde miktarı (kg)

l : Delik boyu (m)

m : Patlayıcı madde cinsine bağlı katsayı

k : Kayacın türüne bağlı katsayı

- (Saltoğlu, 1976)

$$Q_p = a^2 * e * u * f * s \qquad (2)$$

Q_p: Patlayıcı madde miktarı (kg)

a : Atım (Delik dibinden serbest yüzeye olan uzaklık)(m)

e : Patlayıcı madde katsayısı

u : Gerilme katsayısı

f : Kayacın mukavemet katsayısı

s : Kayacın yataklanma durumunu belirten değer

- (Ashby, 1982;Arıoğlu, 1990)

$$Q_p = \frac{H}{\cos ß} * a * b * q \qquad (3)$$

Q_p: Patlayıcı madde miktarı (kg)

q : Birim patlayıcı miktarı (kg/m^3)

ß : Delik eğim açısı(°)

a : Dilim kalınlığı (m)

b : Delikler arası mesafe (m)

H : Kademe yüksekliği (m)

- (Öcal, 1972)

$$Q_p = 2.65 * V * E * H * G \qquad (4)$$

Q_p: Patlayıcı madde miktarı (kg)

V : Dilim kalınlığı (m)

E : Delikler arası mesafe (m)

H : Delik derinliği (m)

G : Özgül şarj (kg/m^3)

2. Q-KAYAÇ NİTELİK BELİRTECİ

Literatürde Q kayaç nitelik belirteci (Karpuz,1985) olarak bilinen bu sınıflama formasyonun jeoteknik özellikleri ve gerilme şartlarının fonksiyonu olarak şu şekilde verilmiştir:

- (Barton vd., 1974)

$$Q = \left(\frac{RQD}{Jn}\right)\left(\frac{Jr}{Ja}\right)\left(\frac{Jw}{SRF}\right) \qquad (5)$$

Q : Barton kayaç nitelik belirteci

RQD: Deere'in kayaç niteliği belirteci

Jn : Eklem takımı sayısı

Jr : Eklem pürüzlülük durumu

Ja : Eklem ayrışma durumu

Jw : Eklem suyu indirgeme faktörü

SRF: Gerilme indirgeme faktörü

Bu parametrelerin çeşitli şartlar altındaki değerlerinden burada bahsedilmeyecektir. Bunlar hakkında detaylı bilgi ilgili kaynaktan sağlanabilir. Ancak bu parametrelerin kayaç cins ve niteliğine göre değişim aralıkları genel olarak Çizelge 1'de verilmiştir :

Çizelge 1. Değişim Aralıkları

Parametreler	Değ.Aralıkları
Q	0.001-1000
RQD	0 - 100
Jn	0.5 - 20
Jr	0.5 - 4
Ja	0.75 - 20
Jw	0.05 - 1
SRF	0.5 - 20

3. KAYAÇ PARAMETRELERİ İLE PATLAYICI ŞARJININ HESABI

Kayaç parametrelerinin kullanılması ile şarj miktarının hesabı değişik eşitliklerle yapılmaktadır. Bu eşitliklerden ikisi üzerinde durulacaktır.

3.1. Kayaca Bağlı Katsayılarla Hesaplama

Bu tarzda hesaplamalara örnek olarak 1. eşitlik kullanılacaktır:

$$Q_p = 0.56 * l^2 * m * k \qquad (1)$$

Q_p: Bir delik için patlayıcı madde miktarı (kg)

l : Delik boyu (m)

m : Patlayıcı madde cinsine bağlı katsayı

k : Kayacın türüne bağlı katsayı

Burada verilen eşitlikte, kullanılan katsayıların kayaç niteliğine göre aldıkları değerler Çizelge 2'de verilmiştir:

Çizelge 2. Katsayıların Aldığı Değerler(Bekişoğlu, 1959; Sarı, 1984)

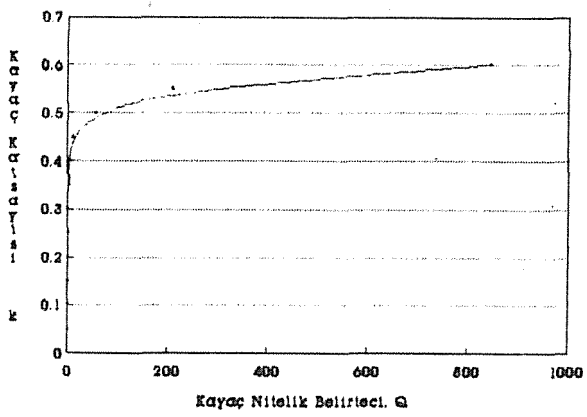
Patlayıcı Cinsi	m Katsayısı	Kayaç Cinsi	k Katsayısı
GOM 1	0.70	Çok Sert	0.60
GOM 2	0.80	Sert	0.50
Gamzit	0.85	Az Sert	0.25
Jelatin	0.90	Yumuşak	0.15
Grizutin Roş	1.00	Adi Toprak	0.05
Grizutin Kuş	1.10	Adi Toprak	
Kara Barut	2.20		

Q nitelik belirteci ile k katsayısı arasında bir ilişki kurabilmek için, k katsayısının temsil ettiği kayaç cinslerine karşılık gelen Q değerleri oluşturulmaya çalışılmıştır. Q'nun bağlı olduğu (RQD, Jn, Jr, Ja, SRF) parametrelerin tamamında yapılan ortalama değişikliklerle kuramsal bir yaklaşımda bulunulmuştur. Çok sert ve sert kayaçları ifade eden k = 0.50; 0.55; 0.60 değerleri için Jw = 1.00 (Kuru kazılar yada küçük sızma , örneğin lokal olarak < 5lt/dak.) olarak alınmıştır. Diğer k değerleri için ise Jw = 0.66 (Orta derecede su gelişi veya basınç, yer yer eklem dolgularının yıkanması) olarak kabul edilmiştir. Yapılan çalışma sonucunda k ve Q değişimi içerdiği parametrelerle birlikte Çizelge 3'de verilmiştir.

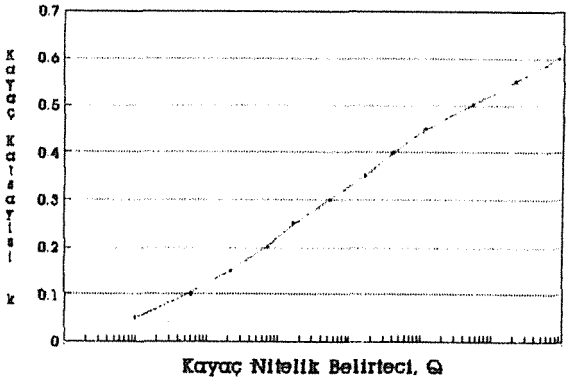
Çizelge 3. Q ve Q-Parametrelerinin k'ya göre değişimi

k	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q
0.05	10	20	0.5	18	0.66	10	0.001
0.10	15	13	1.0	14	0.66	8.5	0.006
0.15	20	11	1.3	10	0.66	7.5	0.021
0.20	30	10	1.5	7	0.66	6	0.071
0.25	35	8	1.7	6	0.66	5	0.164
0.30	40	5	2.0	4.5	0.66	4.5	0.522
0.35	55	4	2.2	3	0.66	4	1.664
0.40	65	3.5	2.5	2.5	0.66	3	4.086
0.45	75	3	2.7	2	0.66	2	11.137
0.50	80	2	3.0	1.5	1.00	1.5	53.333
0.55	90	1.5	3.5	1	1.00	1	210.000
0.60	95	0.8	4.0	0.75	1.00	0.75	844.000

Çizelge 3'deki verilerin grafik halindeki gösterimi ise Şekil 1 ve Şekil 2'dedir.



Şekil 1. k - Q Değişimi



Şekil 2. k - Log Q Değişim

Regresyon = 0.9956

Bu durumda, k - log Q değişimi şu eşitlikle ifade edilir ;

$$k = 0.327 + 0.098 \ (\log Q) \qquad (6)$$

6 numaralı eşitliği, 1 numaralı eşitlikte yerine koyarsak;

$$Q_p = 0.56 * l^2 * m * [0.327 + 0.098(\log Q)]$$

$$Q_p = 0.055 * l^2 * m * (3.327 + \log Q) \qquad (7)$$

7 numaralı eşitlik elde edilir.

Böylece yukarıda bahsedilmiş olan kabuller altında, 7 numaralı eşitlik Q'ya bağlı olarak patlayıcı madde miktarının hesaplanmasına olanak vermektedir.

3.2. Kayaca Bağlı Özgül Şarj İle Hesaplama

Bu tarzda hesaplamalara bir örnek olarak Holmberg (1982) tarafından paralel delik düzeni ile Galeri-Orta çekme'de 1.Dörtgen olarak adlandırılan kısım için kullanılan eşitlik dikkate alınmıştır.

$$Q_p = 55 * d\left[\frac{V}{ó}\right]^{3/2} * (V-ó/2) * (c/0.4) / S_{Anfo} \qquad (8)$$

Q_p: Patlayıcı madde miktarı (kg/m)

d : Patlayıcı şarjının yapıldığı delik çapı (m)
(0.032m olarak deneyler yapılmıştır)

V : Deliklerarası mesafe (m)

ó : Boş bırakılan delik çapı (m)

c : Kayaç sabiti (kg/m^3)

S_{Anfo} : Patlayıcının Anfo'ya göre ağırlıkca şiddeti

Langefors ve Kihlström (1963) tarafından, bir metreküp kayacı gevşetmek için gerekli patlayıcı madde miktarının deneysel bir ölçüm faktörü olarak c kullanılmıştır. Sözkonusu faktör, bu araştırmacılarca arazi deneylerinde, bir basamak patlatma geometrisi dahilinde tespit edilmiştir. Tünel açımında, kayaç özellikleri için ,iyi bir yaklaşım verdiği gözlenerek bu alanda da kullanılmıştır. Deneme patlatmalarında c'nin çok az değiştiği be-

lirlenmiştir. Pratikte c değerlerinin kumtaşından, daha homojen granite kadar 0.3 ile 0.4 kg/m³ arasında değiştiği bulunmuştur (Holmberg, 1982).

8 numaralı eşitlik, c = 0.4 kg/m³ özgül şarjın yeterli olduğu kayaç grubu için düzenlenmiş olmasına rağmen, diğer (Çok iyi - Çok zayıf) kayaç şartları için de geçerliliğini korumak amacıyla (c / 0.4) oranı ile çarpılmıştır. Bu durumda özgül şarjın kayaca göre değişimi gözönüne alınarak kuramsal bir yaklaşımda bulunulabilir. Daha önce yapılmış olan bir çalışmanın sonucu olarak Q değerlerine aşağıdaki tanımlamalar verilmiştir (Birön ve Arıoğlu,1985; Arıoğlu, 1988):

İYİ KOŞULLAR : Q = 41

NORMAL KOŞULLAR : Q = 11

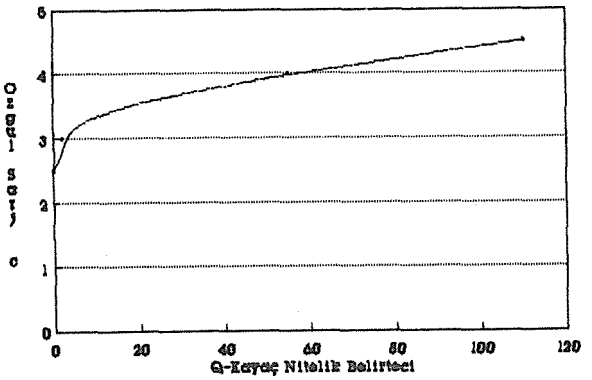
KÖTÜ KOŞULLAR : Q = 1.1

Önceki kuramsal yaklaşımdaki değerlerin değişimi de gözönüne alınarak, Q ara değerleri ve c değerleri ortak tanımlamalara karşılık Çizelge 4'de verilmiştir.

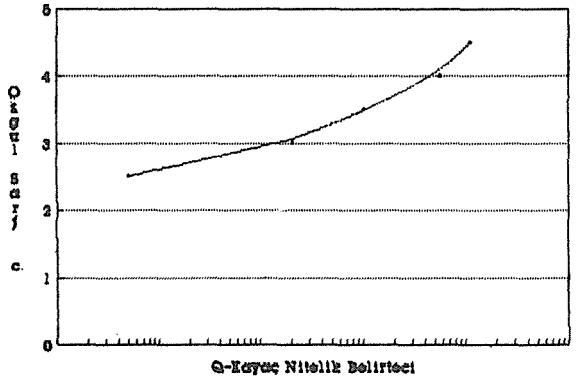
Çizelge 4. Koşullara Karşılık Kuramsal Değerler

c(kg/m³)	KOŞULLAR	Q
4.50	İYİ	110
4.00	İYİ - NORMAL	55
3.50	NORMAL	10
3.00	NORMAL - KÖTÜ	2
2.50	KÖTÜ	0.05

Yapılan bu yaklaşım doğrultusunda, kayacın niteliğine bağlı olarak c ve Q değerlerinin arasında bir ilişki çıkarılabilir. Bu iki faktörün değişimleri Şekil 3 ve Şekil 4'de verilmiştir.



Şekil 3. c - Q Değişimi



Şekil 4. c - Log Q Değişimi

Regresyon = 0.9271

Bu durumda c - Log Q değişimi şu şekilde ifade edilir;

$$c = 3.068 + 0.57 \ (\log Q) \qquad (9)$$

Bu eşitliği 8 numaralı eşitlikte yerine koyarsak, Langefors ve Kihlström'ün çalışma şartlarında ve yukarıda bahsedilen kabuller altında patlayıcı madde miktarı Q belirtecine bağlı olarak aşağıdaki gibi ifade edilebilir:

$$Q_p = 55 * d\left[\frac{V}{ó}\right]^{3/2} * (V-ó/2) * \left[\frac{3.068+0.57(\log Q)}{0.4}\right] / S_{Anfo} \quad (10)$$

4. SONUÇ

Birim patlayıcı madde miktarı hesabında kayaç katsayısının daha gerçekçi bir yaklaşımda yapılması için Q - kayaç nitelik belirteci analitik bir yaklaşımla hesaplamaya dahil edilmiştir. Bunun nedeni, Q belirtecinin sahada yapılan ölçülere dayanması ve kolayca saptanabilmesidir. Q parametrelerinin tamamında değişiklik yapılarak farklı kayaç şartlarını kuramsal olarak karakterize eden Q değerleri belirlenmeye çalışılmıştır. 7. ve 10. eşitliklerin pratikte kullanılabilirliğini desteklemek için birbirinden farklı kayaç şartlarında bir dizi deneyin yapılması gereklidir. Böylece kayacın özelliğine uygun kayaç faktörü çok daha hassas olarak belirlenebilecektir.

KAYNAKLAR

1. ARIOĞLU, E., 1988; "Çözümlü Madencilik Problemleri", TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayını, Ankara, s.172.

2. ARIOĞLU, E., 1990; "Açık İşletmelerde Patlatma Tasarımında Dilim Kalınlığının Belirlenmesine İşletme ve Jeomekanik Büyüklükleri Gözeten Yarı Analitik Yaklaşım.", 2.Ulusal Kaya Mekaniği Sempozyumu Bildiriler Kitabı, Ankara,s.55-78.

3. ASHBY, J.P.,1982; "Production Blasting and The Development of Open Pit Slopes.", Stability in Surface Mining Vol. 3., Ed.C.O.Brawner, Society of Mining Engineers, New York,s.549-570.

4. BARTON, N., LIEN, R., LUNDE, J., 1974; "Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support", Rock Mechanics,s.189-236.

5. BEKİŞOĞLU, K.A., 1959;" Maden İşletmeciliği ", Cilt II Etibank, s.169-170.

6. BİLGİN, A., 1986; "Açık İşletmelerde Patlatma Sorunları ve Tasarımı.", Seminer Kitabı, T.K.İ. Gen. Müd., Ankara.

7. BİLGİN, H.A., PAŞAMEHMETOĞLU, A.G., 1986; "Kayaların Patlatılabilirlikleri ve Delinebilirlikleri Üzerine Bir Çalışma", 1. Ulusal Kaya Mekaniği Sempozyumu Bildiriler Kitabı, ANKARA, s.113-125.

8. BİRÖN, C., ARIOĞLU, E.; 1985; "Madenlerde Tahkimat İşleri ve Tasarımı", İstanbul, s.10-11.

9. HOLMBERG, R.,1982; "Charge Calculations for Tunneling" Underground Mining Methods Handbook,s.1580-1588.

10. KARPUZ, C., 1985; "Kaya Sınıflama Sistemlerinin Maden Galerisi Tasarımında Kullanılabilirlikleri.", Türkiye Mad. Bil. Tek. 9. Kong., s.215-222.

11. KULAKSIZ, S., 1974; "İşletmeye Giriş Ders Notları" Hacettepe Üniversitesi,ANKARA.

12. LANGEFORS, U., KIHLSTROM, B., 1963; "The Modern Technique of Rock Blasting",John Wiley & Sons.

13. LİN, N.S., 1988;"New Hard Rock Fragmentation Formulas Based on Model & Full-Scale Tests",Tekniska Högskolan 1 Lulea,s.10,102,103.

14. ÖCAL, M.D., 1972; "Açık İşletmeciliğin El Kitabı", Etibank, Cilt I, s.259, 602.

15. SARI, R., 1984; "Patlayıcı Maddelerde Kazı Verimi ve Zaman Etüdü",Etibank Bülteni,Ankara,Sayı 59, s.11-28.

16. SALTOĞLU, S., 1976; "Madenlerde Hazırlık ve Kazı İşleri", İTÜ yayını, sayı:1062, s.366.

ULUSLARARASI SERMAYE BİRİKİMİNİN AZGELİŞMİŞ ÜLKELERDEKİ BİRİNCİL ENERJİ KAYNAKLARI DIŞINDAKİ MADEN ÜRÜNLERİ ÜZERİNDEKİ ETKİSİ

INFLUENCE OF INTERNATIONAL CAPITAL ACCUMULATION ON NON-FUEL MİNERALS AND METALS

Sinan SÖNMEZ *

ÖZET

Çalışmada dünya ekonomisindeki gelişmelerin, bu bağlamda sermaye birikimi rejiminin temel madde piyasaları ve özellikle de birincil enerji kaynakları dışındaki maden piyasalarını nasıl etkilediği araştırılmaktadır. Araştırma, uzun erimde maden fiyatlarının düştüğünü ve sınai ürünlere göre ticaret hadlerinde aleyhe dönüş olduğunu işaret etmektedir. Ancak maden ürünlerinin ticaret hadlerindeki olumsuz gelişme, azgelişmiş ülkelerde daha da netleşmektedir. Dünya maden ürünleri ithalatının 2/3'ünü gerçekleştiren sanayileşmiş ülkelere fiyat mekanizması aracılığı ile değer aktarımı olduğu ortaya çıkmaktadır. Madencilik sektöründe Çok Uluslu Şirketler'in egemen bulunmasının ise kaynak aktarımını desteklediği gözlenmektedir.

ABSTRACT

The paper studies the effects of the developments in the world economy and in particular in capital accumulation on primary commodities with special reference to non-fuel mineral and metal markets. The results indicates that the prices of non-fuel minerals have fallen in the long-run. However, the adverse development in the terms of trade of mineral products has been more pronounced in LDC's. The fact that the industrialized countries account for more than two-thirds of total world imports of non-fuel minerals, seem to indicate that there may be some transfer of value from the LDC's to the industrialized countries through the price mechanism involved. The domination of this sector by multinationals may be said to execerbate this phenomena.

* Prof. Dr., Gazi Üniversitesi, İİBF, ANKARA

1. YENİ ULUSLARARASI EKONOMİK DÜZEN (YUED) VE TEMEL MADDE PİYASALARI

Gelişmiş kapitalist ülkeler ile azgelişmiş ülkeler (AGÜ) arasında YUED oluşturulması konusunda yıllardır sürdürülen ve kısaca kuzey-güney diyaloğu olarak da bilinen tartışma ve pazarlıkların, üzerinde önemle durduğu ana temalardan biri de temel madde piyasalarının düzenlenmesidir. Bu bağlamda 1974 ve 1975'de Birleşmiş Milletler Örgütü'nün gerek olağan gerekse olağandışı Genel Kurullarında işlenen konular: "Hammadde Piyasaları ve Kalkınma", "Devletlerin Hak ve Ödevlerine İlişkin Sözleşme" ve "Ekonomik Kalkınma ve Uluslararası İşbirliği"dir. Birleşmiş Milletler Ticaret ve Kalkınma Konferansı (UNCTAD)'ın 1964'de Cenevre'deki ilk toplantısını izleyen 1968 Yeni Delhi, 1972 Santiago (Şili), 1976 Nairobi, 1979 Manila ve 1983 Belgrad ve 1987 Cenevre toplantılarında kuzey-güney ilişkilerinin gözden geçirilmesi çerçevesinde temel madde piyasalarının düzenlenmesi sürekli gündemde kalmıştır. Tarımsal hammaddeler ve gıda maddeleri ile birlikte madenlerin oluşturduğu temel maddelerin bir dizi AGÜ'nün ekonomisinde ve ihraç gelirleri içinde önemli bir yere sahip olması, tartışmaların yoğunlaşma nedenlerini açıklamaktadır. UNCTAD verilerini kullanarak yaptığımız hesaplamalar (United Nations, 1990: 379-380) 1985-1987 kesitinde 108 AGÜ'nün ihracat gelirleri içinde 3 temel madde payının ortalama %72.7, petrol dışı 3 temel madde payının 85 AGÜ'de ise % 66.4 olduğunu işaret etmektedir. İhracattaki pay olarak yalnızca %50'nin üzeri dikkate alınırsa azgelişmiş ekonomilerin söz konusu temel maddelere bağımlılık oranı daha da artacaktır. Nitekim bazı AGÜ'lerin özellikle maden ürünleri ihracatına bağımlı olduğu gözlenmektedir. Bağımlılık oranı, Şili'de %49, Bolivya'da %44, Zaire'de %60, Zambiya'da %94'tür (Brown ve McKern, 1987: 12). Dünya maden ihracatında AGÜ'lerin payının önemli boyutlarda olması da sektörün söz konusu ülkeler açısından önemli olduğunu göstermektedir. 1988 Dünya ihracat gelirleri içinde (dolar cinsinden) AGÜ'lerin payı kalayda %50, fosfatta %65, boksitte %86, bakırda %58 ve nikelde %94 olarak gerçekleşmiştir (UNCTAD, 1990: 259, 280, 330, 341, 351).

Yukarıda verdiğimiz rakamlar AGÜ'lerin genelde temel madde piyasaları, özelde maden ürünleri piyasalarının istikrarı konusunda duyarlı olmalarının nedenlerini açıklamaktadır. Nitekim kuzey-güney tartışmalarında AGÜ'lerin sürekli olarak temel maddelere ilişkin uluslararası ticaretin yeniden yapılanması konusunda ısrar ettikleri, bu bağlamda uluslararası anlaşmalar ve "Ortak Fon" aracılığıyla temel madde piyasalarının düzenlenmesini istedikleri, böylelikle telafi edici finansman kolaylıklarıyla ihracat gelirlerinde oluşabilecek dalgalanmaların yumuşatılabileceğini savundukları görülmektedir. AGÜ'ler daha uzun erimli yaklaşım çerçevesinde temel maddelerin transformasyonu ve pazarlama ile dağıtım mekanizmalarının oluşturulması üzerinde de ısrar etmektedirler(United Nations, 1980:7 ; UNCTAD Bulletin, Şubat-Mart 1983; Le Monde, 21 Mayıs 1983).

Yukarıda belirtilen istemlerin IV. UNCTAD'da somutlaştığı gözlenmektedir. 1976'da Nairobi'de toplanan UNCTAD'da kabul edilen 93. IV no'lu karar ile "Temel Maddeler İçin Entegre Program" benimsenmiştir. Bu kararın en önemli yönü, saptanan 18 temel maddenin finansmanı için "Ortak Fon"un oluşturulması ilkesidir. Söz konusu 18 temel madde arasında boksit, demir cevheri, fosfat, manganez, bakır ve kalay bulunmaktadır. Aslında UNCTAD kararından önce de temel madde piyasalarının istikrarı için bazı kararların alınmış olduğu görülmektedir. IMF'nin 1963 yılında oluşturup, 1979'da kapsamını genişletmiş olduğu "Telâfi Edici Finansman" mekanizması çerçevesinde kredi verme, geri ödeme koşullarında ciddi sınırlamalar getirmektedir. Söz konusu finansmana ancak ilgili ülkeler ödemeler dengesinde güçlükler ile karşılaştıkları zaman başvurabilmektedirler. 1975 yılında imzalanan ve 1976'da yürürlüğe giren 1. Lome anlaşması (AET ile 46 Afrika, Karayip ve Pasifik (AKP) ülkesi arasında) çerçevesinde oluşturulan **Stabex** sistemi, AET ülkelerine ihraç edilen tarım ürünlerinin fiyatlarındaki dalgalanmaların dış açığa neden olması durumunda çalışmaktadır. Madencilik sektörüne ilişkin düzenleme ise 2. Lome anlaşmasıyla gerçekleştirilmiştir. **Sysmin** olarak bilinen mekanizma ile AKP ülkelerinin kriz dönemlerinde madencilik sektörünün korunması amaçlanmaktadır. 1982'de ilk kez Zaire ve Zambia sırasıyla 40 ve 50 milyon ECU kredi elde etmişlerdir. Temel madde piyasalarını düzenleme çabaları daha da eskiye gidebilmektedir. İki dünya savaşı arasında ve 1950-1960 kesitinde bazı düzenleme çabalarının yapıldığı gözlenmektedir. Bu çabalar başarısız olmuştur. Tek istisna ise kalay'a ilişkin yapılan anlaşma ile "düzenleyici stok" oluşturulmasıdır. Nitekim 1956-1976 kesitinde kalay piyasasında göreceli bir istikrarın korunduğu görülmektedir. İşte 1976'da Nairobi'deki toplantıda kalay piyasasında işlerlik kazanmış bulunan düzenleyici stok mekanizmasının benzer biçimde 18 temel madde piyasalarına yaygınlaştırılması ilke olarak kabul edilmiştir. Böylece, "Bağlantısızlar" olarak da bilinen "77'ler Grubu", ortak fon oluşturulması ile IMF ve Dünya Bankası'nın etkilerinin dengelenebileceğini düşünmüşlerdir. Haziran 1980'de imzalanan anlaşma ise "kağıt üzerinde" bir "Ortak Fon"un oluşturulması anlamına gelmektedir. Çünkü, fon için gerekli finansman sağlanamamıştır. ABD, İngiltere, F. Almanya ve Japonya'nın piyasalara müdahaleye karşı çıkmaları somut bir sonuca ulaşılmasının karşısındaki güçlükleri işaret etmektedir. Ancak ortak fonun gündeme getirilmiş olması bile kuzey-güney ilişkilerinin gözden geçirilmesi, tartışmaya açılması yönünden "iyimser" bir yorumla olumlu bir girişim olarak nitelendirilebilir. Buna karşın kuzey-güney diyaloğundan olumlu somut bir sonucun çıktığını ileri sürmek de olanaksız gözükmektedir. Başarısızlık nedenleri ise uluslararası ekonomik ilişkilerden, kuzey ile güney arasındaki eşit olmayan güç dağılımından, buna bağlı olarak da uluslararası işbölümünden kaynaklanmaktadır. Nitekim petrol dışındaki doğal kaynak üreticilerinin kurdukları örgütlerin, çıkarlarını korumakta başarısız olduğu gözlenmektedir. Örneğin boksit üreticilerinin kurduğu **International Bauxite Association (IBA)**, bakır üretcilerini birleştiren **Intergovernmental Council of Copper Exporting Countries (CIPEC)** ve ham demir üreticilerinin örgütü olan **APEF** en iyimser yorumla

üreticilerin birbirleriyle karşılaşmalarını sağlayan örgütlerdir.

Madencilik sektöründe yoğun faaliyette bulunan AGÜ'lerin konumlarının irdelenmesi ve değerlendirilmesinde yetmişli yıllarla birlikte ekonomik ve finansal faaliyetlerin hızlı bir uluslararasılaşma sürecine girdiğini dikkate almak gerekmektedir. Bir başka deyişle dünya ekonomisinin yaşadığı dönüşüm söz konusu uluslararasılaşmanın damgasını taşımaktadır. Temel madde piyasaları ve madencilik sektörü de söz konusu dönüşümden etkilenmektedir.

2. SERMAYE BİRİKİMİ REJİMİNİN TEMEL MADDE PİYASALARI ÜZERİNDEKİ ETKİLERİ

2.1. Yoğun Sermaye Birikimi ve Tekelci Düzenleme

İkinci Dünya Savaşı ertesinde gelişmiş ülkelerde, ABD merkezli olmak üzere uygulamaya konulan yoğun sermaye birikimi rejimi uluslararası işbölümünün temellerini atmıştır. Aynı zaman kesitinde bir dizi sömürgenin "bağımsız devlet" statüsüne sahip olması, soğuk savaşın başlaması ve şiddetlenmesi, söz konusu "yeni ülkeler"in kapitalist bloktaki işbölümünün içinde yerlerini almalarına yol açmıştır.İkinci Dünya Savaşı sonrasında giderek belirginleşen "azgelişmiş" ülkeler grubu veya Üçüncü Dünya ülkelerinin altmışlı yılların ikinci yarısından sonra özellikle UNCTAD çerçevesinde sorunlarına çözüm arama çabasına girdikleri gözlenmektedir. Aynı zaman kesitinde, yani savaş sonrasından altmışlı yılların sonuna, hatta 1. petrol şokuna dek uzanan zaman kesitinde gelişmiş ülkeler gurubunun, özellikle de ABD'nin yoğun sermaye birikimini gerçekleştirdiği gözlenmektedir. Bu dönemin birikimin "Altın Çağı" olarak nitelendirilmesi şaşırtıcı değildir. Söz konusu sermaye birikimi rejimi **fordist** niteliğe sahiptir. Bir başka deyişle yoğun sermaye birikimi ile tekelci düzenleme biçimi söz konusudur (Sönmez,1990; Sönmez,1991:62-63).

Fordizm, "kapitalist gelişmenin bir aşamasında ABD'nin dünya kapitalist ekonomisinde hegemonya kurmasını işaret eder. Kitlesel üretim teknolojileri ABD'nin hegemonyası altında ileri kapitalist ülkelere yayılır, sonunda sanayi üretiminin ulusallaşması ile beraber bu ülkeler arasında yatay işbölümü olarak adlandırılabilecek yeni bir uluslararası işbölümü biçimine yol açar. Bu yeni işbölümü dünya çapında dikey işbölümüyle beraber gelişir" (Arın, 1985:122). Söz konusu sermaye birikimi rejiminde tüketimin kitleselleştiği, bu doğrultuda üretim koşulları ile tüketim koşulları arasındaki dönüşümün birbirini olumlu yönde etkilediği görülmektedir. Düzenleme biçimi, bir başka deyişle, yeni sermaye birikimi rejiminin istikrarlı olabilmesini sağlayacak prosedür ve kurumlar bütünü ise tekelci niteliktedir. Üretkenlik artışı ile reel ücretlerdeki artışın koşut olması, kârın gerçekleşme ve sermayeye dönüşme sürecindeki engellerin aşılmasını sağlamıştır. Fordizm ulusal temelde gelişse de kaçınılmaz olarak uluslararası işbölümünü pekiştirdiği ölçüde uluslararası boyutlara da sahip olmuştur. Birinci etki ve boyut ABD'nin Japonya ve Batı Avrupa'ya sermaye ih-

raç etmesinin yanısıra söz konusu bölgelerde pazar bulmasıdır. Uluslararasılaşma ABD kökenli yoğun sermaye birikimi rejiminin Japonya ve Batı Avrupa'ya aktarılması ile gerçekleşmiştir. İkinci etki ve boyut, AGÜ'lerin gelişmiş ülkelerdeki yoğun birikime uygun olarak uluslararası işbölümünde yerlerini almalarıdır. Bu bağlamda AGÜ'lerin gelişmiş ülkelerdeki sermaye birikimine temel madde ve mamul madde piyasaları aracılığı ile katkıda bulunduğu, yani değer aktardığı bir gerçektir. Nitekim temel maddelerin söz konusu birikim rejiminde önemi büyüktür. Tarımsal mallar ve besin maddelerinin düşük bedel ile temin edilmesi gelişmiş ülkelerde istihdam edilen işgücünün kendini yenileme maliyetini aşağıya çekmekte, sanayi sektöründe, özellikle de ikinci sanayi devriminde sürükleyici işleve sahip sektörlerde (otomotiv, elektrikli ev araçları, silah, vd.) gerekli olan maden cevherleri veya yarı işlenmiş madenlerin düşük bedel ile sağlanması mamûl mal üretiminde maliyetin düşük olmasına katkıda bulunmaktadır. Daha ilerideki sayfalarda göstereceğimiz üzere, genelde temel madde piyasalarında, özelde maden ürünleri piyasalarında AGÜ'ler aleyhine bir gelişme söz konusudur. Şöyle ki, birinci olarak sınai ürün fiyatlarına göre maden fiyatlarının daha büyük boyutlarda dalgalanmalar gösterdiği gözlenmektedir. İkinci olarak maden fiyatlarının sınai ürün fiyatlarına göre uzun erimde göreceli olarak gerilemesi, yani ticaret hadlerinin madencilik sektörü aleyhine bir gelişme göstermesi söz konusudur. Üçüncü olarak da, AGÜ'lerin ihraç ettikleri maden fiyatları ile ithal ettikleri sınai ürün fiyatlarının değerleri arasında temelden bir eşitsizlik olduğu da ileri sürülebilmektedir (Boratav, 1977: 213-214). Ancak maden ürünlerinin fiyatları aracılığıyla AGÜ'lerden gelişmiş ekonomilere değer aktarımı sorunu, bu sektördeki yabancı sermayenin konumunu, bir başka deyişle, uluslararasılaşmayı dikkate almamıza yol açmaktadır. Nitekim özellikle altmışlı yıllarla birlikte gelişmesini hızlandırmaya başlayan ekonomik ve finansal uluslararasılaşma madencilik sektörünü de kapsamına almakta, Çok Uluslu Şirketler (ÇUŞ)'in etkinlikleri giderek artmaya başlamaktadır.

2.2. Kriz ve Sonrası

Yetmişli yıllarda belirginleşen kriz, yoğun sermaye birikimi rejiminde beliren tıkanıklıklarla açıklanabilir. Şöyle ki, bir yandan üretkenlik artışında sınıra ulaşılmış, diğer yandan tüketim malları sektörünün üretim malları sektörüne göre daha hızlı modernizasyonu sektörler arasında dengesizlik ve tıkanıklık yaratmıştır. Bu doğrultuda ikinci sanayi devriminin yarattığı sürükleyici etkilerin giderek zayıfladığı, ekonomik büyümede motor işlevine sahip sektörlerin aşındığı ve rantabilitelerinin düştüğü, söz konusu sektörlerin işlevini üstlenecek yeni sektörlerin henüz hazır olmadığı ileri sürülebilir. Gene üretken olmayan sektörlerin (hizmetler, ticaret) yaygınlaşması da artık değer oranını aşağı çekmiş, kâr haddindeki düşme eğilimi belirginleşmiş, böylece sermaye birikiminin hızı yavaşlamış ve sonuçta üretken yatırımlar gerilemeye başlamıştır. Sermayenin değerlenmesinde ortaya çıkan kriz, yoğun sermaye birikimi ile tekelci düzenleme biçimi arasındaki uyumsuzluk olarak somutlaşmıştır. Krizi aşma doğrultusunda önerilen önlemler arasında; uluslararası

pazarı genişletme ve ihracatı artırma politikalarının benimsenmesi, artık değeri yükseltmek doğrultusunda ucuz işgücünün olduğu bölgelere faaliyetlerin aktarılması, emek sürecinde verimliliği artıracak yeni örgütlenme biçimleri ve teknolojik değişiklikler ile yeni üretim dalları bulunması vardır (Arın, 1985: 136, 138). Söz konusu üç önlem, ekonomik ve finansal faaliyetlerin uluslararasılaşmasını hızlandırmaktadır. Uluslararasılaşma, uluslarötesileşme ve çok odaklılaşma olarak algılanmalıdır. Uluslarötesileşme, dünya ölçeğinde sınai ve finansal yoğunlaşma hareketiyle temsil edilmekte olup, ÇUŞ'lara ve Uluslarötesi Finansal Gruplara (UÖFG) çok önemli ekonomik-finansal-politik güç vermektedir. Çok odaklılaşma ise gücün parçalanması, belirli merkezler arasında eşit olmayan biçimde (göreceli olarak) paylaşımı veya dağıtımı anlamına gelmektedir. Tek kutuplu dünya ekonomisinden (ABD) çok odaklı ekonomiye geçiş (ABD, AT ve özellikle Almanya, Japonya) gerçekleşirken rekabet şiddetlenmiştir. Nitekim özellikle birinci petrol şokunu izleyen yıllarda uluslararasılaşma hızlanmıştır.

Dünya ekonomisindeki ve sınai yapılardaki dönüşümler, bu bağlamda krize karşı yeniden yapılanma çabasına giren AGÜ'lerde uygulanan "yeni liberal" politikalar tüm sektörleri etkilediği gibi madencilik sektörünü de etkilemiştir. Bu aşamada üzerinde durulması gerekli konular:

-Maden ürünleri piyasalarının yapısı ve fiyatlarının evrimi,

-ÇUŞ'ların madencilik sektöründeki stratejileri ve konumları,

-Madencilik sektörünün geleceğidir.

3. MADEN ÜRÜNLERİ PİYASALARININ GELİŞİMİ

Öncelikle vurgulanması gerekli olan nokta genelde temel madde fiyatlarının, özelde maden ürünleri fiyatlarının Kore savaşından altmışlı yılların sonuna dek bir düşme eğilimine sahip olmasıdır. 1972-1975 kesitinde fiyatlar tırmanışa geçmiş ancak 1980-1982 kesitinde ise fiyatlarda gerileme ortaya çıkmıştır. Her ne kadar fiyatların gelişimini ölçmede kullanılan endeksler (UNCTAD, Moody's, Financial Times, Reuter, Economist, IMF, HWWA, CRB-Futures, vd.) arasında bazı farklılıklar olsa da, söz konusu farklılık "yoğunluk" konusunda ortaya çıkmakta, tüm endeksler yaklaşık olarak eğilimin yönü konusunda aynı saptamayı yapmaktadır. Örneğin temel maddeler ve maden ürünleri konusunda sağlıklı olduğuna inandığımız seriler oluşturan UNCTAD'ın endeksi dolar cinsinden ifade edildiği zaman, 1975-1977 kesitinde 100 olan endeks Ekim 1980'de 153'e tırmanmakta, Ağustos 1982'de ise yeniden 100'e inmektedir. Doların etkisini azaltmak doğrultusunda endeks, Özel Çekme Hakkı (ÖÇH) cinsinden ifade edildiğinde, Ekim 1980'de 139'a tırmanmış, Ağustos 1982'de ise 108'e gerilemiştir (Ramses, 1984: 244). Enflasyonun etkisi de dikkate alınırsa 1982 sonlarında fiyatların son otuz yılın en düşük düzeyine indiği ileri sürülebilir (özellikle bakır ve nikel). Hatta 1929-1930 krizindeki fiyatlara eşdeğer bir fiyat düzeyine ulaşıldığı gözlenmektedir (Thirlwall ve Bergevin, 1985: 807). Daha önce vurgulandığı üzere, kalay, oluşturulmuş bulunan ortak fon sayesinde istikrarını korumuştur. Seksenli yıllar boyunca genel ola-

rak düşme eğilimine sahip olan maden fiyatları 1987'den itibaren toparlanmış ancak 1989'dan itibaren yeniden bir düşme eğilimi gözlenmeye başlamıştır (Problemes Economiques, 22 Şubat 1989: 26-30; Problemes Economiques, Ocak 1991: 10-16 ; Le Monde 1989: 24-25).

Çizelge 1. Toptan Fiyat Endeksi*

	1980	1986
Alüminyum (sent/pound)	100	64.8
Kanada (İngiltere)		
Boksit (sent/pound)	100	77.3 (1985)
Güyan (Baltimore)		
Bakır (sent/pound)	100	62.7
İngiltere (Londra)		
Demir Cevheri (dolar)	100	80.3
Brezilya (Kuzey Denizi Limanları)		
Manganez (dolar)	100	90.7
Hindistan (ABD Limanları)		
Nikel	100	59.7
Kanada (Kanada Limanları)		
Potas	100	59.5
Kanada (Vancover)		
Fosfat	100	73.6
Fas (Kazablanka)		
Kalay		
Tüm Ülkeler (Londra)	100	38.7
Malezya (Penang)		36.3
Tayland		38.2
Çinko	100	93.3
İngiltere (Londra)		106.3
ABD (New York)		
Metaller	100	65.5

* Madenlerin elde edildiği ülkeler belirtilmekte ve fiyatlandırıldıkları yerler ise parantez içinde gösterilmektedir.

Kaynak: IMF, International Financial Statistics, 1987, s. 178-181.

Yapmış olduğumuz genel nitelikteki saptamalar bizi bazı sorular sormaya yöneltiyor:

- Fiyat dalgalanmaları hangi etkenlere bağlıdır?

- Fiyatların düşme eğilimine sahip olması yalnızca AGÜ'leri mi etkilemektedir?

A. Öncelikle belirtilmesi gerekli olan nokta fiyat düşmesinin genel bir eğilim olmasıdır. Düşmeye yol açan etkenler tüm ürünleri kapsadığı gibi, kuşkusuz her ürünün kendine özgü koşulları da vardır. Ortak etkenleri aşağıdaki gibi sıralayabiliriz:

i. Gelişmiş ülkelerin gelenekselleşmiş, rantabilitesi düşük sektörlere yatırımları azaltması, buna karşın rantabilitesi yüksek hizmet ve ticaret sektörlerine yönelik yatırımları artırması madencilik sektörü ürünlerine yönelik talebi olumsuz etkilemiştir. Sanayi sektöründe ise giderek ileri teknolojinin kullanılması geleneksel madenlerin tüketimini azaltmakta ve bunları ikame eden yeni maddeler (plastik, elyaf, yeni alaşımlar, vd.) üretim sürecinde kullanılmaktadır. Kuşkusuz söz konusu ikame tüm metal madenler ile metal dışı madenler için olanaklı gözükmemektedir. Ancak IMF 20. yüzyılın başlarından günümüze dek her birim ürün için gerekli hammaddenin yılda ortalama %1. 25 oranında azaldığını ileri sürmektedir (Problemes Economiques, 1989: 27). Böylece sanayileşmiş toplumların sanayi ötesi toplumlara geçiş sürecinde geleneksel hammaddelere, bağlı olarak da metal madenlere yönelik taleplerinde daralma ortaya çıkmaktadır. Örneğin 1972-1982 kesitinde bazı madenlerin ve metallerin yıllık tüketim artış oranları aşağıdaki gibidir:

Alüminyum (%1.0), bakır (-%0.58), kurşun (-%1.17), mangenez (-%5.37),nikel (-%0.43), kalay (-%4.77), çinko (-%4.80) (UNCTAD, 1987:A 27). ABD'de elektrik ve elektronik aletlerin yapımında alüminyum kullanım yoğunluğunda %28.6, ulaşım ekipmanlarında %33.3'lük bir azalma gözlenmektedir. Bakırın kullanım yoğunluğu havalandırma ve ısıtmada %23.1, kalayın elektronik aletler imalindeki kullanım yoğunluğunda ise %50 oranında bir azalma kaydedilmiştir. Söz konusu örnekleri çoğaltmak olanaklıdır.

ii. Ekonomik genişleme veya kriz olgusu ile madencilik sektörüne yönelik talep arasında bir korelasyon olduğu ileri sürülebilir. ABD'de 1981-1982 kesitinde yaşanan ve diğer gelişmiş ülkeler ile AGÜ'leri olumsuz yönde etkileyen durgunluk, talebin daralmasına yol açtığı ölçüde fiyatların da aşağıya çekilmesine neden olmuştur. Nitekim temel madde tüketicisi olan sanayileşmiş ülkelerin hammadde kullanım maliyetlerini düşürme doğrultusunda üretimde rasyonalizasyon çabalarına girmeleri ve bazı madenleri ikame eden sentetik madde kullanımlarını arttırmaları, talebi olumsuz yönde etkilemiştir. Bu bağlamda uygulanan iktisat ve para politikaları, bir başka deyişle ABD'nin uyguladığı yüksek faiz politikası ve temel madde piyasalarını yönlendirici olan doların (bir ölçüde sterlin) değer kazanmasına yol açan (aşırı değerli) dolar politikası, fiyatlar üzerinde olumsuz bir etki yaratmıştır. Doların Şubat 1985 ortalarında aşırı

değerlenmesinden sonra yıl sonuna dek değer yitirmesinin temel maddelerin değerlenmesine yol açacağı düşünülürken tam tersi bir gelişme olmuş, dolar cinsinden endeks 1982'deki en düşük düzeyine inmiştir. Ancak bu "görünürdeki sapma"yı dünya piyasalarının durumu ile açıklamak olanaklı gözükmektedir. Şöyle ki, ABD'deki ekonomik faaliyetlerin yavaşlaması daha 1985 ilkbaharında kendini hissettirmiş ve yılın geri kalan 6 aylık bölümünde durgunluk sürmüştür. Bu olgu ise fiyatları olumsuz yönde etkilemiştir. Doların değer yitirmesine koşut olarak ekonomik canlanmanın da baş göstermesiyle birlikte 1987'den itibaren maden ürünlerinin fiyatlarında kıpırdama başlamıştır Uluslararası konjonktürün olumlu etkisi 1989 yılına dek sürmüştür.

iii. Arzın talepdeki dalgalanmalara göre esnek olmaması, aşırı üretim kapasitelerinin ve stokların oluşmasına yol açmaktadır. Örneğin yeni yatırım kararları nedeniyle 1972-1975 kesitinde gerçekleştirilen yatırımlar, 1982-1983 kesitinde aşırı üretim krizine yol açmıştır. Kuşkusuz zengin maden yataklarına sahip olan AGÜ'ler, daha önce aldıkları yatırım kararlarını doğrulamak ve gelir elde etmek amacıyla aşırı üretime başvurmaktadırlar. Nitekim seksenli yılların başlarında dış borç ve finansman krizine giren bir grup AGÜ, sorunlarını çözmek için sahip oldukları zengin maden yataklarını maksimum düzeyde işleterek gelir (döviz) elde etmeye çalışmışlardır: "Dış borçları ödeme gerekliliği ve kalkınma kaygısı, Güney ülkelerini, fiyatlarda ek bir düşmeye yol açmak pahasına daha çok üretime yönlendirmiştir" (Newsweek, Şubat 1986). Buna örnek olarak Şili'nin 1980'den itibaren düşük maliyetlerden yararlanarak bakır üretimini, Brezilya'nın kalay üretimini artırması verilebilir.

Yukarıda açıkladığımız etkenler genelde maden fiyatlarındaki dalgalanmaları açıklayıcı niteliktedir. Nitekim kısa erimde ortaya çıkan fiyat artışları, uzun erimdeki eğilimin düşme yönünde olduğu gerçeğini tersine çevirememektedir. Örneğin 1987 ve 1988'deki fiyat artışları ilk bakışta yukarıda çizdiğimiz şemaya görünürde aykırı gözükmektedir. 1986'da temel maddeler piyasalarında reel fiyatlar ve mamul mallar ile hizmetler karşısındaki göreceli fiyatlar 1930 fiyatları düzeyinde seyrederken, 1987 ve 1988'de net ve sürekli bir artış yaşanmıştır (kalay ve kurşun dışında). Söz konusu zaman kesitinde endüstriyel üretimin artması ve talebin giderek genişlemesi karşısında üretim ve stoklar yetersiz kalmış, maden fiyatlarında önemli sıçramalar olmuştur: Bakır (%86.6), çinko (% 93.7), alüminyum (%75.0), nikel (%166.7) (Problemes Economiques, 22 Ocak 1989:27). Ancak söz konusu fiyat artışları 1989'da sürmemiş, ilk üç aylık dönemden sonra hızlı bir düşme ortaya çıkmıştır. Örneğin alüminyum fiyatlarında üretimin kısılması ve üreticilerin stok yapmaları nedeniyle bir önceki yıla göre %30 dolayında düşme ortaya çıkmıştır. Aşırı üretim kalay fiyatlarında gene %30'luk bir düşmeye yol açarken, bakır fiyatlarındaki düşme ise %10 ile sınırlı kalmıştır. Burada belirtilmesi gerekli bir nokta da, söz konusu ürünler arasında da ikamenin olmasıdır. 1980'den itibaren otomobil radyatörlerinde bakır kullanımının yaklaşık % 37 azalması ve yerini alüminyuma terketmesi en tipik örnektir. Genelde metal madenlerin değer kazanmasını

sağlayan etkenlerden bazılarının ortadan kalkması, fiyat artışlarını durdurmuş ve fiyatları aşağı çekmiştir. Örneğin Peru'daki kurşun işletmelerindeki grevin sona ermesi fiyatları düşürmede bir etken olarak kabul edilmektedir.

Yeni sanayileşmiş ülkelerin maden sanayii, demir çelik sanayii ve genelde tüm sanayi dalları için metal maden ihtiyaçları artış gösterse de sanayileşmiş ülkelerin talebinde azalma gözlenmektedir (Bradford, 1987: 301-304). IMF'nin hesaplarına göre dünya genelinde metal dışı maden talebi artmaya devam edecek, ancak bu madenleri tüketen sınai faaliyetlere göre orantısal bir artış gerçekleşmeyecektir (Le Monde, 1989: 243). Çizelge 2'deki veriler de madencilik sektörünün gelişmesine ilişkin IMF öngörülerinin dayandığı somut verileri yansıtması açısından ilginç ve yol gösterici gözükmektedir.

Çizelge 2. Dünya Mal Ticareti*

	Milyar Dolar			Yüzde Olarak			
	1987	1988	1989	1980	1987	1988	1989
Tarım Ürünleri	340	385	405	15.0	14.0	13.5	14.0
Madencilik Sek. (petrol dahil)	365	370	415	29.0	15.0	13.5	14.0
Mamul Mallar	1750	2010	2155	56.0	71.0	73.0	72.0
Toplam	2530	2875	3095				

*SSCB, Alman Demokratik Cumhuriyeti ve Çin Halk Cumhuriyeti dışında.

Not: Yüzde olarak gösterilen oranların dolar cinsinden değerlere göre, küçük de olsa sapma göstermesi, toplam değerler ile ürün kategorilerine ilişkin değerlerin birbirlerine eşit olmamasından kaynaklanmaktadır. Bu eşitsizlik ise bazı ticaret değerlerinin net biçimde herhangi bir kategoriye dahil edilememesinden kaynaklanmaktadır (yazarın notu).

Kaynak: GATT-"Le Commerce International 1988-1989 ve 1989-1990'dan hesaplanmıştır.

Çizelgedeki verilere göre 1988 yılında madencilik sektörünün dünya mal ticaretindeki payının artış hızı bir önceki yıla oranla %1.5 iken, 1988'e oranla 1989'daki artış hızı %12 olmuştur. 1980'li yılların başına dönersek, madencilik sektörünün dünya (mal) ticaretindeki payının, 1989'daki payın iki katından yüksek olduğu gözlenmektedir. 1987'ye göre 1988 yılında kaydedilen gerileme, 1989 yılında aşılmış ve pay olarak 1987'ye yaklaşılmıştır. Ancak **petrolün** yukarıdaki istatistiklerde yer alması birincil enerji kaynaklarının payını tam olarak belirlememizi gerektirmektedir. Söz konusu kaynakların (petrol, taşkömürü, vd.) madencilik sektöründeki payının 2/3 olduğu düşünülürse, metal madenler ile metal dışı madenlerin dünya mal ticaretindeki payının %4 ile %5 arasında değiştiğini söyleyebiliriz.

B. Üzerinde duracağımız bir nokta da maden piyasalarındaki gelişmenin, gelişmiş ülkeler ve AGÜ'ler arasındaki ilişkileri nasıl etkilediğidir. Bir başka

deyişle, madencilik sektöründe faaliyette bulunanlar yalnızca AGÜ'ler olmadığına göre, fiyatların aleyhe dönmesi gelişmiş ekonomileri de etkilemiyor mu? Bu soruyu yanıtlarken öncelikle vurgulamak istediğimiz nokta; seksenli yıllarda gelişmiş ülkelerin dünya maden üretiminin yaklaşık %46'sını gerçekleştirirken, toplam maden ithalat değerinin %70'inden fazlasına sahip gözükmesidir. 1988 yılında gelişmiş ülkelerin dünya maden ithalat değeri (dolar cinsinden) içindeki payı aşağıdaki gibidir: boksit (%69), alümina (%75), arıtılmış alüminyum metali (%79), bakır cevheri (%80), ergitilmiş bakır (%84), arıtılmış bakır (%73), demir cevheri (%76), kurşun (%94), kurşun metali (%69), manganez cevheri (%73), nikel cevheri (% 96) (UNCTAD, 190: 258-370 verilerinden hesaplanmıştır). Bu veriler, gelişmiş ülkelerin madencilik sektörünün birincil müşterisi olduğunu işaret etmektedir. Bu nedenle maden fiyatlarında düşmenin ve/veya sınai ürünler karşısında maden ürünleri ticaret hadlerinin aleyhe seyretmesinin gelişmiş ekonomiler açısından olumsuz olmayacağı düşünülebilir .Ancak söz konusu gelişmiş ülkelerden bir bölümü aynı zamanda üretici ve ihracatçı olduğu için fiyatlardaki düşme eğiliminin yalnızca AGÜ'leri değil aynı zamanda söz konusu gelişmiş ülkeleri de etkileyeceği sonucu çıkarılabilir. Nitekim 1985 yılında ABD madencilik sektörüne ilişkin ticaret dengesi yalnızca 0.5 milyar dolar fazla verirken, Avustralya, Kanada, Yeni Zelanda ve Güney Afrika açık vermiştir. Uzun erimde maden ürünlerine ilişkin ticaret hadlerinin aleyhe seyretmesinin gelişmiş ekonomiler üzerindeki etkilerinin somut olarak incelenmesi bize daha sağlıklı bir değerlendirme olanağı sağlayacaktır. Çizelge 3'de her iki grup ekonomide madencilik sektörü ürünleri ile imalat sanayii ürünlerinin tahmini eksponansiyel trend oranları verilmektedir.

Çizelge 3. Gelişmiş ve Azgelişmiş Ekonomilerde Maden Ürünleri Fiyatlarının Sınai Ürünlere Göre Zaman Trendleri

	3 Aylık Trendler		Ticaret Hadleri Olarak 3 Aylık Trendlerin Doğrudan Tahmini	
	Gelişmiş Eko.	AGÜ'ler	Gelişmiş Eko.	AGÜ'ler
1960-1972				
Sınai Ürünler	0.0063			
Madenler	0.0095	0.0048	0.0031	-0.0017
Metal Dışı Maden.	0.0092	0.0108	0.0022	0.0039
1973-1982				
Sınai Ürünler	0.020			
Madenler	0.034	0.062	0.0135	0.0403
Petrol Dışı Maden.	----	0.014	---	-0.0076
Metal Dışı Maden.	0.015	0.009	-0.0055	-0.0112

Kaynak: Thirlwall A.P., Bergevin J., "Trends, Cycles and Assymetries in the Terms of Trade of Primary Commodities from Developed and Less Developed Countries", **World Development**, Cilt 13, Sayı 7, s.805-817, 1985.

Yukarıdaki çizelgede yer alan veriler gelişmiş ülkelerde 1960-1972 kesitinde maden ürünleri fiyatlarının sınai ürün fiyatlarına göre daha hızlı arttığını göstermektedir. AGÜ'lerde ise tersi söz konusudur. Nitekim gelişmiş ekonomilerde maden ürünlerine ilişkin üç aylık trendlerin değeri AGÜ'lerdekinin iki katıdır. Metal dışı madenlerde ise her iki grup ekonomi arasındaki marj çok dardır. Aynı dönemde ticaret hadlerinin doğrudan tahmini ise maden ürünlerinin lehine sanayileşmiş ülkelerde bir gelişmeyi (0. 0031), AGÜ'lerde ise aleyhe dönüşü (-0.0017) göstermektedir.

Metal dışı madenlerde ise AGÜ'lerdeki tırmanma eğiliminin gelişmiş ekonomilerdekine göre daha belirgin olduğu gözlenmektedir.

1973-1982 kesitinde, petrol bir kenara bırakıldığında, maden ürünlerinde ticaret hadlerinin aleyhe döndüğü gözlenmektedir. Üç aylık trendler AGÜ'lerde maden ürünleri lehine düzelmenin 0.014 olduğunu işaret etmektedir. Oysa ki, sınai ürünlere ilişkin trend 0.020'yi göstermektedir. Kaldı ki, metal dışı madenlerde gelişmiş ülkelerdeki ticaret hadlerinin eğilimi 0.015 iken, AGÜ'lerde ancak 0.009'luk bir düzelme görülmektedir. Üç aylık trendlerin doğrudan tahminine ilişkin hesaplamalarda ise, metal dışı madenlerde net bir aleyhe dönüş gözlenmekle birlikte, AGÜ'lerdeki negatif eğilim gelişmiş ülkelerdekinden iki kat fazladır. Birinci grupta yıllık oran -%4.48, ikinci grupta ise -%2.2'dir.

Dikkati çeken diğer bir özellik de maden ürünleri fiyatlarının AGÜ'lerde krizden daha çabuk etkilenmesidir. Madenlerdeki fiyat dalgalanmaları, sınai ürünlerin fiyatlarındaki dalgalanmalar ile karşılaştırıldığında aşağıdaki sonuçlar elde edilmektedir: Fiyat artışlarının ortalama süresi sınai ürünlerde (üç aylık dönemler olarak) 10.6 iken, metal madenlerde süre 5.6, metal dışı madenlerde ise 2.9'dur. Buna karşın fiyat düşmesinin ortalama süresi sınai ürünlerde 2.1 iken, metal madenlerde 5.5, metal dışı madenlerde ise 2.6 olarak bulunmuştur (Thirlwall ve Bergevin, 1985: 813).

Sonuçta maden ürünleri ile sınai ürünler arasındaki ticaret hadlerinin birinciler aleyhine seyrettiği, ancak AGÜ'lerde ticaret hadlerindeki olumsuz gelişmenin çok daha belirgin olduğu görülmektedir. Söz konusu ürünlerin fiyatları sınai ürün fiyatlarına göre daha fazla devresel hareketlere tabi olmakta ve devresellik AGÜ'lerde daha yoğun olmaktadır.

4. SERMAYENİN ULUSLARARASILAŞMASI VE MADENCİLİK SEKTÖRÜ

Sermayenin uluslararasılaşması ÇUŞ'lar aracılığıyla somutlaşmaktadır.Madencilik sektöründe ÇUŞ'ların faaliyetleri maden cevherinin çıkarılması, işlenmesi ve pazarlanması alanlarını kapsamaktadır. Metal madenler ilksel üretim aşamasında ve özellikle de işlenme aşamasında sermaye yoğun teknoloji gerektirmektedir. Her ne kadar işlenmiş madenler, sanayi girdileri olarak pazarlanabilse de sermaye, enerji ve proses teknolojisi, ölçek eko-

nomisi ve büyük ölçekli maden yataklarının değerlendirilmesi gerekliliği önemli engeller ve kısıtlamalar getirmektedir.

ÇUŞ'ların madencilik sektöründeki stratejileri ilksel üretim aşamasına ilişkin stratejiler ve ileri aşamalardaki stratejiler olarak iki grupta toplanabilir (Girvan, 1987: 715-716).

İlksel üretim faaliyetlerine ilişkin olarak ÇUŞ'lar birlikte yatırım , ortaklık kurmak, işletme yönetimi, pazarlama konularında danışmanlık yapmanın yanısıra teknik hizmet danışmanlığını da üstlenmektedir. ÇUŞ'ların yatırım yapmak için siyasal istikrar ve güvence aradıkları da bir gerçektir (Palloix,1975; Michalet ve Diğerleri, 1983).

İlksel üretim aşamasının ötesinde ise, söz konusu faaliyetlerden elde edilen kâr ve rantların azalması ve/veya bu faaliyetlerin denetiminin yitirilmesi, sektörde sahip bulunulan işletmelerin kaybedilmesi durumunda bazı çözümler aranmaktadır.Bu bağlamda ÇUŞ'lar:

-Geniş ölçekli projeler için diğer büyük işletmeler ile işbirliği çerçevesinde yatay entegrasyon ve "joint-venture" yaparak madencilik sektörüne girişi engelleyebilmekte ve yeni rakipleri elimine etmektedirler,

-Nihai ürün aşamasında ortaya çıkan rantları elde etmek için dikey entegrasyona geçmeye çalışmaktadırlar,

-Ürünleri çeşitlendirmekte, farklılaştırmakta ve araştırma-geliştirmeye dayalı yenilikleri pazarlama stratejilerinde kullanarak (özellikle alüminyum) rant elde etmeye çalışmaktadırlar,

- Birleşme ve küçük işletmeleri satın almak yolu ile sinerjik avantajlardan rant elde etmeye çalışmaktadırlar.

Gerekli teknolojik donanıma sahip olmaları ve yeni maden yataklarının araştırılması için riziko edilebilecek sermayeye sahip bulunmaları, madencilik sektöründe ÇUŞ'ları avantajlı kılmaktadır. Ancak ilksel üretim aşamasında, eskiden yabancı sermayeye ait olan bazı maden yataklarının devletleştirilmesi ve devlet işletmelerinin kurulması ÇUŞ'ların davranışlarında bazı değişikliklere yol açmıştır. ÇUŞ'lar bu durumlarda yerel sermaye ile (özel veya kamusal sermaye) ortak yatırıma gitmekte, ortaklık kurmakta, teknik danışmanlık, işletme yönetimi ve pazarlama hizmetleri sunmaktadır. Örneğin Zaire ve Zambia'da bakır ve kalay işletmelerinin devletleştirilmesi, ÇUŞ'ları yukarıda belirttiğimiz faaliyet alanlarına yöneltmiştir. Boksit endüstrisinde de benzer durum görülmektedir (Gine ve Jamaika). Bu alanda kayda değer bir gelişme de yeni projelerin uygulanmasında ÇUŞ'lar ve diğer firmalar arasında konsorsiyum ve joint-venture'ların oluşturulmasıdır. Bu yeni eğilim seksenli yılların ilk yarısında uygulamaya konulan beş yeni projenin üçünde (toplam yeni kapasitenin %64'ünde) somutlaşmıştır (UNCTAD, 1984 a). Bu gelişmenin alüminanın ergitme ve arıtma işlemlerini de kapsadığı gözlenmektedir. Bu eğilimi belirleyen etkenlerin başında, hiç kuşkusuz yatırım maliyetinin ve geniş ölçekli ser-

maye yoğun projelerde rizikonun paylaşımı kaygısının bulunduğunu söyleyebiliriz.

Yapmış olduğumuz saptamalar ÇUŞ'ların gerek ilksel üretim aşamasında, gerekse işleme, pazarlama ve dağıtım süreçlerinde etkin konumda olduğunu işaret etmektedir.

Çizelge 4. İlksel Üretim ve İşleme Aşamalarında Mülkiyet Dağılımı (%)

	ÇUŞ	Diğer Batı'lı Özel İşletme.	Kamu İşletmeleri	
			AGÜ'ler	Sosyalist Ülkeler *
Maden Üretimi				
Kalay, 1980	-	n.a.	27.4	23.5
Bakır, 1981	27.4	30.3	22.5	19.8
Boksit, 1983	39.1	22.7	20.9	16.3
Demir Cevheri	21.5	20.9	25.0	n.a.
(İhracat, 1982)				
İşleme				
Arıtılmamış Bakır (1981)	46.4	12.6	21.9	19.1
Arıtılmış Bakır, 1981	40.1	24.0	16.1	19.8
Kalay, 1981	48.1	n.a.	15.3	13.4
Alümina, 1983	53.9	23.0	3.5	18.4
Alüminyum, 1983	42.9	29.6	5.4	19.8

* Doğu Avrupa'daki sosyalist ülkeler, Yugoslavya, Çin Halk Cumhuriyeti

Kaynak: Girvan N. P., "Transnational Corporations and Non-fuel Primary Commodities in Developing Countries", **World Development**, Cilt 15, Sayı 5, s. 713-740, 1987.

Yukarıdaki veriler ÇUŞ'ların madencilik sektöründeki başat konumlarını göstermektedir. Boksitte dünya üretim kapasitesinin % 39'unu altı ÇUŞ denetlerken, diğer özel işletmelerin payı da % 23'e ulaşmaktadır. Bakırda ise ÇUŞ'lar ve diğer özel işletmelerin payları sırasıyla % 27 ve % 30'u aşmaktadır. AGÜ'lerin demir cevheri ihracatının % 53'ü devlet işletmeleri tarafından gerçekleştirilirken, % 22'si özel işletmelerden kaynaklanmakta, % 13'ü çelik üreticisi olan

ÇUŞ'lar tarafından yapılırken, % 12'si ise joint-venture çerçevesinde gerçekleştirilmektedir (Girvan, 1987: 718).Manganezde ise dünya üretiminin yaklaşık yarısı devlet mülkiyetindeki işletmelerden kaynaklanırken, uluslararası ticarete konu olan manganezin büyük bölümü altı ÇUŞ tarafından üretilmektedir. UNCTAD'ın hesaplarına göre, AGÜ'lerin ihraç ettiği belli başlı temel malların pazarlanmasında ÇUŞ'ların payı % 60 ile 90 arasında değişmektedir. Kalay ve fosfat ticaretinde ÇUŞ'ların gene önemli bir işleve sahip olduğu gözlenmektedir. Alüminyum endüstrisinde ise dikey entegre olmuş altı büyük ÇUŞ piyasayı paylaşmış durumdadır. Söz konusu altı ÇUŞ dünya ergitme kapasitesinin % 40'ından fazlasına, kapitalist ekonomilerdeki toplam kapasitenin de yaklaşık % 50'sine sahip gözükmektedir. Seksenli yıllarda pazar paylarının azalmış olmasına karşın, söz konusu ÇUŞ'ların üretici ve fiyat belirleyici olarak egemen konumları sürmektedir. ÇUŞ'ların faaliyetleri boksit çıkartılmasından alümina ve alüminyum üretimine ve yarı-mamul ile mamul ürünlerin satışına dek uzanmaktadır, böylece yüksek düzeyde bir entegrasyon olduğu gözlenmektedir. Söz konusu altı ÇUŞ, gelişmiş ve az gelişmiş kapitalist ülkelerdeki boksit kapasitesinin % 50'sinden fazlasını, alümina kapasitesinin % 60'ını ve alüminyum üretiminin de önemli bir bölümünü ellerinde bulundurmaktadır (Brown ve McKern, 1987: 24, 109). Bakır üretiminde de ÇUŞ'ların belirli bir etkinliğe sahip olduğu gözlenmektedir. Şöyle ki, ÇUŞ'ların arıtılmamış ve arıtılmış bakır üretimindeki payları sırasıyla % 46 ve % 40'tır (UNCTAD, 1984 b). Peru ve Zaire ile birlikte yeni üretici ülkeler (Papua, Yeni Gine, Filipinler, Endonezya) ürünlerini, ÇUŞ'lar tarafından kontrol edilen gruplar aracılığı ile ihraç etmekte ve pazar bulmaktadırlar. İlginç olan bir nokta da petrol üreticisi ve pazarlayıcısı ÇUŞ'lardan bir bölümünün bakır üreticisi firmaları kendi bünyelerine almaları veya denetlemeleridir. Örneğin seksenli yılların başlarında petrol sektöründe faaliyette bulunan yedi ÇUŞ, beş büyük bakır üreticisi ÇUŞ da dahil olmak üzere onbir bakır üretici firmada önemli sermaye payına sahip olmuştur (UNCTAD, 1984 b). Kalay endüstrisinde daha yetmişli yılların sonlarında çokuluslu üç grubun dünya arıtma kapasitesinin % 47'sini kontrol ettikleri gözlenmektedir. Demir cevherinin uluslararası piyasalardaki fiyatının belirlenmesinde ise Alman ve Japonlar'ın oluşturduğu ve kendi aralarında eşgüdüm kurmuş bulunan iki pazarlama grubunun etkin olduğu görülmektedir (UNCTAD, 1984 c).

Sonuçta sanayileşmiş ülkelerdeki büyük firmaların, bu bağlamda ÇUŞ'ların AGÜ'lerdeki kamu ve/veya özel işletmelere göre işletme yönetimi açısından deneyimli olmaları, gerekli teknolojiye sahip bulunmaları, pazarlamada uzmanlık kazanmış olmaları ve uluslararası finans piyasalarından daha kolay kredi bulmaları nedeniyle daha avantajlı oldukları saptanmaktadır. Ancak bir dizi AGÜ'de kamunun madencilik sektöründe egemen olması, ÇUŞ'ların bu ülkelerde sektöre daha az yatırım yapmalarına yol açmıştır. Nitekim yetmişli yılların sonlarında Bolivya, Honduras, Malezya, Peru,Zambia gibi ülkelerde ulusal işletmelerin madencilik sektörüne hakim olduğu görülmektedir. Brezilya ve Meksika'da kamu işletmeleri yabancı sermaye kullanmaksızın madenci-

lik sektörünün gelişmesini sağlamıştır (Radetki, 1982: 43). Bu ortamda Avustralya, Kanada, Güney Afrika, ABD ve Batı Avrupa kökenli firmaların AGÜ'lerdeki madencilik sektörüne yönelik toplam gayrisafi yatırımlarının payı 1966-1968 kesitinde %11 iken, 1976-1978 kesitinde %6 olarak gerçekleşmiştir (Radetki, 1982: 40). Özellikle yetmişli yıllar boyunca düşük faizli, hatta negatif faizli kredi olanağının bulunması, AGÜ'lerde madencilik sektörüne yönelik yatırımların artmasına yol açmıştır. Nitekim bakır, demir cevheri, kurşun, nikel, kalay, çinko gibi madenlerin üretiminde artışlar görülmüştür. 1982'deki borç krizi ise bir dönüm noktasını oluşturmuş ve ekonomik istikrar ile yapısal uyum politikalarını uygulayan AGÜ'ler yatırımlarını kısmışlar ve genelde uygulamaya konulan özelleştirme programı madencilik sektörünü de belirli ölçüde kapsamına almıştır. Latin ve Orta Amerika ülkelerinde hisse senedi yolu ile borç takası (debt equity swap) işlemleri bazı maden işletmelerinin özelleştirilmesini, daha doğrusu yabancı sermayeye devrini sağlamıştır. Buna karşın genelde ÇUŞ'lar ilksel maden üretimindeki paylarını giderek azaltmaya başlamışlar, madenlerin işlenmesi, mamul maddelere dönüştürülmesinin yanısıra pazarlama ve dağıtım süreçlerindeki yerlerini ise korumuşlar, hatta pozisyonlarını daha da güçlendirmişlerdir.

5. SONUÇ YERİNE

Yaptığımız araştırma, maden ürünleri fiyatlarının uzun erimde düşme eğilimi içinde olduğu, sınai ürünlere göre ticaret hadlerinde maden ürünleri aleyhine bir gelişmenin kaydedildiği ve söz konusu ürün piyasalarında ÇUŞ'ların denetiminin giderek etkinlik kazanmış bulunduğu sonuçlarını ortaya koymaktadır. Madencilik sektörünün dünya ticaretindeki payının da giderek azaldığı gözlenmektedir. Sorunlu bir sektör niteliğine sahip madencilik alanında AGÜ'ler açısından çözümün yabancı sermayeye olabildiğince açılmaktan geçtiğini söylemek, özünde yeni bir çözüm getirmemek anlamına gelmektedir. Türkiye'nin de AGÜ kategorisine girdiği düşünülürse, somut ve olumlu sonuçlara ulaşabilmek için akılcı devlet müdahalesinin ve denetiminin gerekli olduğu kanısındayız. Uluslararası konjonktürün ve sanayi sektöründe ortaya çıkan yapısal dönüşümlerin, maden ürünleri piyasalarının gelişiminin titizlikle izlenerek üretim ve pazarlama koşullarının rasyonelleştirilmesi, madencilik sektörünün planlanması ve aktif müdahaleciliğin uygulanması gerekli gözükmektedir. Hiç kuşkusuz UNCTAD çerçevesinde yürütülen tartışmalara aktif biçimde katılmak ve bu tartışmaların olumlu sonuçlar vermesi yolunda somut öneriler getirmek de devletin görevi olarak düşünülmelidir.

KAYNAKLAR

ARIN, T., 1985; "Kapitalist Düzenleme, Birikim Rejimi ve Kriz (I): Gelişmiş Kapitalizm", Onbirinci Tez Kitap Dizisi, Sayı 1, s.104-138.

BORATAV, K., 1977; "Temel Maddeler ve Uluslararası Ekonomik Düzen", İktisat Politikaları ve Bölüşüm Sorunları, 1983, Bilge Yayınları, s.212-231.

BRADFORD, Jr. C. I., 1987; "Trade and Structural change: NICs and Next Tier NICs as Transnational Economies", World Development, Cilt 15, Sayı 3, s. 299-316.

BROWN M., B. McKERN, 1987 ; Aluminium, Copper and Steel in Developing Countries, OECD, Paris.

GIRVAN N., 1987; "Transnational Corporations and Non-fuel Primary Commodities in Developing Countries", World Development, Cilt 15, Sayı 5, s. 713-740.

IMF, 1987; International Financial Statistics, Washington D.C.

LE MONDE, 1989; Bilan Economique et Social, Dossiers et Documents, Paris.

MICHALET CH-A., ve Diğerleri, 1983; Nationalisations et Internationalisation , La Decouverte/Maspero, Paris.

PALLOIX, C., 1975; L'Internationalisation du Capital, F. Maspero, Paris.

Problèmes Economiques, 22 Şubat 1989, Sayı 2113, s. 26-30.

Problèmes Economiques, Ocak 1991, Sayı 2207, s. 12-16.

RADETZKI M., 1982; "Has Political Risk Scared Mineral Investment away from the Deposits in Developing Countries ?", World Development, Cilt 10, Sayı 1, s.39-48.

RAFFER K.,1987; "Unfavorable Specialization and Dependence: The Case of Peripheral Raw Material Exporters", World Development, Cilt 15,Sayı 5, s.701-712.

RAMSES 83-84, Institut Française des Relations Internationales, Paris.

SÖNMEZ S., 1990; "Kriz, Devlet Müdahalesi ve Özelleştirme", Dünya'da ve Türkiye'de Özelleştirme Simpozyumu, 14-16 Kasım 1990, ODTÜ, Ankara.

....., 1991; "Kriz: Mali Yapılar, Üretim Yapıları ve Borçlanma", Mülkiyeliler Birliği Dergisi, Sayı 127, s.62-69.

THIRLWALL A.P., J. BERGEVİN, 1985; "Trends ,Cycles and Assymetries in the Terms of Trade of Primary Commodities from Developed and Less Developed Countries", World Development, Cilt 13, Sayı 7, s.805-817.

UNCTAD, 1984 a; The Processing and Marketing of Bauxite/Alumina/Aluminium: Areas for International Co-operation, TD/B/C.1/PSC/19/Rev.1, United Nations, New York.

.....,1984 b; The Processing and Marketing of Copper: Areas for International Co-operation, TD/B/C.1/PSC/30/REV.1,United Nations, New York.

....., 1984 c; Marketing, Distribution and Transportation of Iron Ore: Areas for International Co-operation, TD/B/C.1/PSC/41, United Nations, New York.

....., 1987; Revitalization Development, Growth and International Trade, Report to UNCTAD VII, TD/328/Rev.1, United Nations, New York.

....., 1990; UNCTAD Commodity Yearbook, United Nation, New York.

UNCTAD Bulletin, Şubat-Mart 1983, Sayı 191.

UNİTED NATIONS /NATIONS UNİES, 1980; La Restructuration du Cadre Economique International, New York.

AVRUPA TOPLULUĞUNA ŞİRKET ALIMI OLAYININ SERMAYENİN ULUSLARARASILAŞMASI AÇISINDAN YORUMU

THE GLOBALISATION OFCAPITAL AND THE TAKEOVER ACTIVITY IN THE EUROPEAN COMMUNITY : AN INTERPRETATION

Coşkun İÇÖZ*

ÖZET

AT da Tek Piyasanın kurulmakta oluşu şirket alımları ile doğrudan dış yatırımları UNCTC yayınlarındaki yaklaşıma oranla daha uyumlu bir tarihsel perspektif çerçevesinde açıklama gereğini ön plana çıkarmıştır. Bu amaçla AT ile A.B.D.deki şirket alım ve birleşmeleri özellikle ulusötesi şirketlerin yer aldığı olaylara ağırlık verilerek gözden geçirilip değerlendirilmiştir. Elde edilen sonuca göre, sermayenin evrenselleşmesi eski çizgisinde yeni bir aşamaya hızla yaklaşmaktadır. Son teknik yenilikler de hesaba katıldığında, bunun gelişen ülkeler için çok ciddi sorunlarla yüklü olacağı anlaşılmaktadır.

ABSTRACT

The prospect of a single European market has pushed into the fore the need of accounting for mergers and direct foreign investment activity from a more coherent historical perspective than is accorded by UNTC. Hence the evidence and the literature on the cross-border mergers and acquisitions in the EC and US are reviewed and assessed, with particular stress being laid on those that involve multi-national corporations. We thus have come to the conclusion that the globalisation of capital is fast approaching a new phase, while keeping track of its traditional direction, yet full of grave emplications for the less developed countries in the face of the backlog of the recent innovations.

* Doç.Dr., Gazi Üniversitesi, İktisadi ve İdari Bilimler Fakültesi, ANKARA

1. GİRİŞ

1960'lı yılların sanayileşerek büyüme umudunun yerini 'Borç Tuzağı' alınca, bir zamanların gözde konusu 'Teknoloji Transferi' ve 'Doğrudan Dış yatırım (DDY)', Tayvan gibi bir-iki adacık hariç, 3. Dünya'da ciddiye alınmaz oldu. Bu çıkmaz yol, ne ilginçtir ki, RTZ yönetim Kurulu başkanınca "Batı'nın çıkarı açısından gerçekleşemez bir düş" addedilmiştir.

Teori cephesi bu değişime ayak uydurdu. Transfer maliyeti teorisi ortaklık payının açıkça pazarlık konusu yapıldığı Evrensel Şirket Stratejisi Teorisine dönüştü. Ve DDY sulandırıldı.: Ortak girişim, ilk yardım, anahtar teslim proje, teknik eğitim, yönetim/denetim sözleşmesi v.b. Devletten devlete doğal kaynak amaçlı krediler borcun hepsinin zaten ödenemeyeceğinin önceden kabul edildiği Ödenebilir Borç teorisine göre belirlenmeye başlandı. Örneğin, A.B.D.'nin 1982'de dış dünyada %100 mülkiyetli şirketlerinin sayısı 8000 iken, ençok %50 pay sahiplilerinki 12000, sermaye katkısızlarınki ise 31000 idi.

Batı'nın bu blokajı kırmaya çalıştığı bilinmektedir. Fakat o arada, 1980'ler üçlü Odak'ta (Kuzey Amerika, Japonya, Avrupa Topluluğu (AT)) çarpıcı bir 'şirket edinimi' olayı yaşadı. O kadar ki, G.Kore gibi uydular dahi şirket kapmaya çalışıyor. Bu ilgi çekici durum 'Sermayenin Uluslararasılaşması' sürecinin anlamlı örneklerini sergilemektedir. Bu gelişmeyi kendi penceremden değerlendirmeye çalışacağım.

2. AT 1992

Ortak Pazar ,1957 Roma Andlaşmasının ilk hedefi olarak 1968 de gerekli koşulları itibariyle gerçekleştirildi. Fakat 'Ekonomik bütünleşmeye' gidilmeden istikrar sağlanamazdı. Temkinli bir adımla 'Tek Piyasa' sembolünde birleştiler. Yalnız, 6 yeni üyenin katılması, yakın çevrenin durumunun kabaca anlaşılması için 1985 yılını beklemek gerekiyordu.

Farklı teknik normlar, devlet alımında kayırmacılık, halk ve çevre sağlığı gerekçesi yaygın standartlaşmayı önleyen korumacı örneklerdir. Çoğunlukla, sanayide ve altyapıda kendilerini gösterir. Teknolojik düzey farkından kaynaklanmaları gerekmez. İmalat tekniğinin önemsiz biriki parametresini değiştirmekle de yaratılabilir. Fakat zamanla teknolojik düzeydeki gelişme ile de beslendikleri için birikici ve kalıcı olmaya başlarlar. Değiştirilmeleri için büyük yatırım gerekir. Tüketim malları bu bakımdan sermaye malına göre daha çok çeşitlilik kazanır, çünkü sermaye malı amorti edilmeli ve ek gelir getirmelidir. Tüketim malının dayanıklılığı artınca, şirketin büyümesi uzun vadeli faktörlerin denetimine girer, para sermayenin birikimi yavaşlar. Demek oluyor ki sermaye stoğunun teknik nesil itibariyle bileşimi piyasanın 'büyük' ile 'küçük' arasındaki paylaşım tarzıyla paralellik gösterir. Tabiatıyla, ham madde temin şartları bir ülkeyi şu ya da bu tekniği seçmeye itebilir. Ne var ki metal ve mineral piyasalarının 'evrenselleşmesi' çok erken başlamıştır. Ve yoğun bir dikey bütünleşmeye konu olmuştur. Benzer bir duruma ulaştırma ve haberleşme hizmetinin standartlaşmasında rastlanır.

Tekellerin rekabeti korumacılığı hem yaşatan, hem de çökerten tohumları

barındırır. Öyleyse, korumacılık zamanla coğrafi ve sınai kapsam değişimine uğramalı, biçim ve yoğunluk değiştirmelidir. Her devrin ulusal şampiyonları olmuş, bir kısmı varlığını nesiller boyu korumuştur. Giderek evrenselleşen o tekeller 'petrol çağının' damgasını yemiş, bankacılık dışlanırsa, yakın bağlantılı sektörlerde uzmanlaşmıştır. Kervana yeni katılanlar talep potansiyelini zamanında farkeden, teknik veya doğal bazı üstünlüklerden yararlanmasını bilen küçük devler haline gelmiştir. Finans piyasası bir düzene sokularak küçü k devlerle büyüklerin birarada yaşaması sağlanmıştır. Tekelleşen finans sermayesini özgün ve gerçekci biçimde ilk inceleyen kişi , Lenin'dir. Fakat sanayinin enerji ve ham madde temelinde teknik değişmeye bağlı bir kayma meydana geldiği zaman, tekeller piramidinde de bir dalgalanma olacağı açıktır. Bu tür dalgalanmalar belli bir hacim kazanırsa, makinaların ıskartaya çıkması, yapıların yıkılması ve geleneklerle yasaların değişmesi an meselesi olur. O andan itibaren ulusun kendisi dahi bir engel teşkil etmeğe başlar. Fakat devleşen şirket riskleri tam anlamıyla yokedemediğinden, daha geniş bir siyasal çevrenin varlığı zorunlu hale gelir. Şirketin, son kertede, sırtını dayayacağı bir duvarı bulunmalıdır.

AT 1992 olayı bu bağlamda önem arzeden, cesur bir hamlenin ürünüdür. Japon sermayesinin ataklığı ve fırsatçılığı, Amerikan sermayesinin kaleyi içten fethetmiş olması, 3. Dünyaya bağlanan umutların tam gerçekleşmemesi, Sosyalist kesimin 'enternasyonalizm'den uzaklaşması ve kendine layık gördüğü bir üst konum kapmaya uğraşması, Sibirya'nın iştah açan potansiyeli ile birlikte düşünüldüğünde, sermayenin uluslararasılaşmasının yeni görünümlerini analiz için ortaya yeterince malzeme dökmektedir. Üstelik, 'üründe ve imalat tekniğinde uyumlu ömür devreleri' teorisi (Hayes 1985; Hayes ve Abernathy, 1980; Hayes ve Wheelwright, 1979; Vernon, 1979 ve 1986; Utterback, 1987) **Financal Times 500** listesindeki iç hareketleri açıklamakta yararlı kavram ve yöntemler içermektedir.

Konsey 1989'da tek piyasaya ilişkin 279 Komisyon önerisinin yarıdan çoğunu onaylayınca AT'nun kararlılığı hususunda kuşku kalmadı. AT mamülün tasarı - mından malın müşterinin eline geçişine kadar ki zincirde yaratılan katma değerin artan kısmını kendi sınırları içinde tutmak istiyordu. Bu da AT dışındaki katma değerden daha yüksek pay almasıyla mümkündü. Böylece ABD'de 'Avrupa Meydan mı Okuyor?' sorusu gündeme geldi. Payı arttırmanın çok denenmiş bir yolu, ulusal şampiyonların önce rekabet gücünü arttırıp, sonra onları ABD piyasasından pay kapmada desteklemekti. Bunun da piyasası belliydi: Şirket alımı. Bu paylaşım mücadelesi ya da koalisyonu AT piyasasına da yansıyacaktı. Şimdi değinilen koalisyonu baş aktörleri itibariyle incelemeye çalışalım.

3. ABD'nin Durumu

Topluluğun toparlanışında Marshall Yardımı ile büyük katkıda bulunmuş olan ABD, karşılığında, kendi şirketlerini oraya yerleştirmişti. ABD'nin AT'daki REY stoğu 1950-77'de hızla artmış, 1977'de 50 milyar dolara erişmişti. Bu rakkam 1985'te 81, 1988'de 126.5 ve 1990'da 190 milyar dolar olmuştur. Bunun 1977'de %68'i, 1985'te yarısı, 1988'de %52'si imalat sanayiine gitti. Ve ABD'nin tüm dünyadaki DDY stoğunun yaklaşık üçte biri daima AT'da yatmaktadır. Buna karşılık,

ABD'nin gelişen ülkelerdeki DDY stoğu 1950-85'te yeterince artmamış ,yatırımın başlangıçta %60'ı doğal kaynaklara ayrılmışken, 1985'te sadece %30'u ona hasredilmiştir.

Gelişen ülkelerle ilgili durumu açıklarken şu noktalar hatırlanmalıdır. Bir kere, gelişen ülkeler 3. Dünyanın tümünü kapsamamaktadır.İkincisi, daha az yatırımla aynı yararı sağlamak imkan dahiline girmiştir. Üçüncüsü, millileştirme hareketi öz sermaye payını değiştirmiştir. Nihayet, doğal kaynaklar eskisi kadar kârlı değildir. Madenlerde ve petrolde daha derine inme gereği, metal içeriği yüksek açık yatakların azalması gibi olgular modern teknolojinin istediği saflığın artmasıyla birleşince sermaye yoğunluğu artmakta, üretim süresi uzamakta ve gittikçe daha geniş yataklar üzerinde mülkiyet ve kullanım hakkının tesisi gerekmektedir. Gelişen ülke sanayilerinin metal talebinin artışı problemi daha da ağırlaştırmaktadır.

A.B.D. Maden İşverenleri Ulusal Birliğinin yayınları bu konuda zengin bilgilerle doludur. Madencilik öldü kaygısıyla devlet arazisinde serbestçe faaliyette bulunma talebi 7 yıl ardarda tekrarlanmış, Bush Yönetiminin 1990'da ufak bir ödün vermesiyle sonuçlanmıştır. A.B.D., Kanada, Meksika ve Şili arasındaki yeni serbest ticaret andlaşmaları bu bakımdan önem arzetmektedir. Maden fiyatlarındaki tahmini zor dalgalanmalar (ki 100 yıllık bir sürede tahmin kolaylaşıyor), gelişen ülkelerdeki anormal enflasyon, dalgalı döviz kuru rejiminin reel konjonktürle bağdaşmayan bir çapraz kurlar ağı yaratması, uluslararası bankacılık sisteminin sunduğu yeni spekülasyon ve borç ödeme olanaklarına rağmen, maden şirketlerini geleceğe dönük güvenilir plan yapmaktan alıkoymaktadır. Sanayinin ikame maddeler peşinde koşması olgunluk aşamasındaki maden işletmelerini kararsız bırakmaktadır. 1990 larda metal tüketiminin daha çok gelişen ülkelerde yoğunlaşacağı; nikel, kurşun, kalay, çinko, bakır ve demir çağının geçmekte olduğu gibi tahminler gittikçe gerçeklik kazanmaktadır. Maden şirketleri maliyeti düşürme çabasından yorulmuş gözüküyor. 'Bildiğin işe para yatır', 'Ürünsel çeşitlendirmeden sakın', 'Eskileriyle yeni yataklar arasında denge kur', 'Altından vazgeçme', 'Makine satın alacağına kirala veya ortakçılığı dene' gibi öğütlerden geçilmemektedir. Öte yanda, evrensel şirketler, gelişen ülkeleri hedef alarak, 'teknik gelişme sahibi bulunduğun kaynakları değersiz kılacak, değeri olanları nasıl kullanacağını bilemeyeceksin' temasını işlemekteler.

Topluluğa geri dönersek, A.B.D.'nin AT piyasasındaki durumunu 1980 lerde korumaya çalıştığını, fakat son yıllarda yeniden yapılanma gayreti içinde olduğunu görürüz. A.B.D.'ne bağlı AT şirketlerinin bilanço varlığının 1988'de 428 milyar Dolara, çalıştırdığı insan sayısının kabaca 2 milyona ulaştığı hatırlanırsa, bu işin kolay olmayacağı anlaşılmış olur. Üstelik, Avrupa'daki Amerikan sermayesi AT'nun teknik ve diğer normlarını benimsediğinden yerel şartlara uygun mamül türü kabarıktır. AT 1992 kararı şimdi bu dengeyi zorluyor. A.B.D.'nin AT'daki yatırımlarının meyvesini verdiği şu şekilde kanıtlanabilir. AT'da A.B.D.'ye bağlı şirketlerin AT içi satışları AT'na Amerika'dan ihraç edilen benzer malların değerine oranlandığında, görülüyor ki, bu oran gıda dalında 1957'de 0.5 iken 1972'de 2.9'a, kimya sanayiinde 1.2'den 6.7'ye, makina sanayiinde 1.6'dan 5.9'a yükselmiştir. Avrupa'da korumacılığın arttığı sırada A.B.D.'nin ihracat gelirinde azalma olmasın diye ihracatı Topluluk içi

satışla ikame etmek o dönemde ABD'ni tatmin etmişti. Günümüzde ise, AT 1982 'nin dışa karşı korumacılığı arttırmasından çekinilmektedir. Nitekim ABD gerek GATT toplantılarında tarımda, gerekse çeşitli yayın ve demeçlerde sanayide AT'nun liberal tutumu terketmemesi için telkinde bulunmaktadır. Tarımdaki kilitlenmenin sanayi ile ilgili sorunlarla ilişkisi vardır.

4. Japonya'nın Durumu

Japon şirketlerinin dünyaya yayılması özellikle 1965'ten sonrasıiçin önem arzeder. Japon DDY miktarı, yıllık ortalama olarak, 1951-66'da 73.5 milyon Dolar iken, 1967-77'de 1923 milyona, 1981-88'de 6079 milyona yükseldi. Başlangıçta gelişen ülkeler (1951-66'da Latin Amerika, 1967-80'de Asya) yönelen Japonya 1978'den beri K.Amerika'yı hedef almaktadır. 1980 sonu itibariyle, K. Amerika'daki DDY stoğu (10 milyar Dolar) Asya'dakine eşitlenmişti. Japon DDY'nın ABD'deki miktarı 53.4 milyara fırlamış, gelişen ülkelerdekini aşmıştır. Sadece 1988'de 17.84 milyar Dolar ABD şirketlerinin satın alınmasına gitmiştir. Ve İngiltere ile yarışır duruma gelmiştir. 1980'e kadar, Japon DDY'nın yaklaşık üçte biri doğal kaynaklara ayrılmıştı. Bu yatırımın gelişen ülkelerdeki payı %50'dir. Oysa, 1980-90'da imalat sanayiine, hatta ileri teknoloji yoğun dallara doğru kayma vardır. Öte yanda, gelişen ülkelerdeki yatırımlarının yarıdan çoğu Asya'da, üçte biri Latin Amerika'da toplanmıştır. Fakat ABD'nin benzer stoğunun %82'si Latin Amerika'da, sadece %14.2'si Asya'da bulunur.

Japonya'nın AT'na sızması 1980'li yıllara rastlar.İlk adımı SONY ile NİSSAN'ın attığı söylenir. İngiltere'de Sumite Ruber Ind.şirketinin ünlü Bunlop'u, Belçika'da Asahi Glass'ın Flaverbel'i satın alması heyecan uyandırmıştır.Ve Japon şirketlerinin AT'da hoş karşılanmadığına iyi bir örnek NİSSAN'ın İngiltere'de %70 yerli parça kullanarak ürettiği otoların Fransız gümrüğünde takılması olayıdır.Japonya bazı geleneklerinden sıyrılarak yabancı piyasalardaki şirketlerinin Japonya'ya mal ihraç etmesini kabul ettiğine göre, bu gibi pürüzlerin zamanla hallolacağı düşünülebilir.

Japonya'nın ABD'de bile sempati ile karşılanmadığı, 'kültür ve ruhsal uzaklığın' nasıl kısaltılacağı üzerinde durulduğu bilinen bir gerçektir. 'Japonya rekabet yarışında Amerika'yı geçti' temasının Harvard Üniversitesi doktora öğrencilerinin bile (Markides-Berg, (1988)) ilgisini çekmesi ibret veren örnekler arasında yer alır. Ne var ki ASEAN'ın sorumluluğu Japonya'nın sırtındadır. Güney Amerika'daki rolü artmaktadır. Yenilerinin ekleneceği dahi düşünülebilir. Bu görevlerin karşılıksız bırakılmayacağına kesin gözüyle bakılmalıdır. Üstelik, ABD-Japonya uzlaşması çok ilginç bir döneme rastlamıştır.

5. Topluluğun Durumu

AT şirket piyasasında 1980'lerdeki genel canlılığın 1988'de doruk düzeye ulaştığı görülür. Bunu açıklamaya çalışan bazı teoriler dikkatimizi şu hususlara çekerler. 1988'de genel bir borsa krizi vardı; bundan kurtulan şirketler geleceğe umutla bakmaya başladılar (Yamin, 1990; Dixon, 1990; Conn-Connell, 1990). Fransa şir-

ket alımını kolaylaştıran mevzuat değişikliğine 1986 gitti. Borsalarda büyük şirket hisse senetleri normal kârlılığın üzerinde bir değer taşır; onların borsa faaliyeteni arttırması alıcıları harekete geçirir.

Günlük olayları açıklarken bu gibi etkenlerin zamanlama üzerinde etkili olduğu inkar edilemez.Fakat bu görüşlerin yeterli olmadığını görüyoruz. Bir kere, faaliyet 1987'de beklenenin çok üzerinde bir canlılığa sahipti. İkincisi, çapraz kura dayalı fırsatlar yalnızca 1988'de toplanmamıştı. Ve alımlar yalnızca bir iki ülkede yoğunlaşmadı. Bir başka nokta, İngiltere'de nakit karşılığında şirket alım yüzdesinin son 20 yılda en yüksek olduğu yıl 1988 idi (%72.1).Büyük şirketlerin 1985 sonrasında daha büyük rol oynadığı doğrudur. Mesala, satış değeri 1 milyarı aşan işlemler 1984/85'te toplamın %50'sine eşitken, 1988/89'da %75'e yükseldi. Fakat bu önceden hazırlıklı büyük şirketlerin 1988 yılını kollamadıklarını göstermez. Demek ki daha derinden işleyen faktörlere dönmeliyiz.

Şirketleri yeniden yapılanmaya, rasyonalizasyona ve piyasa payını arttırmaya iten etkenlerden üzerinde sık sık durulanı 'ölçek tasarrufu' adıyla bilinir. Ford'un ünlü montaj hattını kurduğu günden beri bu kavram iktisatçıya çekici gelmiştir. 'Yaparak öğrenme' olgusu ile sentezlenmesi ortaya 'deneyim eğrisi' formülünü çıkarmıştır. Organizasyon teorisinin de katkısıyla 'öğrenme eğrisi'ne dönüşmüştür. Ana fikir şöyle açıklanabilir. Piyasası ve standartları açık ve yerleşik mallar uzmanlaşmış donanım yoğun ve en verimli teknikle üretilen; kâr marjının düşük olduğu ama kapasitenin çok yüksek bulunduğu mallardır. Mamülde ve/veya imalat tekniğinde yapılacak bir değişikliğin maliyeti yüksek olduğu gibi, sistemin tümünde değişmeye yol açması nedeniyle zahmetlidir. Şirketin ancak yeniden örgütlenmesi sırasında köklü değişikliğe gidilebilir. Bu takdirde, 'iş bölümü arttırılır', 'imalat işlemleri iyileştirilir', kapasite genişletilerek sabit maliyetin payı düşürülür, 'malzeme tasarrufu sağlanır', 'inputların üretime girişi ile outputun çıkışı arasındaki süre kısaltılır', pazarlama ve yönetim işlevleri ile imalat arasında daha etkili bir eşgüdüm kurulur. Böylece maliyette düşük sağlanır. Bu imkanlar istikrarlı bir ortamda marjinal adımlarla harekete geçirilir ve üst sınırını 'ürünsel yenilikler' çizer.

Nitekim bu imkanlar AT Komisyonunu da etkilemiş ve yaptırdığı araştırmalarda şu görüşü savunmuştur:

i) AT otomotiv sanayiinde direkt maliyet tasarrufu teknik standartlaşma nedeniyle 1.85 milyar Dolar, yeniden örgütlenme nedeniyle 2.18 milyar Dolar olacaktır.

ii) AT'nun büyüme hızı bu sebeble %2.5-19.5 artacaktır.

Rakamların büyüklüğü tartışmayı davet etmiştir. Gözler Muellerin (1980) yaptığı bir araştırmaya çevrilmiş ve teknik kökenli tasarruf imkanının bulunmadığı, pazarlama/yönetimle ilgili olanın ise abartılmaması gerektiği, çünkü birleşen şirketlerde kadro sürtüşmesine rastlandığı öğrenilmiştir. Coley Renton (1988) **Fortune 250** ve **Financal Times 500** listelerindeki şirketlerden sadece %23'ünün birleşme maliyetini çıkarabildiğini, ürünsel çeşitlendirmenin başarı şansını azalttığını ve satın alma fiyatının genellikle yüksek tutulduğunu gösterdiler. Praten (1988 a, b; CE) 3 ha-

neli sanayiler bazında mühendislik yöntemleri yardımıyla 'en etkin minimum ölçeği' hesapladı. Taşıt araçları, makina/donanım, kimya, kağıt ve basım dallarında ölçek tasarrufu sağlanacağını gösterdi. Cabellero Lyons (1990) Fransa, İngiltere, Belçika ve Almanya'da 2 haneli 13 imalat dalında, ekonometrik yöntem yardımıyla, firma için içsel sayılan ölçek tasarrufuna hiç bir ülke ve dalda rastlamadıklarını, fakat firma için dışsal sanayi için içsel tasarrufun, başta Fransa gelmek üzere, ülkelerin hepsinde ve sektörlerin çoğunda önemli olduğunu yazdılar. Gerekçe olarak da, sanayi içi uzmanlaşma, bölünmezliğin azaltılması ve altyapısal yararları gösterdiler. Jacquemin (1990) ileri teknik yoğun dallarda araştırma/geliştirme faaliyetlerindeki bölünmezliklerden kaynaklanan tasarrufun şirket birleşmesi yoluyla realize edileceğini, fakat tekelleşmenin artması halinde toplumsal zararların doğabileceğini, bunu önlemek için elektronik vb dallarda perde arkası işbirliğine gidilebileceğini belirtti. Öyle anlaşılıyor ki, AT'da ölçek ve kapsam tasarrufu imkanı köklü ve topyekûn bir yeniden örgütlenmeye değecek kadar cazip değildir. Belli bir potansiyel bulunduğu açıktır. Fakat bu, mesela SGS ile Thomson'un, Siemens ile Nixdorf'un birleşmesini, Siemens'in IBM'den Rolm'u ve İngiltere'de Plessey'i satın almasını, BASF ile büyük bilgisayarda, Bendix ile oto elektroniğinde, Westinghouse ile fabrika otomasyonunda işbirliğine gitmesini tam olarak izah edememektedir.

AT'nun lider şirketlerinin önünde iki alternatif vardır. Çoğunluk itibariyle esas faaliyetlerini AT içinde yoğunlaştırmaya devam ederek, rasyonalizasyonu Portekiz, İspanya ve Yununistan'a güvenerek gerçekleştirmek, belki de Doğu Avrupa ve Türkiye'den de bu hususta yararlanmak ilk alternatiftir. İkincisi ise , ABD ile elele vererek dünya çapında yayılıp kökleşmeye ağırlık tanımaktır. İkinci şık, AT'na siyasal ve askeri sorumluluklar da yükleyecektir. AT 1992 programı bu konuda henüz açıklık kazanmamıştır. Japonya'yı saldırgan tutumundan vazgeçirmek ABD'ne düşse de, SSCB'nin izleyeceği strateji ile teknolojinin bağrında neler sakladığı iyice anlaşılmadan AT'nun kesin bir çizgiyi tercih etmesi mümkün olamayacaktır. İddialı olmamak kaydıyla, teknolojiyle ilgili durumu özetle gözden geçirmeye çalışacağım.

6. Teknolojinin Geleceği

Teknoloji imalat işlemlerinde, üretim sisteminde ve yeni malzemelerde ne gibi umutlar sunmaktadır: UNCTC yayınlarına göre durum şöyle özetlenebilir: Laserle ve elektron ışınları ile yüzeylerin işlenmesi, seramik ve metal tozlarının kompaksiyonu, mikro birleştirme yöntemleri, moleküler ışın epataksisi, hızlı katılaştırma ve yüksek basınçta sentez, vakumda buharlaştırma, biyolojik cipsler, plasma kalıplama, fibre ile tahkim vb üzerinde durulan yeniliklerdir. Üretim sistemine gelince, bilgisayar destekli dizayn ve imalat, esnek imalat robotik, fotovoltaj, nümerik kontrollu metal işleme örnek olarak gösterilmektedir. Yeni malzemelerden: süper iletkenler, yüksek dirençli plastikler, ileri seramikler, yüksek dirençli ve düşük alaşımlı çelik, ileri kompositler, özel polimerler, katı laser, optik elyaf. Bunların ana karakteri malzeme ve enerjiden tasarruf sağlanmasıdır. Ve geleneksel metallerin ikame edileceği beklenmektedir. Mesela, nikelde %20, bakırda %23, çinkoda %32, kalayda %42 tahminleri verilmektedir. Bu yeniliklerin metal, boru, kablo, otomotiv, kimya, elektro-

nik, tekstil, metal işleyen makinalar ve elektrikli aletler sanayilerinde yeniden yapılanmaya yol açacağı düşünülmektedir.

Yeni malzeme ve teknikler hem çok pahalı, hem de yeterince olgunlaşmamıştır. 1990'larda ikamenin hızlanacağı doğruysa, gelişen ülkeleri bekleyen sorunlar açıkca bellidir. Yeniliklerin kapsamlı biçimde sanayide yerleşmesi tabiatıyla zaman alacaktır. Yine de gelişen ülkelerin sanayileşmesi ve dış ticareti ciddi sorunlarla karşı karşıya bulunmaktadır. Evrensel şirketler yeni gelişmelerin disiplinler arası mahiyetini vurgulayarak gelişen ülkeleri şimdiden tavır ve önlem alma kunusunda uyarıyor. Buna rağmen, kendilerine şu noktanın hatırlatılmasında yarar vardır. Yeni teknolojinin ağır maliyeti, geçmişte olduğu gibi, yine gelişen ülkelerin sanayileşmesiyle finanse edilebilir. Aksi halde, 1990'lar krizlerin tekrarlandığı bir dönem olabilir.

KAYNAKLAR

UNCTC, 1983; Transnational Corporations in World Development, 3rd Survey, New York.

---------, 1990 a; Transnational Corporations, Services and the Uruguay Round, New York.

---------, 1990 b; Regional Economic Integration and Transnational Corporations in the 1990s: Europe 1992, NorthAmerica, and Developing Countries, No. 15, Ser. A, New York.

---------, 1990 c; Transnational Corporations and the Transfer of New and Emerging Techonologies to Developing Countries, New York.

---------, 1990 d; Foreign Direct Investment, Debt and Home Country Policies, No. 20, Series A, New York.

---------, 1989; The Process of Transnationalisation and Transnational Mergers, No. 8, Series A, New York.

---------, 1986; Foreign Direct Investment in Latin America: Recent Trends, Proespects and Policy Issues, No. 3, Series A, New York.

---------, 1981; Transnational Corporations in the Copper Industry, New York.

---------, 1981b; Transnational Corporations in the Bauxite/Aluminium Industry, New York.

---------, 1983; Main Features and Trends in Petroleum and Mining Agreements, New York.

BUFFA, E.S., 1984; "Making American Manufacturing Competitive", **California Management Review,** Spring 1984.

ABERNATHY, W.J. ve WAYNE, K., "Limits of the Learning Curve", **Harvard Business Review,** Sept./Oct., 1974.

---------, ve Utterback, M., 1978; "Patterns of Industrial Innovation", **Technology Review,** June/July.

ABERNATHY, W.J. ve J.M. UTTERBACK, 1978; "Patterns of Industrial Innovation", **Technology Review,** June/July.

UTTERBACK, J. M. ,1987; "Innovation and Industrial Evolution in Manufacturing Industries", in **Techonology and Global Industry,** Guile-Brooks ed., Washington DC: National Academy Press.

VERNON, R., 1979; "The Product Life Cyle Hypothesis in a New International Environment", **Oxford Bulletin of Economics and Statistics,** Nov.

--------- , R., 1986; "Can US Manufacturing Come Back?", **Harvard Business Review,** July/Aug.

MARKIDES, C.C. ve N. BERG, 1988; "Manufacturing Offshore is bad business", **Harvard Business Review,** Sept./Oct.

JACQUEMIN, A., 1990; "Horizontal Concentration and European Merger Policy", **European Economic Review,** 34.

CABALLERO, R.J. ve R. K. LYONS, 1990; "Internal versus External Economies in European Industry", **European Economic Review,** 34.

COMMISION OF THE EUROPEAN COMMUNITIES, 1988a; The Economics of 1992, **European Economy** 35, Mart.

--------- , 1988b; Research on the cost of non-Europe: Basic Findings, vol. 1, Luxembourg.

COLEY, S. ve S. REINTON, 1988; "The hunt of value", **The McKinsey Quarterly,** Spring.

MUELLER, D., 1980; *The Determinants and Effects of Mergers*, Oelgescheager, Gum and Marin, Cambridge.

DIX: N, R., 1990; "Trends in takeovers and mergers in the UK and International Market and The Reasons for merger activity", **British Review of Economic Issues,** Feb.

YAMIN, B., 1990; "Determinants of Multinational Entry via Acquisition of domestic firms and inter-industry analysis", **British Review of Economic Analysis,** Ju.

MOHR, R., 1988; "International borrowing and exhaustable resources", **European Economic Review,** 32.

CONN, R. L. ve F. CONNELL, 1990; "International Mergers: Returns to US and British Firms", **Journal of British Finance and Accounting,** Winter.

KOTABE, M. ve S. C. OKOROAFO, 1990; "A comparative study of European and Japanese Multinational Firms" Marketing strategies and performance in US", **Management International Review,**vol. 30 (4).

CONTRACTOR, F.J., 1990; "Contractual and cooperative forms of international business", **Management International Review,** vol. 30(1).

RUGMAN, A. M. ve A. VERBEKE, 1990; ""Multinational corporate strategy and the Canad-US Free Trade Agreement", **Management International Review,** vol. 30 (3).

TUNG, R. S. ve E. L. MILLER, 1990; "Managing in the 21st Century", **Management International Review,** vol. 30 (1)

AGGARWAL, R. ve T. AGMON, 1990; "The international success of developing country firms", **Management International Review,** vol. 30 (2).

KOTABE, M., 1990; **Journal of Marketing,** April, "Corporate product policy and innovative behavior of European and Japanese Multinationals".

HAYES, R. H. , 1985; "Strategic Planning -Forward in Reverse?", **Harvard Business Review,** Nov./ Dec.

--------- , ve W. J. ABERNATHY, 1980; "Managing our way to economic decline", **Harvard Business Review,** July/Aug.

--------- , 1979 a; "Process-product life cycles", **Harvard Business Review,** March/Apr.

--------- , ve S. C. WHEELWRIGHT,1979 b; "Link manufacturing process and product life cylces", **Harvard Business Review**, Jan./Feb.

ERKÖSE, C., 1982; Sermayenin Uluslararasılaşması ve Teknoloji Transferi, Savaş Yayınları, Ankara.

BANK FOR INTERNATIONAL SETTLEMENTS, 1986; Recent Innovations in International Banking, Basle.

LENIN, V. I. , 1964; "Imperialism, the highest stage of capitalism", **Collected Works,** vol. 22, Progress Publishers, Moskova.

TÜRKİYE'DE MADENCİLİK SEKTÖRÜ, YABANCI SERMAYE VE ÖZELLEŞTİRME

MINING CAPITAL AND PRIVATISATION IN TURKEY

Oğuz OYAN *

ÖZET

Çalışma üç bölümden oluşmaktadır. **Birinci bölümde**, öncelikle 1980'li onyılın ekonomik politika modelinin genel çerçevesi çizilmektedir. Daha sonra bu politikalarla madencilik sektörü arasındaki ilişkiler, sabit sermaye yatırımları, teşvik sistemi, yeni Maden Kanunu ve Madencilik Fonu açılarından ele alınmaktadır. **İkinci bölümde,** madencilik sektöründe dolaysız yabancı sermaye yatırımlarının gelişimi ve özellikleri incelenmektedir.**Üçüncü bölümde** ise, Türkiye'deki uygulama özellikleri ana hatlarıyla çerçevelenen özelleştirme hareketinin madencilik sektörüne yansımaları ve olası etkileri Etibank örneği etrafında tahlil edilmektedir.

ABSTRACT

This study is composed of three sections. In **The first section**, the general framework of the economic policy model implemented in the 1980's is presented. The relations between these policies and the mining sector, capital investments, incentives provided, the new Mining Law and the "Mining Fund" are also studied. **The second section** analyses thedevelopment and the characteristics of the direct foreign capital investments in the mining sector. In **the third section,** the manifestation in the mining sector of privatization, the implementation characteristics of which is discussed with particular reference to the case of ETİBANK.

* Doç.Dr., Gazi Üniversitesi, İktisadi ve İdari Bilimler Fak., Maliye Bölümü, ANKARA

I.1980'Lİ YILLARIN POLİTİKA MODELİ İÇİNDE MADENCİLİK SEKTÖRÜ

A. Genel Çerçeve

1980'li yıllarda ekonomik istikrar ve yapısal uyum programları yürürlüğe konulmuştur. Bunların her ikisi de ekonominin yönünün dışa çevrilmesine ayarlanmıştır.Gelişmiş kapitalist ülkelerle çeşitli düzeylerde ekonomik entegrasyon (bütünleşme) arayışları olarak özetlenebilecek bu politikalar, 24 Ocak 1980 kararlarının arkasında olan uluslararası finans kurumlarının (özellikle Dünya Bankası'nın) yoğun bir finansman desteği, dolayısıyla telkin ve gözetimi altında uygulanmıştır ve uygulanmaktadır.Bu politika modelinin dışa açılma yönündeki programı ve uygulama özellikleri şunlar olmuştur:

(i) 1984'e kadar-gelir dağılımının bozulması temelinde iç talebin kısılarak ihraç edilebilir ürünfazlasını yaratmaya öncelik verilmesi (ücretliler açısından reel ücretlerin gerilmesi 1988 yılı dahil olmak üzere sürdürülmüştür);

(ii) 1984'den sonra kapasite kullanım oranlarını arttırarak ve kamu altyapı yatırımcılığına ağırlık vererek dış ve iç talebe yönelinmesi (1988'den sonra tıkanma sinyalleri veren büyümeci politikaların kamukesimi açısından terkedilmesi ve yeniden hızla bozulan iç ekonomik dengeleri istikrara kavuşturma kaygıları öne çıkmıştır);

(iii) Maliye politikalarının uygulanan para politikaları ağırlıklı model içinde görece pasif bir konuma itilmelerine karşın, dışa yönelmenin vergisel (fonlar dahil) araçlarla özendirilmesine önem verilmesi, bu arada 1988 sonuna kadar kur politikası başta olmak üzere vergi dışı (özellikle parasal) araçların ağırlıklı olarak gündemde tutulması;

(iv) Dışa açılma programının uzantısında dış ticaretin serbestleştirilmesi ve Türk Lirası'nın konvertibilitesi alanlarında adımlar atılması, buna karşılık- dışa verilen mesajların aksine -koruma oranlarını düşürmenin tahribatını orta dönemde frenleyebilmek için düşürülen gümrük vergileri yerine ithalatta 1984 sonrasında yaygın fon kesintileri uygulamasına geçilmesi (Buna karşın koruma oranlarında 1988 sonrasında hissedilir bir azalma ortaya çıkmıştır);

(v) Kamu kesimini daraltma yönünde politikalar geliştirilmesi; bu çerçevede:

a) Dönemin bütünü açısından yüksek gelirli kesimlerin, özellikle sermaye sahiplerinin vergi yüklerinin düşürülmesi; tüm kesimler açısından da 1983-1984'de dolaysız ve dolaylı vergi yüklerinin geriletilmesi; ancak bu politikaların kamu açıklarını hızla tırmandırması sonucunda, oluşturulan fon sisteminin büyük katkısıyla dolaylı mali yüklerin arttırılması ve ücretlilerin dolaysız yüklerinin 1987 sonrasında hızla yükseltilmesi; aynı nedenlere ek olarak kamu alt yapı yatırımlarının pompalanması yüzünden kamu iç ve dış borçlanmasının büyük çapta arttırılmak zorunda kalınması;

b)Böylece bir yandan daraltılmak istenen kamu kesiminin dönem ortasından

itibaren denetimsiz bir biçimde genişlemesine yol açılırken, öbür yandan iç ve dış borç faiz ödemeleriyle beslenen kamu transfer harcamalarının dizginlenememesi nedeniyle kamu harcanabilir gelirinin gerçekte olduğu yerde sayması (bunun bir başka açıdan ifadesi, kamu kesimi büyümesinin köksüz bir temel üzerinde gerçekleşmesi olmaktadır);

c) Daha yakından bakıldığında, kamu cari ve yatırım harcamalarının özellikle madencilik, eğitim ve sağlık sektörlerinde (1988'e kadar tüm alanlarda personel cari ödenekleri de dahil olmak üzere) önemli ölçülerde tayınlanması; böylece, KİT sektörünün -özellikle üretken sektörlerde faaliyet gösterenlerin- kolayca gözden çıkarılabileceği bir yapı oluşturulması;

d) Tırmandırılan mali yükler, iç ve dış borçlanma potansiyellerinin tüketilmesi yanında yeni bir kaynak tüketme politikası aracı olarak KİT'lerin özelleştirilmesinin gündeme getirilişi;

(vi) Kamusal teşvik sisteminin yönünün üretken sektörler dışına çevrilmesi sonucunda özel yatırımları açısından yatırım profilinin çarpılması ve toplam sabit sermaye yatırımları içinde konut ile ulaştırma/haberleşme yatırımlarının ilk sıraları almaya başlamaları;

(vii) Ekonominin dışa bağlanmasında dolaysız yabancı sermaye yatırımlarına özel bir önemverilmesi ve Türkiye'ye ilgisi giderek artan bu tür sermayenin özelleştirme uygulamasında da aktif bir rol oynamasının sağlanması.

B. Madencilik Sektörü ve Sabit Sermaye Yatırımları

Sabit sermaye yatırımları açısından asıl önemli değişim bunların üretim ve hizmet sektörleri arasındaki dağılımında köklü bir çarpılma olarak ortayaçıkmaktadır.Bu konuda öncü ve belirleyici taraf, kamu kesimi olmuştur. Deneme egemen olan eğilim, sanayi ve madencilik gibi üretken sektörlerin üretken potansiyellerinin tahrip olacak derecede ihmal edilmesidir. Bu durum, kamunun ağırlıklı kesim olduğu madencilik sektöründe özellikle vurgulanmış olarak ortaya çıkmaktadır.

Gelişimin dramatik boyutlarını, toplam kamu sabit sermaye yatırımları içinde imalat sanayi ve madencilik sektörlerini birlikte ele alarak gösterebiliriz. Toplam kamu yatırımları içinde 1981'de yüzde 33,9'luk bir ortak paya sahip olan bu iki temel sektörün payı 1989'da yalnızca yüzde 7,7 olmaktadır! Buna karşılık, Tablo 1'de izlenebileceği gibi, ulaştırma/haberleşme yatırımlarının 1981'dekiyüzde 17,7'lik payı, 1990'da yüzde 33,8'e çıkmaktadır. Hemen hemen tam bir yer değiştirme söz konusudur.Bu sektörün kamu yatırımları içindeki payı 1985-1990 döneminde ortalama yüzde 30'un üzerinde olmuştur.

Tablo 1'de görüldüğü gibi kamu imalat sanayi yatırımlarındaki ağırlık kaybı dönem başına göre beşte dört, bunakarşılık madencilikte üçte iki oranındadır. Kamu kesiminin imalat sanayiinden çekilme süreci çok daha çarpıcı olmaklabirlikte, özel sınai yatırımlardaki gerileme görece daha yavaş seyrettiği için bu sektördeki çöküntü madencilikten daha fazla olmamaktadır. Madencilikte kamu yatırımları ezici bir ağırlıkta olduğundan, bu sektörde dönem ortasından itibaren özel yatırımların

artış eğilimine girmesi dahi düşüş trendiniolumlu etkileyememektedir.Kamu ve özel sektör birlikte ele alındığında, imalat sanayiinin toplam sabit sermaye yatırımları içindeki payı 1983'te yüzde 23'ten 1989'da yüzde 13,5'e; madenciliğin payı ise, aynı tarihlerde, yüzde 5,6'dan yüzde 2,2'ye düşmektedir. Madencilikte yatarımsızlık biraz daha belirgindir.

Özel madencilik yatırımlarının toplam özel sabit sermaye yatrımları içindeki payı 1986'dan itibaren iki katına çıkmakla birlikte (Tablo 2), bunu sektör açısından anlamlıkabul etmek mümkün gözükmemektedir; çünkü yükselmiş durumuyla dahi bu pay yüzde 1.3 düzeyini aşamamaktadır. Gene de özel yatırımlardaki bu pay artışını 1985'te çıkarılan yeni Maden Kanunu ile ilişkilendirmek yanlış olmayacaktır. Bununla birlikte, madencilik sektörünün dönem başındaki önemini koruması için dahi kamu sektörünün yeniden yatrımcı kimliğini kazanmasının kaçınılmaz olduğu yukardaki verilerden açıkca ortaya çıkmaktadır.

Dönem boyunca kamu yatırımları içinde önemini belli bir kararlılıkla koruyan sektör ise enerji alanı olmaktadır.

Döneme damgasını vuran sanayisizlşme eğilimin madencilik sektörünün gelişme dinamiklerini körelttiği de ayrıca vurgulanmalıdır. İşlenmemiş maden ihracına dayalı geri bir ekonomik yapılanması olmayan Türkiye'de, sektörün gelişimi ancak ve ancak derinliğine bir sanayileşme hareketiyle organik bağlarını kurabilmesine bağlıdır.

Kamu yatırımlarının farklı kamu birimleri arasında dağılımı da 1980'lerde önemli bir değişime uğramıştır. Dönem başında kamu yatırımlarının yüzde 60'a varan bir bölümün üstlenen KİT sektörü, hem imalat ve madencilik yatırımlarının gözden düşmesi, hem de dönem ortasından itibaren rakip kamu kuruluşlarının (fonlar, belediyeler) devreye girmesiyle ciddi bir önem kaybına uğratılmıştır. KİT'lerin kamu sabit sermaye yatırımları içindeki payı, sabit fiyatlarla, 1986'da yüzde 50'ye, 1987-1988'de yüzde 45 dolayına, 1989 ve 1990'da sırasıyla yüzde 39.8 ve yüzde 35.7'ye gerilemiştir. 1991 programı hedefi ise yüzde 28.6'dır. KİT yatırımları içinde son yıllarda ilk ikisırayı büyük farkla enerji ve ulaştırma almaktadır.

KİT'lerin bıraktığı boşluğu asıl dolduran kamu kuruluşları, kamu özel fonları ve yerel yönetimler olmuştur. Kamu kesimi genel dengesine katılan 12 büyük fon açısından bakılırsa, bunların dönem başında faaliyette bulunan üçünün toplam kamu yatırımları içindeki payları sıfır düzeyinde bulunurken, sabit fiyatlarla 1986-1987'deyüzde 6.5'e, 1988'de yüzde 9.2'ye ve 1989-1990'da ortaamayüzde 18'e fırlamıştır. 1991 öngörüsü, KİT'lerinkine yakın bir düzeyde, yüzde 23'tür. 1989 ve 1990'dafonlrdan yapılan yatırımların ortalama yüzde 53'ü tek başına ulaştırma sektörüne, özellikle otoyol yapımına ayrılırken, bu payın 1991'de yüzde 61'e çıkarılması programlanmıştır.

Tablo 1: Kamu Toplam Sabit Sermaye Yatırımlarında Üç Sektörün Paylarının Gelişimi: 1981-1991

Yıllar	İmalat	Madencilik	İmalat ve Madencilik	Ulaştırma/ Haberleşme
1981	24.3	9.6	33.9	17.7
1982	20.4	7.7	28.1	19.7
1983	20.0	8.7	28.7	20.5
1984	17.6	9.3	26.9	21.7
1985	12.0	8.9	20.9	29.8
1986	8.3	6.6	14.9	33.2
1987	6.3	4.90	10.3	32.7
1988	5.9	4.4	10.3	29.7
1989	4.5	3.2	7.7	29.9
1990*	5.3	3.6	8.9	33.8
1991**	5.3	3.7	9.0	34.6

*Gerçekleşme tohmini

** Program

KAYNAK: DPT, Yıllık Programlar.

Tablo 2: Özel ve Kamu Sabit Sermaye Yatırımlarının Bazı Sektörler İtibariyle Dağılımı

	1981		1984		1986		1987		1989		1990	
Sektörler	Kamu	Özel	Kamu	Özel	Kamu	Özel	Kamu	Özel	Kamu	Özel	Kamu	Özel
Tarım	9.5	13.9	7.8	14.9	8.1	6.6	9.1	6.8	10.3	3.9	8.5	4.5
Madencilik	9.6	0.7	9.3	0.7	6.6	1.3	4.0	1.5	3.2	1.4	3.6	1.3
İmalat	24.3	29.1	17.6	26.7	8.3	31.3	6.3	26.2	4.5	20.9	5.3	23.5
Enerji	23.8	0.7	27.3	0.7	22.2	1.0	24.3	1.0	29.8	1.7	21.5	1.8
Ulaştırma	17.7	17.6	21.7	20.2	33.2	17.0	32.7	12.7	29.9	11.1	33.3	12.9
Konut	2.3	31.1	1.4	30.4	1.8	36.0	1.3	43.5	1.9	49.7	3.6	43.3

* Gerçekleşme tahmini

KAYNAK: DPT Yıllık Programlar

1980'li yılları tanımlayan bi gelişmelerin, kamu kesiminin imalat sanayiinden ve üretken sektörlerden çekilmesi açısından gerek döneminsiyasal yönetimlerinin -özellikle ANAP Hükümetlerinin- gerekse dış finans çevrelerinin tercihlerine aykırı olduğu ileri sürülemez. Ancak özel sektörün de imalat sanayi ve diğer üretken sektörler alanını boşaltması ve konut yatırımlarına birinci önceliği vermesinin, yeniden yapılanmaprogramlarının asli hedefi olduğu da söylenemez. Dünya Bankası'nın, son raporlarıda, bu gelişmeyi -kendi sorumluluk payını vurgulamaksızın- olumsuz olarak değerlendirmesi ve Türkiye'ye önerilen programlara sanayi politikasının dahil edilmemiş olmasını bir eksiklik olarak göstermesi dikkate değer.

Dışa açılma programı adına sermaye birikimi tarzında ortaya çıkarılan bu olumsuz tablonun sorunları sadece 1980'lerde sanayileşmenin unutulması ve çarpıtılan yatırım profiliyle 1990'laraa kötü bir miras bırakılması değildir. Gelişmenin bir diğer yapısal olumsuzluğu, kamu ve özel imalat/madencilik sektörlerinde mevcut sermaye stoğunun yıpranması ve teknolojinin eskimesidir. Uluslararası piyasada rekabet edebilir ve katma değeri görece yüksek yeni ürünlerin geliştirilmemiş olması ve mevcut ihracat kompozisyonunun artık hiçbir büyük sıçrama ve gelecek vadetmemesi, dışa açılma programının içsel tutarlığını ve başarısını da sorgulamayı zorunlu kılmaktadır.

C.Teşvik Sistemi ve Madencilik Fonu

Madencilik sekrörünün en büyük sıkıntısının ciddi bir finansman yetersizliği olduğu bilinmektedir. Bu bakımdan sektöre sermaye akışını sağlayacak mekanizmalar önem taşımaktadır. Bu tör mekanizmalar öncelikle mevzuat düzleminde oluşturulmaktadır.

1980'li yıllarda 1954'ten beri yürürlükte olan Maden Kanununun ve uygulama yönetmeliklerinin yenilenmesi gayretleri içine girilmiştir. 1985 yılında yürürlüğe giren 3213 sayılı Maden Kanunu ve bunu izleyen yönetmelikler sektörün sorunlarını büyük ölçüde çözebilecek bir işleyişin çerçevesini oluşturmakta yetersiz kalmışlardır. Nitekim, birkaç yıl geçmeden Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı geçici maddeler dışında 52 maddeden oluşan bu yasanın 38 maddesini değiştirmeyi amaçlayan yeni bir tasarı hazırlıkları içine girmiştir. Bu durumun da gösterdiği gibi, madencilik mevzuatının tutarlı bir biçimde ve ilgili tarafların tümünün takılımışla baştan sona yenilenmesi gereksinimi ortada durmaktadır.

3213 sayılı Maden Kanununun yeniliklerinden birisi de, 34. maddesiyle bir Madencilik Fonu kurması olmuştur. Aynı yıl yürürlüğe sokulan "Maden Kanununun Uygulanmasına Dair Yönetmelik"in 30 maddesi (36.-36. maddeler) Fonla ilgili hususların düzenlenmesine ayrılmıştır. Ayrıntılı düzenlemelere karşın bu Fonun amaçları doğrultusunda faaliyet göstermesi mümkün kılınamamıştır. Maden Kanununun uygulama yönetmeliğinin 1987 ve 1989'da iki kez yenilenmesine, bunlarla fon teşkilatı ve gelir giderlerinin yeniden düzenlenmesine, bunlarla fon teşkilatı ve gelir giderlerinin yeniden düzenlenmesine, bu arada ilk defa 1987'de çıkarılan madencilik Fonu Kredi Yönetmeliğinin 1989'da yenilenmesine karşın esas amacı üretim ve ihracat konularında kredi vermek olan Fonun işlerliği sağlanamamıştır.

İlgili yasa ve yönetmelikte öngörülen fon teşkilatının dahi tam olarak oluşturulması başarılamamıştır.

Fonun gelirleri bakımından ayırdedici özelliği, kaynaklarını hemen tamamen sektör içinden sağlayacak bir yapı taşımasıdır. Kamu özel fonu oluşturulması mantığı açısından yanlış olmayan bu özelliğin, madencilik sektörü açısından fazla anlamlı olmadığı kabul edilebilir. Nitekim sektörün gereksiniminin, bir iç kaynak tranferinden çok dıştan kaynak transferi olduğu açıktır. Ancak bunun doğru mekanizmasının bir kamu özel fonu olduğu son derece tartışmalıdır. Türkiye'deki fon uygulamasında aykırı örnekler görülmesi, buradaki yaklaşımımızı yanlışlayacak nitelikte değildir. Ayrıca Türkiye'de fon sisteminin bir bütün olarak tıkandığını, yeni oluşturulan fonlara tahsis edilecek ayrı kamu gelirleri bulunması yolunun tükendiğini, bütçe sisteminin içinde bulunduğu sıkışıklığın mevcut fon kaynaklarını da tehdit eder boyuta eriştiğini dikkate almak gerekmektedir. Nitekim, 1988'de bütçeye kaynaklarının yüzde 30'unu aktarmaya zorlanan fon yönetimleri, bu oranın 1991'de yüzde 60'a tırmandığını gösmüşlerdir. Gerçi uygulamada bu oran çeşitli nedenlerle ortalama yüzde 15 civarında kalmaktadır ama, Madencilik Fonu gibi atıl kaynaklara sahip işlevsizleştirilmiş fonlarda bunun iki-üç katına da çıkabilmektedir.

Madencilik Fonu'nun gider kalemleri incelendiğinde sözü edilen eğilimin bu Fon için çok daha dramatik boyutlara ulaştığı görülür. fonla ilgili Başbakanlık Yüksek Denetleme Kurulu 1988 Yılı Raporu'na göre, 1988 yılında 29,8 milyar TL'ye ulaşan fon gelirlerinin 10,5 milyar lirası genel bütçeye, 15,0 milyar lirası Çevre Kirliliğini Önleme Fonu'na 2,7 milyar lirası ise Sosyal Yardımlaşma ve Dayanışmayı Teşvik Fonu'na aktarılmıştır. Kaynaklarının yüzde 94,6'sını (taplam 28,2 milyar TL) aktardıktan sonra kalan tutarın 213,6 milyon lirası mal ve hizmet alımlarına harcanmış, bakiyesi (1,4 milyon TL) ertesi yıla devredilmiştir. Kredi yönetmeliği 1987 Şubatında yürürlüğe girmesine karşın 1988 yılında Fonun hiçbir kredi işlemini gerçekleştirmemesi dikkati çekmektedir. Fonun, Çevre Kirliliğini Önleme Fonu'na yaptığı aktarmanın, hava kirliliğini önlemek amacıyla gerek ithal edilen kömürden gerekse düşük fiyatla halka satılan kok kömüründen doğan Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu zararının sübvansiyonu amacını taşıdığı görülmektedir. Ancak bunun, madencilik sektörünün kaynaklarının hem amaç dışı (tüketici sübvansiyonu için) kullanımı, hem de rakip madencilik ürünlerinin ithalinin özendirilmesi bakımından sektöre çift yönlü bir bedel yüklediği açıktır.

Fonun izleyen yıllarda da sektöre yönelik kredilendirmelere ağırlık veremediği anlaşılmaktadır. Örneğin 1990 yılında 13 madenci Fona kredi talebinde bulunmuş, bunlardan 5'i toplam 21 milyar liralık bir kredi almıştır.

Topluca bakıldığında, Madencilik Fonu'nun sektöre yarardan çok zarar veren bir yapı ve işleyiş içinde olduğu görülmektedir. bunları değiştirmekle zaman harcamak yerine Fonun tasfiyesini talep etmek ve kamu maliyesi disiplinin sağlanması doğrultusundan kaçınılmaz olarak gündeme gelecek genel bir fon tasfiye programına destek vermek en doğru tutum olarak ortaya çıkmaktadır. bunun ötesinde, dolaysız kamu yatırımlarının madencilik alanına daha fazla kaydırılması, bunun için

başka Etibank olmak üzere ilgili KİT'lerin harekete geçirilmesi; sektörün kredilendirilmesinde ise Bütçe ve Merkez Bankası'nın desteğinde tercihli ve selektif bir kredi sisteminin gene Etibant'ın etrafında geliştirilmesi, finansman sorunlarının çözümünün halen en önemli dayanak noktaları olarak durmaktadır.

Vergisel teşvik sisteminden madencilik sektörünün ne ölçüde yararlandığına gelince, bunada da olumsuz bir tabloyla karşılaşılmaktadır. DPT verilerine göre (Yıllık Programlar), yatırım teşvikleri içindeki ağırlığı esasen düşük olan madencilik sektörünün payının 1988'den itibaren köklü bir biçimde daraldığı görülmektedir. Yatırım teşvik belgelerinin toplam büyüklüğü içinde madenciliğin payı 1986'da yüzde 5,9 ve 1987'de yüzde 7,6 olmuşken, 1988'de yüzde 2 ve 1989'da yüzde 2,7'dir; 1990'ın ilk 9 ayı için bu oran yüzde 3,1 olmakta, ancak sabit fiyatlarla önceki yıla kıyasla büyük bir gerileme de ortaya çıkmaktadır. 1988'den sonra genel olarak kamu yatırımlarının daraltılması, ekonominin düşük büyüme oranlarına geri çekilmesi özel yatırımları da olumsuz etkilemiş ve bundan en olumsuz etkilenenlerin başında da madencilik sektörü gelmiştir.

II. MADENCİLİK SEKTÖRÜ VE YABANCI SERMAYE

Teşvikli yatırımlar yabancı sermayenin yararlanmasına da açık olduğuna göre, yukardaki veriler madencilik sektörüne yabancı sermayenin de anlamlı ölçülerde girmediğini dolaylı olarak göstermektedir. Sektöre yönelik yabancı sermayenin Türkiye'de faaliyet gösteren toplam yabancı sermaye büyüklüğü içindeki payı, sektörün gerek GSMH gerekse toplam sabit sermaye yatırımları içindeki paylarından daha düşük bir düzeyde bulunmaktadır.

1980 ortalarından itibaren gelişim izlenmek istenirse, DPT verilerine göre, toplam yabancı sermaye miktarı içinde madencilik sektörünün payı 1985'te yüzde 0,4; 1986-1988 döneminde ortalama yüzde 1,2 ve 1990'un 9 aylık sonuçlarına göre yüzde 0,9'dur. Yabancı sermayeli madencilik firması sayısı ise, 1985'te 9 iken 1990 (Eylül sonu)'da 25'e çıkmaktadır.

Şirket sayısında son yıllardaki hızlı artışa karşın, yabancı sermayenin sektör içindeki payının çok cılız kalması olgusu değişmemiştir. Buna karşılık, Türkiye'ye yabancı sermaye girişlerinde ikiye katlanma biçiminde beliren hızlı artış 1988'den itibaren ortaya çıkmakla birlikte, madencilik sektörü açısından böylesine bir ikiye katlanma 1986'dan itibaren gerçekleşmektedir. Bu eğilimde 1985 yılının Maden Kanunu'nun etkisi hesaba katılmalıdır. Ayrıca hızla büyüyen yabancı sermaye girişleri içinde madencilik sektörünün, payını korumanın ötesinde, bir kat artış sağlaması, yeni bir eğilimi göstermesi açısından dikkate alınmalıdır.

Tablo 3: 1989 Sonu İtibariyle Türkiye'de Bulunan Toplam 1542 Yabancı Sermayeli Firmadan Madencilik Sektöründe Faaliyette Bulunanlar (Alfabetik Dizine Göre)

Firma Adı	Sektör	Yabancı Ortak/Ülkesi	Top.Ser. milyon(TL)	Yab.Ortak Payı(9)	Giriş
Alpha Calsit A.Ş.	Diğer Maden	Dieter Hermann/F.Alm.	610	60.0	1989
Anglo-Tur Madencilik A.Ş.	Diğer Maden	Johan Lulay/F.Almanya	2500	99.1	1988
Arslan-Lulat Mermer Ltd.Şti.	Diğer Maden	Johan Lulay/F.Almanya	76	51.0	1987
Bolu Mermer San.Ltd.Şti.	Diğer Maden	Machum Mandel/İsrail	37	49	
Böhler Sert Maden ve Yatırım A.Ş	Diğer Maden	Böhler GmbH/Avusturya	200	59.0	1988
Budin Barit Kimya San. A.Ş.	Diğer Maden	NL Industries İnc/ABD Karma	330	40.0	1983
Çayeli Bakır İşletmeleri A.Ş.	Metal Maden	Metal Mining Corp/	8000	49.0	1984
Cominco Madencilik San. A.Ş.	Diğer Maden	Cominco Resources/Kana.	110	100.0	1988
Desay Mermer A.Ş.	Diğer Maden	DE AG/İsviçre	31	96.0	1988
Desen Mermer Ltd.Şti.	Diğer Maden	J.L. Costalungu/Karma	500	53.0	1988
Eurogold Madencilik A.Ş.	Diğer Maden	Autin Invesment BV6Hol.	3000	100.0	1989
Hortaş Maden ve Mad.Ürün.A.Ş.	Diğer Maden	Okemek S.A./İsviçre	2315	49.0	1983
İtalmermer Mermer A.Ş.	Diğer Maden	Marmi SARL/İtalya	3006	50.0	1989
Kayaç Dış Ticaret A.Ş.	Diğer Maden	Süd-Chemie AG/F.Alm.	2085	60.0	1987
Lecablock Antalya Mermer Ürün.	Diğer Maden	Barili Silvio/İtalya	700	100.0	1989
Magnesit A.Ş.	Diğer Maden	Magnesiens BV/Hollanda	11000	100.0	1963
Magnesit Maden San.Ltd.Şti.	Diğer Maden	Veitsche Magnesit/Avus.	20	100.0	1984
Marmara Concord Madencilik A.Ş.	Diğer Maden	Marmara Concord Ltd.Bermuda	180	100.0	1988
S.M.S.Sakarya Mermer AŞ	Diğer Maden	M.A.Dhayan/Suriye	1000	6.4	1984
Sandıklı Mermer A.Ş.	Diğer Maden	Marble Group SA/Karma	40	80.0	1985
Seismograph Service Corp.	Diğer Maden	Seismograph Ser./İsviçre	30	100.0	1985
Tumaş Termo Uşak Maden.A.Ş.	Metal Maden	Technoimport/Bulgaris	1440	45.0	1986
			37210		

Kaynak: DPT verilerini 19 Eylül-9 Ekim 1990 Tarihli sayıları arasında 15 ayrı tablo alarak yayınlanan **ANKA Günlük Ekonomi Bülteni.** (Sayı 3845-3859).

Madencilik sektörüyle ilgili bir başka özellik, 1990'da 3'ü metal madenciliği 22'si diğer madencilik alanlarında faaliyet gösteren 25 şirketin toplam sermayesi içinde yabancı sermaye payının yüzde 71,9'u (birincilerde yüzde 50,4 ikincilerde yüzde 78,4'yi)bulmasıdır. Oysa bu oran tüm sektörler açısından ortalama yüzde 49,9 imalat sanayii açısından yüzde 45,3'tür.

Madencilik sektöründe esas itibariyle 1980'li yılların ortalarından itibaren yer tutmaya başlayan yabancı sermayeli şirketlerin diğer bazı özellikleri ayrıntılı bir incelemeye tâbi tutulabilir. Bunun bir ilk adımı olmak üzere 1989 yılı sonuna kadar kurulan 22 yabancı sermayeli şirketin isim bazında dökümü tablo-3'te sunulmaktadır. Aynı tarih itibariyle faaliyette bulunan toplam 1542 yabancı sermayeli şirket içinde sayıca yüzde 1,5'lik bir ağırlığı olan bu 22 şirketle ilgili şu özelliklerin altı çizilebilir:

- Şirketlerin sadece 1 tanesi 1980 öncesinden (1963) gelmektedir; 2'si 1983 tarihini taşımakta, kalan tümü ANAP döneminin (15'i Maden Kanunu sonrasının) ürünü olmaktadır. Yalnızca 1988 ve 1989 yıllarında toplam 10 yabancı sermayeli şirket kurulmuştur.

- Sermayenin dağılım açısından, 6 şirkette yabancı sermayenin payı yüzde 50'nin altında, 9 şirkette yüzde 50 ile yüzde 99 arasında 7 şirkette ise yüzde 100 düzeyindedir.

- Şirketlerin çok farklı sermaye büyüklüklerine sahip oldukları ve yelpazenin 20 milyon TL ile 11 milyar TL arasında açıldığı görülmektedir. Ama genelde büyük sermayeli şirketlerin sınırlı olduğu göze çarpmaktadır: 1 milyar TL'lik toplam sermayeye sahip şirket sayısı 9'dur.

- En yüksek yabancı sermayeye büyük farkla sahip olan iki firma magnesit ve bakır alanlarında faaliyet göstermektedir. Bu minerallere yönelik maden işletmeciliğinin büyük sermaye gerektirmesi bunun açıklayıcı nedenidir. Şirketlerin 7'si (toplamın yaklaşık üçte biri) ise mermercilik alanında kümelenmiş bulunmaktadır.

- Ülkelere göre dağılıma bakıldığında önem sırasıyla şöyle bir tablo ortaya çıkmaktadır: Karma (4), F.Almanya (3), İsviçre (3), Hollanda (2), İtalya (2), Avusturya (2), Bulgaristan (1), Suriye (1), ABD (1), Kanada (1), Bermuda (1), İsrail (1).

III- MADENCİLİK SEKTÖRÜ VE ÖZELLEŞTİRME

Özelleştirme söylemi ile gerçek niyetlerin Türkiye örneğinde olduğu kadar birbirinden ayrıldığı başkauygulama örneği bulmak oldukça güçtür. Türkiye'de özelleştirmenin gerçekte mali ve ideolojik yönü ön planda olmakla birlikte, söylem her zaman "ekonomik etkinlik" gerekçelerinin arkasına sağınmıştır.

Türkiye'de 1986'dan itibaren uygulama sahasına giren özelleştirme hareketinin gerçek dinamiklerinin ve bazı sonuçların altı şöyle çizilebilir:

(i) ANAP Hükümetleri döneminde mali yüklerin, iç ve dış borçlanmanın kısa sürede aşırı bir biçimde tırmandırılmasıyla tanımlanabilecek olan" kaynak tüketme politikaları'nın son halkasını özelleştirme oluşturmaktadır.

(ii) Özelleştirme, aynı zamanda, dış finans çevrelerinin yoğun mali ve politik desteğini alabilmenin de tercihli bir aracı olarak kullanılmaktadır. burada, özelleştirmede katedilen yolun çok üzerinde işler yapıldığı yönünde izlenimler verilmesine, dolayısıyla etkin bir "dış pazarlama" ya özel bir önem verilmektedir.

(iii) Bilinçli tercihlerin sonucu olarak 1980'lerin ikinci yarısında finansman sorunları büyütülen KİT sektörünün iç ve dış piyasalardan yüksek maliyetlerle borçlanmaya itilmeleri sonucunda yüklendikleri faiz artı kur farkları biçimindeki yüksek maliyetler sektörü tam bir mali bunalıma sürüklemiştir. Sadece fiyat ayarlamalarıyla rantabl olmaya zorlanan KİT sektörü aleyhine bizzat siyasal yönetimce "bunların toplu-ma yük olduğu" şeklinde bir kamuoyu oluşturulmaya çalışılması da özelleştirme söyleminin önemli köşe taşlarından birisini oluşturmuştur.

(iv) Bununla birlikte, kamu finansman bunalımının derinleşmesinin etkisiyle "her ne pahasına olursa olsun bir an önce özelleştirme" anlayışının üst yönetime egemen olması, 1990 yılından itibaren söylem-niyet zıtlığı üzerindeki perdeyi kaldırmaya başlamıştır. Son olarak, Cumhurbaşkanı Turgut Özal'ın bir açılış konuşmasında "KİT'lerin satışında fiyatın yüksek yada düşük olması önemli değildir. Elinizdekileri bir an önce çıkartmanız lâzım. Neye verirseniz verin, bir an önce elinizden çıkarın. Çünkü durdukça zararın artması ihtimali var" (ANKA Ekonomi Bülteni, 29.11.1990) mesajını vermesi, anlamak isteyen için, özelleştirmenin hangi beklentilere ayarlandığını açıkca göstermektedir. Bununla birlikte, mesajın son cümlesi, "ekonomik rasyonellik" söyleminden tamamen vazgeçmenin politik açıdan ne denli zor olduğunu da göstermektedir.

(v) Türkiye'deki özelleştirme uygulaması, satışlardan elde edilen gelirlerin kullanım şekli bakımından kısmî bir dolaylı borç takası anlamına gelmektedir.Borçlanma gelirlerinin yüzde 70'i Bütçe/Hazine açıklarının yamanmasında kullanılmaktadır. Oysa Türkiye'de iç ve dış borç faizi ödemeleri bir yana bırakıldığında bütçeler birincil açık vermemektedirler. Bu durumda, özelleştirmenin dolaylı olarak bir iborç takası işlemine dönüştüğünü söylemek yanlış olmayacaktır. Mevcut siyasal yönetim altında bu eğilimin giderek pekişmesi tehlikesi bulunmaktadır.

(vi) Türkiye'deki uygulamanın bir özelliği de, yabancılara satış limitinin hiçbir şekilde egündeme getirilmemiş bulunmasıdır. Buna karşılık, yabancı sermayeye çok açık olan İngiltere örneğinde dahi çok dar ve sıkı limitler uygulanmaktadır. Tüm diğer gelişmiş kapitalist ülkelerde de benzer kaygılarla hareket edilmektedir. Oysa, azgelişmiş ülkeler açısından özelleştirmenin asıl talibi potansiyal olarak yerli sermayeden çok yabancı sermaye olduğu için, çok daha gerekli olduğu halde, bu tür sınırlamalaran genillikle kaçınılmaktadır. Bu ülkelerde kamauoyu hassasiyetinin ikaybettirilmesi bu bakımdan özel bir önem taşımaktadır.

(vii) Yabancı sermayeye sınır konmamasının sakıncasını büyütene biri özellik-de, KİT borsa değerlerinin ikame değerlerinin çok altında oluşturulması, böylece olayın dışarıya net bir sermaye transferine dönüşmesidir. Türkiye'de USAŞ ve Çimento Fabrikalarının özelleştirilmesinde benzer olgulara tanık olunmuştur.

Koparılan bütün gürültüye karşın Türkiye'de özelleştirme henüz kapsamlı bir iuygulamaya dönüştürülememiştir. Bunda, yabancıya satış ve blok satış uygulamalarının kamuoyundaa ve siyasal muhalefet çevrelerinde yaygın bir tepki görmesinin de önemli rolü olmuştur. 1990 yılı k sonuna kadar nominal olarak 1.1 trilyon liralık bir toplam satış gerçekleştirilmiştir. (Son olarak bir basın toplantısında Kamu Ortaklığı

İdaresi Başkanı 650 milyon dolarlık bir toplama satış rakamından söz etmiştir). Bununla birlikte Körfez kriziyle büyüyen, kamu açıklarının ve 1991 yılında olası bir erken seçimin baskısıya özelleştirme hareketine ivme verilmesi beklenebilir.

Özelleştirmenin madencilik sektörü açısından ne anlama geldiği üzerinde de durulabilir. **Bir kere**, büyük bir sermaye yetersizliği içinde bulunan sektör açısından mevcut işletmelerin el değiştirmesi hiçbir anlam ifade etmemektedir. Madencilik sektörünün asıl meselesi, Türkiye'nin maden potansiyelinin ortaya çıkarılması, işletilmesi ve modern istihraç/işletme teknolojisinin geliştirilmesidir.

İkincisi, özelleştirme ve yabancı sermaye açısından asıl cazibe merkezini oluşturan kuruluşun Etibank oluşutur. Etibank, uzun yıllardır kârlı bir işletme olarak faaliyet gösteren ve onyılların sermaye birikim iüzerine oturan gözde ebir kamu kuruluşudur. Bu nedenle Morgan Bank'ın 1986 yılında hazırladığı özelleştirme master planında Etibank'ın özelleştirilmesine USAŞ, Turban ve THY'na kıyasla bile öncelik verilmiştir.

Etibank'ın özelleştirmenin olası hedefleri arasında yer almasının nedenleri ve belirtileri şu noktalar etrafında özetlenebilir:

(i) Etibank'ın konsilide kârı yıllar itibariyle hızlı bir büyüme göstermektedir. Kurumun 1985'te 105 milyor TL olan kârı, 1987'de 200 milyara, 1988'de 457 milyara ve 1989'da 697 milyara ulaşmıştır. 1989 yılı ortalam ABD doları kuruna göre 326 milyon dolarlık bir düzeye tekabül eden kârlılık durumuyla Etibank dünyanın sayılı madencilik işletmelerinin üzerinde bir performans göstermektedir. Üstelik, Etibank'ın tam kapasiteyle çalışması durumunda kârlılığını iki-üç katına çıkarmasıhesap edilmekedir Kurumun bor tuzlarında iç kârlılık ıoranı ise yüzde 270 gibi çok yüksek bir orana çıkmaktadır. Bu koşullarda Morgan Bank raporunda etibank için bir holding modelinin öngörülmesi ve bor ve krom gibi yüksek kârlı işletme birimlerinin öncelikli satış listesine alınması çok anlamlı olmaktadır.

(ii) Etibank, Türkiye'nin madan üretiminin yüzde 60'ını ihraç eden en önemli maden ihracatçısıdır. İhraç potansiyeli yüksek olan dünya bor tuzları rezervinin yüzde 65'ini de elinde tutmaktadır. Etibank'ın bor rezervi potansiyelinin 1 milyara 350 *milyon ton ve bunun nakdi değerinin de 122 milyar dolar olduğu değerlendirilmesi* yapılmaktadır. Dünya rezervinin büyük bölümüne sahip olunması yanında, Avrupa pazarına yakınlık, işletilme ve pazarlamanını tek elde toplanmış olması bor minerallerinin değerlendirilmesinde Türkiye'de üstünlük sağlamaktadır. Türkiye krom rezervinin yüzde 20'si de Etibank'ın elinde bulunmaktadır. Ayrcı alüminyum ve fosfat bakımından geleceğe yönelik olumlu gelişmeler beklenmektedir.Etibank bu özellikleriyle yabancı sermayenin özelleştirme beklentileri içinde ilk sırayıalan kuruluşlardan birisi olmaktadır.

(iii) Etibank'ın holdingleşmesine gidilememekle birlikte sözleşmeli personel statüsünün yaygınlaştırılması ve özelleştirmeye uygun bir istihdam yapısının oluşturulması için önemli adımlar atılmıştır. Kurumun 1989 sonu itibariyle toplam 22491 personelinin 5912'si sözleşmeli statüye geçirilmiş bulunmaktadır.

Özelleştirme programının madenclik sektöründe etkilediği kurumlardan birisi de Türkiye Kömür İşletmeleri (TKİ) olmuştur. Kaynak sıkıntısı içinde bulunan TKİ 1980'lerde sekiz sahayı özel sektöre devretmiştir. 1990'dan başlayarak devredilmesi planlanan 22 sahayla birlikte özel sektöre toplam 30 sahanın devri gündeme sokulmuştur. Bunlar arasında Soma Eynez'deki geniş rezervli kömür sahası, yanında Ermencik ve Ilgın (Konya), Saraya (Tekirdağ), Göynük (Bolu) sahaları da yer alabilecektir.

Türkiye'deki ve madencilik sektöründeki özelleştirme uygulamalarının beklenen süratle gerçekleştirilmemesinin nedenleri arasında yükselen kamuoyu tepkisinin de bulunduğu dikate alındığında kamuoyunun udoğru bilgilendirilmesi için olanakların seferere edilmesi demokratik kitle örgütlenmelerinin öncelikli bir görevi olara ortaya çıkmaktadır.

ÜNİVERSİTE-ENDÜSTRİ İŞBİRLİĞİ : ZONGULDAK ENDÜSTRİ DESTEKLEME MERKEZİ

UNIVERSITY-INDUSTRY COOPERATION : ZONGULDAK INDUSTRIAL SUPPORT CENTRE

Yadigar V. MÜFTÜOĞLU *
Vedat DİDARİ **
Hasan GERÇEK ***

ÖZET

Bu bildiride üniversite-endüstri işbirliğinin somut bir örneği olan Zonguldak Endüstri Destekleme Merkezi Projesi ana hatlarıyla tanıtılmaktadır. Öncelikle, NATO'nun İstikrar için Bilim Programı çerçevesinde oluşturulan bu projenin önemi ve amaçları sunulmuştur. Daha sonra, Merkezin kuruluş çalışmaları, çalışma alanları ve yönetim düzeni anlatılmıştır. Bu Merkez, kuruluş aşaması olan ilk dört yıl içinde tümüyle Türkiye Taşkömürü Kurumu'nun ihtiyaç ve taleplerine yönelik çalışmalar yapacaktır. İki alt proje olarak planlanan bu çalışmalardan birincisi, kömürlerin kendiliğinden yanma özelliklerinin belirlenmesi ve bu sorunla etkin mücadele yöntemlerinin geliştirilmesini kapsamaktadır. İkinci alt proje ise, galeri ve uzun ayaklardaki mevcut tahkimat teknolojisi ve uygulamalarının iyileştirilmesine yönelik uygulamalı kaya mekaniği projesidir.

ABSTRACT

In this paper, fundamental aspects of the Zonguldak Industrial Support Centre Project, which can be considered as a concrete example of university-industry cooperation, are introduced. Firstly, the importance and objectives of this project which is elaborated within the framework of NATO's Science for Stability Programme are presented. Then the initial work for the establishment of the Centre, its areas of study and management structure are explained. During the first four years of its establishment period, this Centre will carry out studies to meet the needs and demands of Turkish Hardcoal Enterprises. The first one of the two planned subprojects involves the determination of spontaneous combustion characteristics of the coals and the development of efficient methods to cope with this problem. The second subproject is the applied rock mechanics project which covers the studies directed towards the improvement of existing support technology and practises in the galleries and longwalls.

* Doç. Dr., HÜZMF Maden Müh.Böl., Proje Direktörü, Zonguldak
** Doç. Dr., HÜZMF Maden Müh. Böl., Alt Proje I Yöneticisi, Zonguldak
*** Doç. Dr., HÜZMF Maden Müh. Böl., Alt Proje II Yöneticisi, Zonguldak

1. GİRİŞ

Üniversite-endüstri işbirliği, ülke kalkınmasında ve endüstrinin geliştirilmesinde yaşamsal öneme sahip bir konudur. Ülkemizdeki mevcut durum gelişmiş batılı ülkelerdeki duruma kıyasla henüz arzu edilen düzeye ulaşmış değildir. Bu konudaki eksikliğin giderilmesine yönelik olarak, üniversitelerin endüstri için gerçekleştirdikleri uygulamalı araştırma projeleri teşvik edilmekte ve ayrıca üniversiteler ile bazı yerel endüstri kuruluşlarının katılımları ile teknoparklar kurulmakta veya kurulması yönündeki çalışmalar sürdürülmektedir. Bilindiği üzere teknoparklar, üniversite ile endüstri işbirliğinin somutlaştığı, fonksiyonel bir yapı kazandığı ve genellikle yeni veya ileri teknolojilerden yararlanarak bir mal veya hizmet üretmek isteyen girişimcilerin faaliyetlerini üniversitelerin içinde veya yakınında yürütebilmeleri için kurulmuş teknoloji siteleridir. Teknoparklar, ülkelerin teknolojik gelişme ve kalkınmalarında kuruluş ve işleyiş düzenleri ile önemli bir boşluğu doldurarak; yeni düşünce, buluş veya teknolojilerin geliştirilmesi yönünde oldukça yararlı bir amaç doğrultusunda hizmet vermektedirler. Halen, ABD'de 150'nin üstünde, İngiltere'de 30 ve Fransa'da 20 kadar teknopark faaliyetini sürdürmektedir. Bu bildirinin konusunu oluşturan Zonguldak Endüstri Destekleme Merkezi (ZEDEM) projesi, bu anlamda ileride yörede kurulması planlanan teknoparkın ilk aşamasını oluşturmaktadır.

ZEDEM, kuruluş aşaması olan ilk dört yıl boyunca tümüyle Türkiye Taşkömür Kurumunun (TTK) ihtiyaç ve taleplerine yönelik olarak faaliyet gösterecektir. Zonguldak taşkömür havzası; konumu, 150 yıla yaklaşan geçmişi ile demir-çelik endüstrisinin temel gereksinimlerinden biri olan koklaşabilir taşkömürünün üretildiği tek havza olması itibarıyla Türkiye'nin en önemli madencilik merkezidir. Havzada faaliyet gösteren TTK, üretiminin yanısıra, sahip olduğu büyük teknik eleman ve personel istihdamı ile kendisinden sonra kurulmuş olan tüm diğer maden işletmelerinin çeşitli düzeydeki teknik bilgi ve ekipman ile kalifiye teknik eleman ve personel ihtiyacının karşılanması yönünde de hizmet vermektedir. Havzadaki mevcut olumsuz jeolojik koşullar, üretim mekanizasyonunu güçleştirmekte, emek yoğun teknolojiyi zorunlu kılmakta ve bu da doğal olarak verimliliği olumsuz bir şekilde etkilemektedir. Diğer yönden, üretimin giderek derinleşen kotlardan sürdürülme zorunluluğu, madencilik çalışmalarını daha da güçleştirmektedir. ZEDEM Projesi ile, çok çeşitli sorun ve güçlüklerle karşı karşıya bulunan TTK'nun bazı temel sorunlarına çözüm aranması ve geliştirilmesi hedeflenmektedir.

2. ZONGULDAK ENDÜSTRİ DESTEKLEME MERKEZİ "ZEDEM"

Bu bölümde ZEDEM Projesi, ana hatlarıyla tanıtılmaya çalışılacaktır. ZEDEM'in nasıl kurulduğu, faaliyet alanları, yönetim şekli ve günümüze dek sürdürülen çalışmalar kısaca özetlenecektir.

2.1 Kuruluş Çalışmaları

ZEDEM'in kuruluş çalışmaları, H.Ü.Zonguldak Mühendislik Fakültesi (HÜZMF)'nin girişimleriyle ilk olarak 1987 yılında başlatılmıştır. Bu tür bir merkezin planlanan ilk çalışmaları için ihtiyaç duyulan makina-teçhizatın temini için gerekli kaynağın sağlanması amacıyla, NATO'nun "İstikrar için Bilim Programı" (Science for Stability Programme)'na başvurulmuştur. Bu program, NATO'ya üye ülkeler arasında Türkiye, Yunanistan ve Portekiz için oluşturulmuş olup özellikle üniversite-endüstri işbirliği aracılığıyla teknolojik gelişmelerin sağlanmasına yönelik projelerin desteklenmesini kapsamaktadır. ZEDEM'in kuruluş amacıyla hazırlanan proje planı, NATO tarafından 27 Kasım 1989 tarihinde onaylanarak yürürlüğe girmiş bulunmaktadır. Proje planında tanımlanan işlerin yapılabilmesi için gerek duyulan makina-teçhizatın yurt dışından temininde kullanılmak üzere NATO'dan 20 Milyon Belçika Frangı (yaklaşık 2 Milyar TL) tutarında bir kaynak sağlanmıştır.

2.2 Çalışma Alanları

ZEDEM kuruluş aşaması olan ilk dört yıl içinde (1989-93), TTK'nun sorunlarının çözümüne yardımcı olabilmek amacıyla, Kurumca işletilen kömür damarlarının yanma özelliklerinin belirlenerek uygun mücadele tekniklerinin geliştirilmesi ve Kurumun galeri ve uzun ayaklarındaki tahkimat sorunlarının çözümüne ilişkin uygulamalı kaya mekaniği konularında faaliyet gösterecektir. Bu konularda HÜZMF Dekanlığınca görevlendirilen Fakülte öğretim elemanları, TTK teknik personeli ile birlikte çalışacaklardır.

Uzun dönemde ise ZEDEM'in faaliyet alanlarının diğer yerel endüstriyel kuruluşları (özellikle demir-çelik endüstrisi) da kapsayacak şekilde fonksiyonel bir işbirliği düzeni içinde geliştirilmesi ve yaygınlaştırılması planlanmaktadır.

2.3 Yönetim Düzeni

ZEDEM'in yönetimi, ilgili kuruluş temsilcilerinden oluşan bir yönetim kurulu ile gerçekleştirilecektir. Bu yönetim kurulu; HÜZMF'den 4, TTK'dan 2, Ereğli ve Karabük Demir-Çelik Fabrikalarını temsilen 1'er üye olmak üzere, toplam 8 üyeden oluşmaktadır.

Yönetim kurulunun başlıca işlevleri: kısa dönemde, mevcut iki alt proje faaliyetlerinin izlenmesi ve denetimi; uzun dönemde ise, üniversite ve endüstrinin birlikte katılımları ile ortak uygulamalı araştırma projelerinin belirlenmesi, geliştirilmesi ve uygulamaya konulması olup, ayrıca ZEDEM'in yerel endüstrilerle ilişkilerinin geliştirilmesini kapsamaktadır.

Ayrıca, ZEDEM kapsamında gerçekleştirilecek olan iki alt projeye ilişkin, taraflara düşen görev ve yükümlülükler hazırlanan bir protokol ile tanımlanmış olup, bu protokol HÜZMF Dekanlığı ve TTK Genel Müdürlüğünce

onaylanarak yürürlüğe girmiş bulunmaktadır.

Projenin bir bütün olarak yönetim düzeni ve yönetim organlarının birbirleriyle olan ilişkileri Şekil 1'de sunulmuştur.

2.4 Mevcut Durum

Halen proje, planlandığı şekilde yürütülmekte olup alt projelerde tanımlanan faaliyetlerin gerçekleştirilmesinde ihtiyaç duyulan çeşitli makina-teçhizatın yurt dışından temini için düzenlenen uluslararası ihale tamamlanmıştır. İlk parti olarak, toplam 365 000 $ tutarında çeşitli arazi ve laboratuvar araç-gerecinin siparişi verilmiştir. Bunların teminini takiben arazi çalışmalarına geçilecektir. Bu kapsamda, her iki alt projede izlenecek örnekleme ve çalışma stratejisi TTK temsilcileri ile yapılan görüşmelerle belirlenmiş bulunmaktadır. Ayrıca, HÜZMF kampüsünde faaliyet gösterecek olan ZEDEM'in çalışmalarına uygun olarak mevcut imkanların iyileştirilmesi ve laboratuvarların yeniden düzenlenmesi gibi işlere başlanmış olup kısa bir sürede tamamlanması beklenmektedir.

3. KURULUŞ AŞAMASINDAKİ ALT PROJELER

ZEDEM'in kuruluşu sırasında tamamlanması planlanan iki alt proje, bu bölümde, kısaca tanıtılacaktır.

3.1 Kömürün Kendiliğinden Yanmasının Araştırılması Alt Projesi

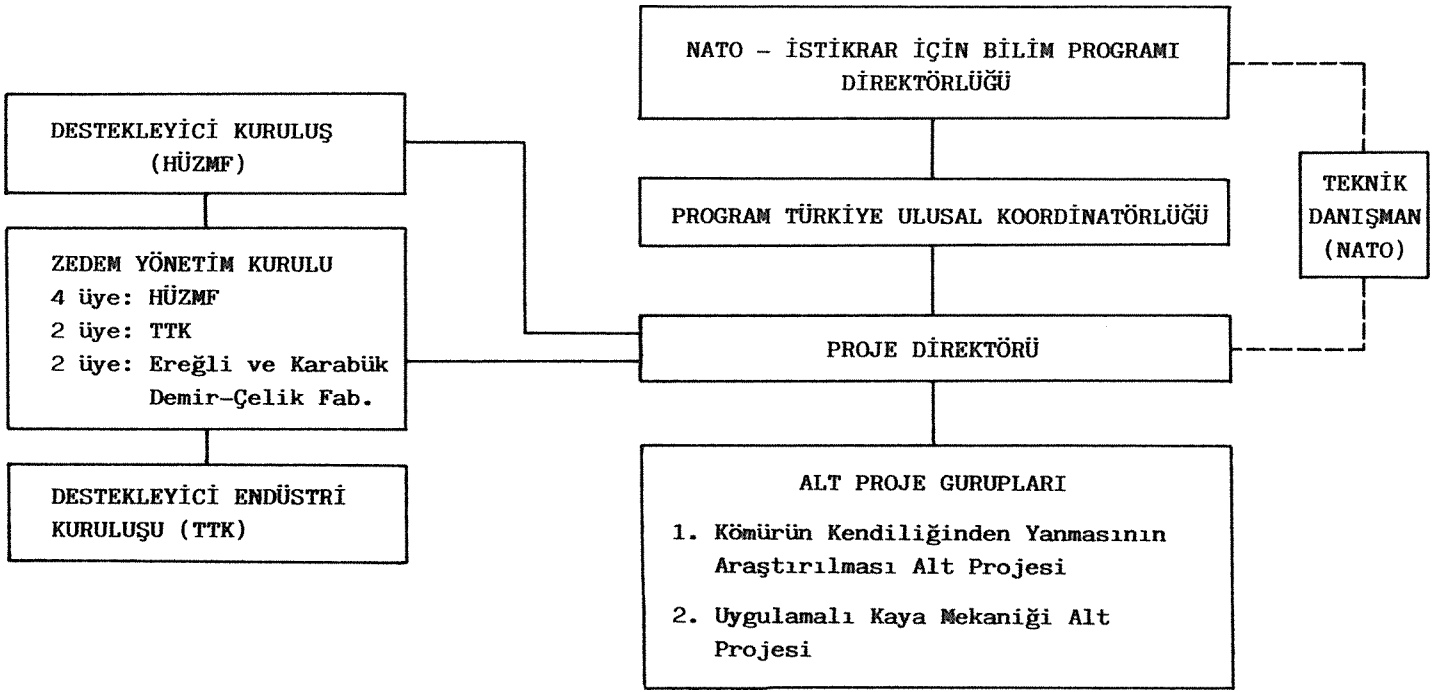
3.1.1 Önem ve Amaç

Zonguldak Havzasında önemli iş güvenliği sorunlarından birini oluşturan kendiliğinden yanma, bazı müessese ve damarlar özelinde, ekonomik çalışmaları da olanaksızlaştırmaktadır.

Dünya genelinde, soruna sistematik olarak yaklaşımın özünü damar ve panoların kendiliğinden yanmaya yatkınlıklarına göre sınıflandırılması için yapılan çalışmalar oluşturmaktadır. İş yerlerini risk durumlarına göre ayırabilmek ve buralarda uygulanabilecek önlemlerin niteliğine ve çeşitliliğine, pano hazırlıkları aşamasından başlayarak, karar verebilmek amaçlanmaktadır. Böylece, kendiliğinden yanabilecek nitelikler gösteren panolara risk derecesine göre uygun yatırımlar yapılması ile yangın tehlikesi olmaksızın üretimin tamamlanmasını sağlamak hedef alınmaktadır. Bu da gerek ekonomik yönden gerekse iş güvenliği açısından daha iyi konumdaki ocakların oluşmasına yardımcı olacaktır.

3.1.2 Araştırmanın Genel Özellikleri

Maden ocaklarında kömürün kendiliğinden yanması, düşük sıcaklıkta, dışa ısı veren bir oksidasyon tepkimesi olarak başlamaktadır. Olayın



Şekil 1. ZEDEM Yönetim Düzeni

gelişme hızı ve boyutları, çok sayıda iç ve dış parametreye bağlıdır. Gerek kömürün doğasından gelen iç parametreler (damar yapısı, petrografik yapı, pirit, nem ve kül içerikleri vb.) gerekse atmosferik, jeolojik ve madencilik koşullarından kaynaklanan dış parametreler (sıcaklık, nem, hava miktarı, faylanma durumu, işletme ve tavan kontrolu yöntemleri vb.) çeşitli laboratuvar teknikleri kullanılarak ve ocağın geçmişindeki olayların değerlendirilmesi ile araştırılabilmektedir.

Bugüne değin üzerine yapılan çalışmaların oldukça zengin bir literatür kaynağı oluşturmasına karşın kömürün kendiliğinden yanmasının halen kesinlikle açıklanabilen bir mekanizması yoktur. Keza, laboratuvar tekniklerinde bir standardizasyon söz konusu olmadığı gibi damar veya panoların risk değerlendirmesinde her durumda başarılı olabilmiş bir teknik de bulunmamaktadır. Bu nedenlerle konu, tam anlamıyla bir AR/GE (araştırma-geliştirme) çalışması olarak ele alınmaktadır.

Kendiliğinden yanma olayının araştırılmasına yönelik çalışmaların çekiciliğini oluşturan bir önemli öge de bunların kömür malzemesinin özelliklerinin daha iyi anlaşılmasına da yardımcı olmasıdır. Bu açıdan, çeşitli uzmanlık dallarındaki araştırmacıların ilgi alanına girmektedir.

Zonguldak kömürleri üzerinde yürütülecek olan araştırmaların projelendirilmesinde konunun yukarıda özetlenen nitelikleri göz önünde bulundurulmuştur. Geniş bir literatür araştırmasının (Didari,1986 ve 1988) ve basit laboratuvar setlerinde yürütülen ön araştırmaların (Karaçam,1988;Yılmaz 1990) sonuçlarından yararlanılarak konu olgunlaştırılmıştır.

3.1.3 Alt Projenin Genel Planı ve İzlenecek Yöntem

Laboratuvarda yapılacak olan analizler ve kullanılacak aygıtlar şu şekilde sıralanabilir:

- Kömür Analizi (Elementsel Analiz),
- Kül Analizi (Atomik Absorpsiyon),
- Petroğrafik Analiz (Kömür Mikroskobu) ve
- Yanma Ürünlerinin Analizi (Kendiliğinden Yanma Seti ve Gaz Kromatografı).

Analizler sonucunda elde edilecek olan verilerin işlenmesi ve derlenmesi sonucunda, kendiliğinden yanmada etkinliği olan çeşitli iç parametrelerin "etki dereceleri" çıkarılabilecektir. Ayrıca, yanma ürünlerinin analizi ve zaman-sıcaklık diyagramlarının çıkarılması suretiyle yürütülecek olan kendiliğinden yanma deneyleri, hava miktarı ve nemlilik gibi önemli dış parametrelerin de laboratuvar koşullarında araştırılmasına olanak verecektir.

Arazi çalışmaları, laboratuvarda incelenemeyen dış parametrelerin belirlenmesi amacıyla yapılacak; bu parametrelerin, çeşitli ocak kesimlerine

özel, etki dereceleri çıkarılacaktır.

Laboratuvar ve arazi çalışmalarından gelen bilgilerle, damar ve panoların risk sınıflandırmasına esas olacak bir teknik geliştirilecektir. Bu sınıflandırma tekniği, bir panoda karşılaşılabilecek riskin değerini vermesinin yanı sıra, uygulanacak önlemlerin "etki derecesini" de belirleyecektir. Böylece, ocak yönetiminin emrine çok değerli bir araç sunulmuş olacaktır.

Yapılacak son çalışma, bu tekniğin uygulanması ve uygulama sonuçlarından yararlanılarak iyileştirilmesidir. Analizler sonucu oluşacak olan veri bankasının kömürle ilgili çeşitli uzmanlık dallarındaki araştırmacılar için eşsiz bir kaynak olacağı ise açık bir olgudur.

3.2 Uygulamalı Kaya Mekaniği Alt Projesi

3.2.1 Önem ve Amaç

Zonguldak Taşkömür Havzası ile ilgili iş kazası istatistiklerine göre, 1970-88 yılları arasında meydana gelen yeraltı kazalarındaki ölümlerin % 51.3'ü ve yaralanmaların da % 35.7'si göçükler sonucu oluşmuştur (Buzkan ve Buzkan, 1989). Havzadaki ocak içi kazaları arasındaki payı birinci sırada olan göçük kazaları sayısının yapılan üretimle kıyaslanması sonucu elde edilen değerlerin de diğer ülkelerdeki benzer değerlerin çok üzerinde olduğu görülmektedir (MMOZŞ, 1990). Bu trajik verilerin yüksekliği, diğer birçok nedenlerin yanında, birinci derecede, mevcut tahkimat teknolojisinin ve uygulamalarının yetersizliğinden kaynaklanmaktadır.

İş güvenliği açısından sakıncaları çarpıcı olarak görülebilen mevcut tahkimat teknolojisi ve uygulamalarının ekonomiklik açısından değerlendirilmesi TTK'nun kendi verilerine (TTK, 1986 ve 1987) göre yapıldığında, ortaya çıkan manzara yine pek iç açıcı değildir. Normal olarak havzadaki kömür üretimi, herhangi bir andaki ortalama sayısı 100 olan, uzunlukları toplamı 10 km'nin üzerinde ve hemen tümü ahşap tahkimat ile desteklenen ayaklardan yapılmaktadır. Maden direği sarfiyatının satılabilir kömür için 65-70 dm^3/ton ve tuvönan kömür için ise bu değerin yaklaşık yarısı olduğu havzadaki taşkömürü maliyeti ile ilgili verilere göre, doğrudan ilk madde ve malzeme giderleri içinde maden direğinin payının % 80'in üzerinde olduğu görülmektedir. Son yıllarda yapılan pilot uygulamalar, "hidrolik tek direk ve eklemli çelik sarma" uygulamasının havzanın koşullarına çok uygun olduğunu ve pahalı bir tahkimat malzemesi olan ağaç direk tüketimini önemli derecede azaltarak, iş güvenliğini ve ekonomikliği artıracağını ortaya koymuştur.

Ayrıca, havzada yıllık toplam ilerleme miktarı 100 km'nin biraz üzerinde olan çeşitli kesitlerdeki hazırlık amaçlı açıklıkların ortalama % 18'i taşta (galeriler, desandriler, kuyular, vb.) ve % 82'si de kömürde

(taban yolları, başyukarılar, vb.) sürülmektedir. Sürülen galeri, desandri ve taban yollarında kullanılan en yaygın tahkimat türü de kavisli rijit çelik bağlar olup, yıllık kullanılan bağ adedi (tek olarak) 80 ile 90 bin arasında değişmektedir. Son yıllarda yapılan az sayıdaki ve dar kapsamlı bazı araştırmalar (Paşamehmetoğlu ve ark., 1990; Albayrak, 1989; Çolak, 1988), havzada tasarımı deneyime dayanan kaba ölçütlere göre yapılan rijit çelik bağ uygulamalarının önemli bir kısmının daha ekonomik ve/veya daha etkin diğer tahkimat türleri ile yapılabileceğini göstermiştir.

Gerek iş güvenliği, gerekse de ekonomik açıdan yukarıda sunulan veri ve düşüncelerin ışığında, ZEDEM'in kuruluş aşamasında ele alacağı Uygulamalı Kaya Mekaniği Alt Projesi'nin amaçları şu şekilde belirlenmiştir:

- Havzadaki mevcut tahkimat uygulamalarının daha gerçekçi ve bilimsel yaklaşımlarla yapılarak, daha güvenli, ekonomik ve etkin hale getirilmesi.
- Havzanın koşullarına uygun diğer tahkimat sistemlerinin uygulanabilirliğinin güvenlik, ekonomiklik ve verimlilik yönlerinden araştırılarak, modern tasarım yöntemlerinin uygulanması.

3.2.2 Araştırmanın Genel Özellikleri

Modern tahkimat felsefesinin en önemli prensibine göre; arazi kontrolünde kullanılan tahkimatın temel işlevi, çevre kayanın ölü ağırlığını taşımak ya da tabana iletmek yerine, çevre kayanın kendi kendini taşımasına yardım etmek olmalıdır. Bu durumda, uygulanmaları sırasında çevre kayaya yük uygulayarak mevcut zayıflık yüzeylerine etkiyen sürtünme kuvvetlerini artıran ve açıklık yüzeyindeki kayayı çok eksenli basınç durumuna getirip dayanımını yükselterek, açıklığı çevreleyen ortamın kendi kendini taşıma kapasitesini iyileştiren etken (aktif) tahkimatlar (örneğin; ayaklarda hidrolik tek direkler, galerilerde gerdirmeli kaya saplamaları) etkin bir tabaka kontrolü sağlayabilmektedir. Ayrıca, birçok Avrupa ülkesinde yaygın olarak kullanılan esneyen çelik bağlar (örneğin; T-H geçme profilleri), özellikle taban yollarında başarılı sonuçlar vermektedir. Görüldüğü gibi, uzun yıllardır tartışması yapılan alternatif tahkimat sistemlerinin havzanın geleceğinde önemli rol oynamaları kaçınılmazdır.

Gerek mevcut tahkimat uygulamalarının iyileştirilmesinde, gerekse de diğer tahkimat sistemlerinin uygulanabilirliğinin araştırılmasında başlıca iki gereksinim ortaya çıkmaktadır:

- Az çok statik koşulların hakim olduğu taşta sürülen galeri, desandri ve kuyularda tahkimat tasarımı için yaygın olarak kullanılan modern analitik (örneğin; çevre kaya - tahkimat etkileşimi analizi), sayısal (örneğin; sınır elemanları gerilme ve duraylık analizi) ve görgül (örneğin; kaya kütlesi sınıflandırma sistemleri) yöntemlerin

temel başarısı, açıklığı çevreleyen kaya kütlesinin jeomekanik açıdan sağlıklı bir şekilde tanımlanmasına bağlıdır. Bu yüzden, çevre kayanın malzeme ve kütlesel özelliklerinin iyi bilinmesi gerekir.

- Dinamik üretim koşullarının etkisi altında olan ayaklardaki ve taban yollarındaki tahkimatların (örneğin; ayaklarda hidrolik tek direklerin ve taban yollarında esneyen çelik bağların) tasarımında kullanılan en başarılı yaklaşımlar genelde görgül (ampirik) yöntemler olup, belirli ülkelerde ve belirli kömür havzalarında yapılan ölçüm ve gözlemlerin istatistiksel değerlendirilmesi sonucunda geliştirilmişlerdir. Bu tür tahkimatların boyutlandırılmasında kullanılan bağıntılardaki görgül katsayılar, söz konusu havzaların jeolojik ve madencilik koşullarını yansıttığı için bu yöntemlerin doğrudan doğruya Zonguldak Havzası'na uygulanması mümkün değildir. Bu nedenle, Zonguldak Havzası'ndaki tabaka davranışlarının karakteristiklerinin (örneğin; ayak içi ve taban yolu tahkimat yükleri ile konverjansların), havzanın jeolojik ve madencilik koşullarını da yansıtacak şekilde, belirlenmesi gereklidir.

Her ne kadar bu gereksinimler doğrultusunda ODTÜ ve HÜZMF Maden Mühendisliği Bölümlerince ortaklaşa bazı araştırmalar (Paşamehmetoğlu ve ark., 1989a ve 1989b) yapılmışsa da, bu çalışmalar bazı işletmeler ile sınırlı kalmıştır. Sonuç olarak, genel özellikleri açısından Uygulamalı Kaya Mekaniği Alt Projesi, farklı işlevlerdeki ocak açıklıklarında halen uygulanan ya da ileride kullanılacak olan çeşitli tahkimat sistemlerinin modern tahkimat tasarımı yöntemlerine göre çok yönlü bir sentezini içerecek bir çalışma olarak planlanmıştır.

3.2.3 Alt Projenin Genel Planı ve İzlenecek Yöntem

Bu alt projede izlenecek yaklaşım çok yönlü ve geniş kapsamlı olarak planlanmıştır. Çalışmada öncelikle, havzada yakın gelecekte yapılacak üretimlerin yoğunlaşacağı bölgeler hedeflenmiştir.

İlk aşamada, üretim ve hazırlık çalışmalarının sürdürüldüğü ve yapılacağı kaya birimlerinin malzeme ve kütlesel özellikleri jeomekanik açıdan belirlenmeye çalışılacaktır. Bu çalışmaların kaya malzemesinin petroğrafik, fiziksel ve mekanik özelliklerinin belirlenmesi için yapılacak olan kısmı, çeşitli deney ve ölçüm aletlerinin NATO kaynaklarıyla satın alındığı HÜZMF Kaya Mekaniği Laboratuvarı'nda gerçekleştirilecektir. Bu arada, kaya birimlerinin kütlesel özellikleri ise temelde kaya kütlesi sınıflandırma sistemlerinin (örneğin; Jeomekanik Sınıflandırma Sistemi, Q-Sistemi, vb.) uygulanmasına dayanan arazi çalışmaları şeklinde yapılacaktır. Ayrıca, uygulanmasında tabaka davranışı karakteristiklerinin belirlenmesi gereken tahkimat sistemlerinin tasarımına yönelik yerinde ölçüm ve gözlemler de arazi çalışmalarının diğer yönünü oluşturacaktır. Bu ölçümlerde kullanılacak olan aletler, genelde pratik ve ucuz olacaktır.

Daha sonra, laboratuvar ve arazi çalışmalarından elde edilen ve sistematik olarak birikmeye başlayan veriler, mevcut tahkimat uygulamalarının iyileştirilmesine ve alternatif tahkimat sistemlerinin uygulamasına yönelik ön tasarım çalışmaları amacıyla değerlendirilecektir. Modern tasarım yöntemleri yardımıyla belirlenecek olan en uygun tahkimat türleri ve/veya parametreleri, daha sonraki bir aşamada yapılacak olan pilot uygulamalar yardımıyla güvenlik, ekonomiklik ve duraylılık açılarından sınanacaktır. Arazi ölçüm ve gözlemlerinin ön plana çıkacağı bu son aşamada, tahkimat sistem ve uygulamalarının performansı değerlendirilecek ve gerektiğinde değişiklikler yapılarak alt proje sonuçlandırılacaktır.

Bu alt projenin gerçekleştirilmesi sırasında oluşturulması planlanan veri bankası, havzadaki madencilik çalışmalarına yönelik diğer araştırmalar (örneğin; kayaçların delinebilirliği, kesilebilirliği, vb.) için de kullanılabilecektir.

4. SONUÇ

ZEDEM projesinin başlıca ürünü, üniversite ve endüstrinin potansiyellerini yerel endüstrilerin sorunlarının çözümü için bir araya getiren ve yönlendiren bir Endüstri Destekleme Merkezinin gerçekleştirilmesi olacaktır. Ayrıca, alt projelerin sonuçları kömür madenciliği çalışmalarının güvenliğini ve ekonomikliğini önemli ölçüde iyileştirebilecek ve modern tasarım uygulamaları için veri ve deneyim birikimi sağlayacaktır. ZEDEM, oluşturulması ve işleyiş düzeni ile, ülkemizde madencilik alanında üniversite-endüstri işbirliğinin somutlaştığı ilk kuruluşlardan biri olacaktır. Bu merkezin faaliyet alanlarının ileriki yıllarda diğer yerel endüstri kuruluşlarını da kapsayacak şekilde geliştirilmesi, hem bu merkezin kalıcı bir statüye dönüştürülmesi ve hem de yörede kurulması planlanan teknopark şeklinde yeniden düzenlenmesine yardımcı olacaktır.

TEŞEKKÜR

Yazarlar, bu bildirinin konusunu oluşturan ZEDEM Projesinin hazırlanması ve onaylanarak yürürlüğe girmesindeki destek ve yardımlarından dolayı, NATO İstikrar için Bilim Programı Direktörlüğü (NATO's Science for Stability Programme Directorate), programın Türkiye Ulusal Koordinatörü Prof.Dr. M.Ergin, HÜZMF Dekanlığı ve TTK Genel Müdürlüğüne teşekkürü borç bilirler. Bu bildiride sunulan görüşler tümüyle yazarlara aittir.

KAYNAKLAR

1. **ALBAYRAK, S.**, 1989; "Zonguldak Kömür Havzasında Sürtünmeli Kaya Saplaması Uygulanabilirliğinin Araştırılması", HÜZMF Maden Müh.Böl. Yüksek Müh.Tezi, 100 s.
2. **BUZKAN, S. ve BUZKAN, İ.**, 1989; "Zonguldak Taşkömür Havzası İş Kazalarındaki Ölüm Oranlarını Etkileyen Faktörler", Türkiye 7.Kömür Kong. Bildiriler Kitabı, TMMOB MMO Zonguldak Şb., s.347-362.

3. **ÇOLAK, K.**, 1988; "TTK Kozlu Müessesesi Kömür Çevre Kayaçlarının Mühendislik Özelliklerinin Etüdü", HÜZMF Maden Müh. Böl. Yüksek Müh. Tezi, 111 s.
4. **DİDARİ, V.**, 1986; "Yeraltı Ocaklarında Kömürün Kendiliğinden Yanması ve Risk İndeksleri", Madencilik, TMMOB MMO Yayın Organı, Ankara, Cilt 25, Sayı 4, s. 29-34.
5. **DİDARİ, V.**, 1988; "Developing a Spontaneous Combustion Risk Index for Turkish Coal Mines, Preliminary Studies", J.Mines,Metals & Fuels, May, pp. 211-215.
6. **KARAÇAM, E.**, 1988; "Zonguldak Havzası Kömürlerinin Kendiliğinden Yanmaya Yatkınlıklarının Belirlenmesi", HÜZMF Maden Müh. Böl. Yüksek Müh. Tezi, 47 s.
7. **Maden Mühendisleri Odası Zonguldak Şubesi**, 1990; "Havzamızdaki İş Kazalarına İlişkin Görüşlerimiz", Yayınlanmamış Rapor, 18 s.
8. **PAŞAMEHMETOĞLU, A.G. ve Ark.**, 1989a;"Gelik İşletmesi Kömür ve Kayalarının Kaya Mekaniği ve Dizayn Parametrelerinin Çıkartılmasının Araştırılması", TTK Genel Md. için Hazırlanan Nihai Rapor, ODTÜ ve HÜZMF Maden Müh. Bölümleri.
9. **PAŞAMEHMETOĞLU, A.G. ve Ark.**, 1989b;"Kandilli İşletmesi Kömür ve Kayalarının Kaya Mekaniği ve Dizayn Parametrelerinin Çıkartılmasının Araştırılması", TTK Genel Md. için Hazırlanan Nihai Rapor, ODTÜ ve HÜZMF Maden Müh. Bölümleri.
10. **PAŞAMEHMETOĞLU, A.G. ve Ark.**, 1990; "Asma Kömür İşletmesi Kömür ve Kayalarının Kaya Mekaniği ve Dizayn Parametrelerinin Çıkartılmasının Araştırılması", TTK Genel Md. için Hazırlanan Nihai Rapor, ODTÜ Maden Müh.Böl.
11. **TTK**, 1986; "İstatistik Yıllığı", TTK Genel Md., Zonguldak.
12. **TTK**, 1988; "İstatistik Yıllığı", TTK Genel Md., Zonguldak.
13. **YILMAZ, A.O.**, 1990; "TTK Armutçuk Müessesesinde Kendiliğinden Yanma Olayının Araştırılması", HÜZMF Maden Müh. Böl. Yüksek Müh. Tezi, 99 s.

MADENCİLİĞİN EKONOMİDEKİ YERİ

MINING SECTOR IN TURKISH ECONOMY

Yakup KEPENEK *

ÖZET

Çalışma Türkiye madenciliğinin ekonomik yönlerini ele alıyor. Madencilikle ilgili ekonomi politikalarının kısa bir özetinden sonra, sektörün üretim, istihdam ve yatırımlar yönünden durumu inceleniyor. Plan hedeflerine ulaşılmadığı sonucuna varılıyor. Ek olarak, üretim yapısı, işyeri başına çalışanlar, çalışan başına ödemeler ve satışlar yönünden, kamu ve özel kesimler için, inceleniyor.

ABSTRACT

This paper outlines primary economical aspects of the mining sector within the Turkish economy. After a brief survey of mining policies during the recent years; the developments in production, employment and investments are worked out. It is deduced that the plan targets were not achieved and developments were not sufficient. In addition the production structure in terms of number of employees per unit and payments and sales per workers are analysed in sectoral basis for both public and private enterprises.

* Prof. Dr. ODTÜ Ekonomi Bölümü, Ankara

1. Giriş

Madencilik sektörünün Türkiye ekonomisindeki yerini irdelemeyi amaçlayan bu çalışmada, öncelikle sektörün genel olarak üretim yapısındaki konumu tarihsel gelişimi çerçevesinde ele alınacak, daha sonra da üretim yapısının kendi içinde incelenmesi yoluna gidilecektir. Sonu bölümde ise sektörün geleceğine yönelik ekonomi politikaları ele alınacaktır.

Madencilik sektörünün Türkiye ekonomisi içindeki yerini ele almayı amaçlarken belirtilmesi gereken nokta, Türkiye'nin varolan ya da bilinen madencilikteki gizilgücünün (potansiyelinin) dünyadaki yeridir. Türkiye maden kaynakları yönünden uluslararası sıralamada ortalarda yer alır; bir madencilik yoksulu sayılamayacağı gibi, bu alanda önde gelen ülkelerden biri de değildir. Kuşkusuz bu genel yargı çok da anlamlı sayılmaz. Örneğin dünya krom üretiminde çok önemli bir yere sahip olmasına karşın, ham petrolden altına dek pek çok madenin üretiminde de ya çok sınırlı kaynaklara sahiptir ya da bu kaynaklardan hemen tümüyle yoksundur. Bununla birlikte çalışmada konunun uluslararası boyutları üzerinde durulmayacaktır.

Kapsam açısından belirtilmesi gerekli ikinci nokta ülkenin maden kaynaklarının rezerv durumudur. Çalışma niteliği gereği, maden rezervlerinin olası miktarını içermemektedir. Bu konunun ekonomik boyutları bulunmakla birlikte, sorun özünde teknik sayılmalı ve o çerçevede irdelenmelidir. Benzer biçimde madencilik sektörünün yönetimsel sorunları da çalışmanın kapsamı dışındadır.

Madencilik sektörüne yönelik ekonomi politikaları, sektörün gelişiminde de belirleyici bir özellik taşır. Bu nedenle, öncelikle sektöre yönelik ekonomi politikaları ele alınacak, bunu sayısal çözümlemeler izleyecektir.

2. Madencilik Politikaları

Madencilikle ilgili ekonomi politikaları, genel ekonomi politikalarının bir alt bölümü özelliği taşıyor; bu nedenle de esas olarak 1980 öncesi ve sonrası ayrımında ele alınmaları gerekiyor. Bilindiği gibi 1980 öncesi Türkiye genellikle dışalım yerine yerli üretim yaklaşımını benimserken, 1980 sonrasında dışsatıma dayalı büyüme politikası uygulanıyor.

Türkiye'nin 1960'lı yıllarda uyguladığı planlı gelişme politikası, doğal kaynaklardan yararlanmaya öncelik vermekteydi. Madencilik sektörünün üretiminin artırılmasında genel olarak iki amaç güdülüyordu. Bunlarda birincisi, maden kaynaklarından en üst düzeyde yararlanarak yerli talebin karşılanması; ikincisi de olanak ölçüsünde işlenmiş madenlerin dışsatımını sağlamak ve ekonominin dış kaynak gereksinmelerine katkıda bulunmak. Gerçekte bu amaçlardan birincisi, temel amaç sayılan sanayileşmenin girdi gereksinimlerini yerli karşılamayı; ikincisi de yine sanayileşmenin dış finansmanına yardımcı olmayı içermekteydi. Denilebilir ki 1980'li yıllara dek uygulanmaya çalışılan beş yıllık kalkınma planlarının tümü, esas olarak bu amaçların gerçekleşmesine yönelik düzenlemeleri içeriyordu.

Planlı dönemin madencilikle ilgili politikalarının sonuçlarına daha sonra değinilecektir. Ancak burada bir parantez açarak, bu politikalar çerçevesinde o yıllarda yoğun tartışma konusu olan "mülkiyet" konusuna değinilmelidir.

Gerçekte mülkiyet tartışması kaynağını 1961 Anayasası'ndan alıyordu. Buna göre (m. 130), doğal varlık ve kaynaklar "Devletin hüküm ve tasarrufuu altındadır. Bunları aranması ve işletilmesi hakkı Devlete aittir. Arama ve işletmenin kamu (artı) özel ya da doğrudan özel girişimler eliyle yapılması yasanın "açık iznine " bağlıdır. Bu düzenlemeye karşın, 1978'e dek bu konuda yasal bir düzenlemeye gidilmemişti. Dönem boyunca, daha önce olduğu gibi arama işlerini büyük ölçüde MTA yürütüyor, demir, krom, linyit, bor mineralleri ve petrol alanında kamu ve özel girişimler faaliyette bulunuyordu. Enerji bunalımının da yoğunlaştığı bir sırada 1978'de çıkarılan bir yasa ile özellikle linyit ve demir üretiminde çok sayıda, üretim sahası kamulaştırıldı. Ancak, o yıllarda yaşanan genel ekonomik bunalımın da etkisiyle, gerekli teknik ve finansman yönünden ön hazırlıklar yapılmadığından önemli oranda üretim düşüşleri görüldü. Daha sonra da bu işletmelerin bir bölümünün eski sahiplerine geri verilmesi yoluna gidildi.

Mülkiyet tartışmaları çerçevesinde bir noktanın altı çizilmelidir; madencilik alanında önemli olan etkin ve verimli bir üretim sürecinin gerçekleştirilmesidir ve bu amaca ulaşılması için mülkiyet türü belirleyici değildir.

Madencilik politikaları konusunda 1980 sonrasında köklü değişiklikler olduğu söylenebilir. Bu kapsamda özellikle 1990 -1994 dönemini kapsayan VI. Beş Yıllık Kalkınma Planı çok açıktır. VI. Plan, "mümkün olduğu ölçüde kamu kesimi üretime dönük yatırımlara girmeyecek, özel kesimin bu görevi üstlenmesi özendirilecektir" diyor (s. 56)[1] . Bu nokta bir yana VI. Plan ve 1980'li yıllarda geçerli olan V. Plan madencilik üretiminin önceki plan dönemlerinde olduğu gibi yerli hammadde ve dış kaynak sağlama gibi iki temel işlevini vurgulamayı sürdürüyorlar; yani 1980 sonrasında bu anlamda bir politika değişikliğinden söz edilemez.

Bununla birlikte , VI. Plan'ın iki ek politika önerisi getirdiği ve bu bakımdan olumlu bulunması gerektiği vurgulanmalıdır.

Önerilerden birincisi, ülkemizde gerçekten bir sorun olan bu sektördeki iş kazalarıyla ilgilidir.Plan, sektörde iş güvenliğinin sağlanmasını "esas" almakta ve işgüvenliği projelerinin destekleneceğini belirtmektedir. İkinci öneri, çevre korumasına ilişkindir. VI. Plan, bir yönden, nüfusun yoğun olduğu bölgelerde hava kirliliğini azaltmak üzere yerli linyitlerin bu amaçla işlenmesi ya da yakılması konusunda "araştırmaların" sürdürülmesini öngörüyor. Çok daha olumlu bir yaklaşım ise "madencilik faaliyetleri sonucu bozulan çevrenin tekrar kullanılabilir bir hale getirilmesi

---

[1] Madenlerin mülkiyeti konusunda 1982 Anayasası'nda (m. 168), 1961 Anayasası'na benzer hükümler içeriyor. Bir farkla ki, devletin "arama ve işletme hakkını" belli bir süre için "gerçek ve tüzel kişilere" devredebileceğini ayrıca belirtiyor. Bu süreç için de "kanunun açık hükmünü" öngörüyor. Anayasa'nın bu hükmünün ne ölçüde uygulandığı ayrı bir yasal inceleme konusudur; ancak belirtilmelidir ki öbür konularda yaşanmakta olan yasal kargaşa, bu alanda da geçerlidir.

için gerekli idari ve yasal düzenlemeler yapılacaktır" biçimindeki düzenlemedir. Ülkemizde, çevre korunmasıyla ilgili düzenlemelerin yetersizliği dikkate alınırsa, bu öneriyi çok olumlu bir ilk adım biçiminde algılamak gerekir.

Madencilik politikaları konusunda Kalkınma Planları'nın kısaca özetlenen bu yaklaşımlarından çıkarılabilecek sonuç oldukça açıktır: Türkiye'nin tutarlı, sağlıklı ve uzun dönemli bir madencilik politikasına gereksinimi vardır. Bu noktaya daha sonra değinilecektir.

3. Madencilik Sektörünün Ekonomideki Yeri

3.1. Genel Olarak

Madencilik sektörünün Türkiye ekonomisindeki yeri ekonominin genel değişkenleri çerçevesinde incelenecektir. Bilindiği gibi bu değişkenler, üretim, işbulma, yatırımlar ve dış ekonomik ilişkiler olmak üzere dört ana bölüm olarak ayrılabilir. Bunlara ek olarak, sektörde kamu kesiminin ağırlığına ayrıca değinilmelidir.

En genel anlamda ulusal üretim, ya da eski deyimiyle gayri safi milli hasıla içinde madencilik sektörünün payı, yıllara göre değişmekle birlikte %1,5-2,5 dolayında kalmaktadır. Gerçekte, ulusal gelir kavram olarak üretime net katkı, daha doğrusu katma değer olduğundan, sektörün payı buna bağlı olarak farklılaşmaktadır. Bir başka anlatımla sektörün ulusal gelir içindeki payı, fiyatlama sürecine çok büyük ölçüde bağlıdır. Değişik nedenlerle, madencilik ürünlerinin göreli fiyatının yüksek olduğu yıllarda bu pay daha yüksek görünecek, öbür yıllarda da daha düşük olacaktır. Ulusal gelir çerçevesinde, üretim miktarına dayalı bir karşılaştırma olanağı ise esasen yoktur. Toplam sivil işgücü içinde ise madencilik sektöründe çalışanların oranı yüzde bir dolayındadır. Madencilik sektörü çalışanlarının toplamı, günümüzde, 180 bin dolayında bulunuyor. Buarada madencilik sektöründe çalışanların toplam sayısının son on yıl boyunca önemi bir değişiklik göstermediğini ve 200 bin dolayında kararlı kaldığını belirtelim.[1]

Sektörün işgücünün niteliksel durumu, gelişme düzeyi konusunda ip uçları verecek özellikler taşıyor. En son (1985) verilerine göre, sektör çalışanları toplamının yalnızca % 2.7'si yüksekokul ve üniversite mezunudur.Liseyi bitirenlerin oranı %7.6, ortaokulu bitirenlerin oranı da %6.2 dolayındadır ve bu oranlar "dengi meslek okullarını" bitirenleri de kapsıyor. Toplam çalışanların %72.4'ü ilkokulu bitirenlerden, %6.6'sı da okuma yazma bilmeyenlerden oluşuyor; kalan %4.5'i de diplomasız okur yazar çalışanlardır. Oysa Türkiye'nin **toplam** işgücü içinde lise ve yüksek okul bitirenlerin oranı ortalama olarak sırasıyla %7.8 ve %3.8 düzeyindedir. Bu durumda madencilik sektöründe çalışan lise ve yüksek okul mezunları oranının ülke ortalamasının altında bulunduğu sonucuna varılabilir. Maden Mühendisleri Odası'nın

[1] Burada verilen ulusal gelir, işgücü ve biraz sonra değinilecek olan yatırım verileri, DPT kaynaklıdır. İstatistik Enstitüsü'nün yayınladığı "maden istatistikleri" yayınlarında, toplam çalışanların sayısı, örneğin 1988'de 110 bin dolayındadır. Farklılık, madencilik sektörünün tanımından kaynaklanıyor. Gerçekten, planlı dönemin başlarında petrol taşımacılığı ve petrol ürünlerinin işlenmesi de bu sektörün içinde sayılıyordu.

sağladığı veriler, Mart 1991 sonunda toplam mühendis sayısının 4 320 dolayında bulunduğunu, bunların 2 000'inin kamu kesiminde 1 100'ünün serbest çalışmakta olduğunu gösteriyor. Meslek dışı çalışanlar, emekli olanlar ve işsizlerin sayısı da 1 100 olarak görülüyor. Toplam mühendislerin % 20 dolayında bir bölümünün işsiz olduğu sonucuna varılıyor.

Mühendislerin beşte biri gibi bir bölümünün işsiz olmalarına karşın, üniversitelerde yeni maden mühendisliği bölümleri açılması, bölümlere alınan öğrenci sayılarının artırılması ve eğitimin niteliğinin düşmesi bu konudaki insangücü gelişmelerinin yetersiz ve düzensiz olduğunun somut göstergeleridir.

Madencilik sektöründe işgücünün niteliksel eksikliğinin önemli bir boyutu da teknik personel yetersizliğidir. DPT 1980'li yıllara dek, kalkınma planlarında bu konudaki yetersizlikleri ya da eksikleri sayısal olarak belirtmekteydi; daha sonraki yıllarda bu uygulama kaldırıldı. Bu konudaki en son (IV. Beş Yıllık Kalkınma Planı, 1979-1983, s.254) verilere göre, bu sektörün 1978'de 1.100 mühendis ve teknisyen açığı vardı ve bu miktar 1983'de üç bin dolayına yükselecekti. Bu veriler de madencilik sektörünün işgücü niteliği açısından önemli eksiklikleri bulunduğunun bir başka göstergesidir.

Özetle, madencilik sektöründe işgücünün niteliğinin etkin ve verimli bir üretim için yeterli olmadığı sonucuna varılabilir.

Toplam yatırımların madencilik sektörüne ayrılan bölümü 1960'ların başından bu yana ortalama %4 dolayındadır. Ancak, plan dönemlerine göre ele alındığında ve programlanan/gerçekleşen yatırımlar biçiminde incelendiğinde, önemli sayılabilecek farklılıklar görülüyor (Çizelge 1).

Gerçekten de I.Plan döneminde toplam yatırımların %5,4'ünün madenciliğe ayrılması öngörülmüş, gerçekleşme de bunun üzerinde olmuştur. Daha sonraki tüm plan dönemlerinde, amaçlanan yatırım oranlarına ulaşılamamış ve farklılıklar artmıştır. II. Plan (1967-1972) döneminde toplam yatırımların %3,7'sinin madencilik sektörüne yapılması öngörülmüş, gerçekleşme de %3,3'de kalmıştır. Sanayileşmeye özel bir önem verilmesi ve enerji bunalımı gibi gelişmelerin etkisiyle, III ve IV Planlarda madencilik yatırımlarının oranı artırılmak istenmiş ancak, özellikle III. Plan döneminde gerçekleşme oranı %3,7'de kalmış ve bu Plan döneminde hedef/gerçekleşme farkı %2 ile en yüksek düzeye ulaşmıştır. Günümüzde geçerli olan VI. Beş Yıllık Kalkınma Planı döneminde ise (1990-1994) madencilik için öngörülen yatırım payı, tüm plan dönemlerinin %3,4 ile en düşük düzeyidir.

Çizelge1. Madencilik Sektörü Yatırımlarının Toplam Yatırımlar İçindeki Payı
(Toplam sabit sermaye yatırımlarının %'si olarak)

Plan Dönemi		Planlanan	Gerçekleşen
I KP	1963-67	5,4	5,6
II KP	1967-72	3,7	3,3
III KP	1972-77	5,8	3,7
IV KP	1979-83	6,1	5,4
V KP	1984-89	6,1	3,9
VI KP	1990-94	3,4	---

Kaynak: DPT, Beş Yıllık Kalkınma Planları.

Yatırımlarda izlenen bu eğilimlerin en önemli nedenlerinden biri, 1980 sonrası dönemde, madencilik yatırımları içindeki kamu payının bir hükümet politikası olarak, azaltılmasıdır. Nitekim, 1984'de kamu kesiminin sabit sermaye yatırımları içinde madenciliğin payı % 9.8 dolayından 1988 % 3.1'e düşürülmüştür. Sonuçta 1984'de yaklaşık % 92 olan toplam madencilik yatırımları içindeki kamu payı, 1988'de % 76 dolayına inmiş bulunmaktadır (DPT, VI. Beş Yıllık Kalkınma Planı Öncesinde Gelişmeler, 1984-1988, s.158). Ancak bu azalmanın karşılığı olarak özel sermayenin aynı oranda madencilik sektöründe yatırım yapması da sağlanamamıştır.

Madencilik sektörünün toplam dışalım içindeki payı en son verilere göre % 20 dolayındadır. Toplam dışsatımın ise yalnızca % 3 dolayında bir bölümü madencilik ürünlerinden oluşmaktadır. Bu arada bir nokta vurgulanmalıdır; madencilik dışalımlarının % 80-85 gibi bir bölümünü ham petrol oluşturmaktadır. Eğer ham petrol dışta tutulursa, madencilik sektörü dışsatımı ile dışalımı arasında bir dengeden söz edilebilir. Sektörün toplam üretiminin yaklaşık % 10 dolayında bir bölümü dışsatıma konu olmaktadır.

3.2. Üretim Yapısı

Sektörün bir bütün olarak üretim yapısının incelenmesinde üç değişkenden yararlanılacaktır: işyeri başına çalışanlar, kişi başına ücretler ve yine kişi başına yıllık satışlar. Bu veriler kamu özel ayırımı çerçevesinde, Çizelge 2'de gösterilmektedir.

Türkiye ortalaması olarak işyeri başına çalışan sayısı 132 dolayındadır. Yıllara göre bu durumun önemli bir değişiklik göstermediği anlaşılıyor; örneğin 1973'de de ortalama çalışan sayısı 136 dolayındaydı. Buna karşılık, işyeri başına çalışan sayısı kamu/özel ayrımı yapıldığında çok büyük bir farklılaşma gösteriyor. Kamu kesimi işyerlerinde ortalama 368 kişi çalışırken, özel işyerlerinde bu sayı yaklaşık bunun onda birine, 38'e düşüyor. Bu arada, geçmiş yıllarla karşılaştırıldığında, özel kesimde işyeri başına çalışanlar ortalamasının hemen hiç değişmediği, buna karşılık, kamu kesiminde önemli sayılabilecek ölçüde azaltıldığını belirtelim. Bu durumda, üretim sürecine katkısı bulunmayan kamu kesimi çalışanlarının son yıllarda azaltıldığı daha doğrusu tümüyle ortadan kaldırıldığı varsayımı yapılırsa, kamu kesiminin işyeri büyüklüğünün özel kesimden çok daha yüksek olduğu sonucuna varılabilir. Bu olgu, kamu kesiminde üretimin özel kesime göre daha etkin yapıldığı, ya da daha ileri üretim teknolojisi kullanıldığı gibi bir sonuç vermektedir. Kişi başına toplam ödemeler (üretimde + diğer işlerde çalışanlara yapılan ödemeler + sosyal yardımlar) kamu kesiminde özel kesimden çok daha yüksektir. Çalışan başına özel kesim ödemeleri, 1988'de kamu kesimi ödemelerinin %63'ü dolayında kalmaktadır. Bu arada belirtilmelidir ki, 1980 öncesinde bu farklılık çok daha yüksek boyutlardaydı, ancak izlenen ücret politikaları sonucu giderek azaltılmaktadır.

Çizelge 2. Madencilik Üretiminin Yapısı, 1988

	İşyeri Başına Çalışanlar	Çalışan Başına(1000 TL) Ödemeler	Yıllık Satışlar
Toplam Madencilik			
Toplam	132	4 927. 7	19 358.0
Kamu	386	5 353.4	18 094.9
Özel	38	3 354.5	25 301.5
Enerji Grubu			
Toplam	322	4 915.8	10 736.4
Kamu	1.336	5 315.1	9 748.4
Özel	61	2 658.4	16 321.4
Ham Petrol			
Toplam	18	18 324.5	352 231.3
Kamu	16	12 485.1	394 409.2
Özel	20	24 679.7	306 329.2
Metal Madenler			
Toplam	89	4 503.8	21 411.1
Kamu	236	5 385.6	24 601.8
Özel	44	3 074.6	16 239.2
Metalik Olmayan Madenler			
Toplam	36	4 4481.9	45 681.1
Kamu	80	5 155.5	57 371.2
Özel	18	3 318.3	25 488.3

Kaynak: DİE, ***Maden İstatistikleri 1988,*** *Ankara: Eylül 1990, s. 5 vd.*

Kişi başına yıllık satışlar, genel ortalama olarak, kamu kesiminde, özel kesimden daha düşüktür. Bu durum, esas olarak, kamu kesiminin ağırlıklı olduğu enerji kaynağı olan madenlerin durumundan kaynaklanıyor.Tüm öbür alt kesimlerde, kamu kesiminin çalışan başına satışları özel kesimin satışlarından daha fazladır.

Bu konuda alt sektörlerin durumuna ayırca değinmek gerekmiyor; ancak, ham petrol üretiminin kendine özgü bir konumda bulunduğuna dikkat çekilmelidir.Sektörün üretimi açısından üzerinde durulması gerekli bir nokta da, üretimde kamu ve özel paylarıdır. Çizelge 3'den de izlenebileceği gibi, madenciliğin önemli alt bölümlerinde kamu kesimi tekel konumundadır. Kimi maden türlerinde ise son on yılda kamu kesiminin payı artmış, bir kısmında da azalma göstermiştir.

Kamu kesiminin üretiminde tekel olduğu madenler, bor tuzları, taş kömürü, kükürt ve pirittir. Bunlara ek olarak, özellikle bakır ve demir'de kamu kesiminin göreli payı son yıllarda artmıştır. Özel kesim ise daha çok, "madensiler"de denilen metalik olmayan madenlerin üretiminde egemendir.

Çizelge 3. Madencilik Üretiminde Kamu ve Özel Sektör Payları 1977, 1988
(Ayıklanmış, yıkanmış ve konsantre edilmiş miktarlar, **bin ton**)

	1977		1988	
Maden Türü	**Toplam Üretim**	**Kamu Payı %**	**Toplam Üretim**	**Kamu Payı (%)**
Çinko	1.3	---	7.3	---
Demir	1 541.6	66.7	2 726.8	85.6
Manganez	2.9	---	1.8	---
Krom	267.6	26.9	461.5	34.3
Bor Min.	728.9	49.9	1 230.8	100.0
Taş Kömürü	4 405.4	100.0	3 255.6	100.0
Linyit	9 086.7	85.8	23 104.4	?
Bakır	146.8	98.8	167.7	?
Cıva	161.5	100.0	210.5	100.0
Kükürt	20.0	100.0	28.2	100.0
Manyezit	204.4	24.2	358.0	25.3
Pirit	38.3	100.0	176.9	100.0

Kaynak: **Türkiye İstatistik Yıllığı, 1985**, s.233 vd.; **1989**, s. 213 vd.

Notlar:

1. Ham petrol üretiminde kamunun payı yaklaşık % 50 dolayındadır.
2. Çinko üretiminde kamu kesimi 1980 sonrasında girmiştir ve "tuvönan" olarak %1 dolayında bir paya sahiptir.
3. Soru işareti (?) bulunan durumlarda verilen üretim miktarları kamuya aittir; özel kesim verileri, 219 sayılı Yasa gereğince, "iki ve daha az işyeri bulunması ve bu nedenle gizlilik" gerekçesiyle yayınlanmamaktadır.
4. Manganez, kurşun, amyant, lületaşı ve antimuan üretiminde özel kesim tekel durumundadır. Barit, zımpara ve kurşunlu çinko üretiminde, özel kesimin payı çok yüksektir; kamu kesiminin payı ise önemsenmeyecek kadar azdır.

4. Sonuç ve Değerlendirme

Genel bilgiler, dünya madencilik ve hammadde rezervlerinin binde üç gibi bir bölümünün ülkemizde bulunduğunu gesteriyor. Eğer taş kömürü ve petrol "dışta tutulursa" Türkiye'nin payı %2 dolayına yükseliyor. Buna karşılık Türkiye'nin kişi başına üretimi "dünya ortalamasının" üçte biri dolayında kalıyor. Daha açık bir deyimle Türkiye maden kaynaklarını yeterli ölçüde değerlendiremiyor.

Hiç kuşkusuz madencilik yatırımları yoğun sermaye isteyen, büyük ölçekli

yatırımlardır. Bu ve benzeri nedenlerle hemen tüm ülkelerde madencilik esas olarak kamu girişimciliği olarak gelişmiştir, denilebilir. Ülkemizde de, özellikle 1954 sonrasında ve daha da belirgin olarak 1980 sonrasında, bu sektöre "yabancı özel sermayeyi çekme" girişimlerinin başarılı olduğu söylenemez. Veriler, madencilik sektöründe yabancı sermaye payının %1,2 düzeyinde kaldığını gösteriyor (DPT, VI. Plan Öncesi Gelişmeler, s.159). Nitekim, 1980'li yılların sonlarında, sektörde faaliyet gösteren 17 yabancı sermayeli şirketin 7'si mermer, 3'ü metal madenler ve 4'ü de altın arama alanında çalışıyordu. Yabancı sermaye için en çekici olduğu belirtilen Çayeli bakır işletmesi için yatırıma geçilememiş, Beypazarı trona ve Siirt bakır için ise yabancı ortak bulunamamıştır.

Dünya bor tuzu ve lületaşı rezervlerinin yarısından çoğu ülkemizdedir; bu oran bakırda % 5, cıvada % 15 dolayına yükseliyor. Kromit, manyezit, mermer, barit, antimuan ve zımpara rezervlerinin büyük oduğu anlaşılıyor. Ancak yeterli üretim yapılmıyor.

Madencilik konusunda yapılması gereken, öncelikle, madenlerin aranması, işlenmesi ve değerlendirilmesini, uzun dönemli ve programlı bir biçimde yürütmek ve bu amaçla bir bütüncül düzenlemeye gitmektir.Mülkiyet tartışmalarının bir yana bırakılması etkin ve verimli üretiim ve değerlendirme süreçlerinin yaşama geçirilmesi gerekiyor. Bu tür bir bütüncül yaklaşım, hiç kuşkusuz, doğal varlıkların kullanımı kadar korunmasını ve özellikle çevre sağlığını da göz önünde tutmak durumundadır.

28.5.1968 tarihinde kurulan şirketin bugün MURGUL, SÜRMENE,SAMSUN ve KÜRE'de sahip olduğu işletme ve tesislerinde ;

Yılda Ortalama:

50.000	ton	Blister Bakır
380.000	ton	Sülfürik Asit
180.000	ton	Pirit Konsantresi

üretilmektedir.

ÇİNKUR

ÇİNKO-KURŞUN-METAL SANAYİİ A.Ş.

ÜLKEMİZİN

* Demir Dışı Madencilik ve Metalurji
Alanındaki En Büyük Kuruluşlarından
* Elektrolitik Külçe Çinko Üreten Tek Kuruluşu

ÜRÜNLERİMİZ

ÇK-1-0 (99,95 Min. Elektrolitik Katot Çinko)
ÇK-1-1 (99,95 Min. Elektrolitik Külçe Çinko)
ÇK-1-2 (99,99 Min. Elektrolitik Külçe Çinko)
ÇK-1-2 Platina
ÇK-1-3/Z-3 (Zamak-3 Alaşımı)
ÇK-1-3/Z-5 (Zamak-5 Alaşımı)
ÇK-1-4 (Pil Çinkosu 08 Pb)
ÇK-1-4 (Pil Çinkosu 04 Pb)
ÇK-1-6 (Çinko Tozu)
ÇK-2-1 (Kadmiyum Çubuk)
ÇK-2-1 (Kadmiyum Platina)

Merkez ve Fabrika:

Kayseri Adana Karayolu 22. Km. - KAYSERİ
Haberleşme Adresi: P.K. 184 KAYSERİ
Telefon : 13 84 60 (3 hat)
Telex : 49517 çıku tr
Telefax : 13 31 80

Ankara İrtibat Bürosu:
Adres : Konur Sok. 71/3 Yenişehir/ANKARA
Telefon : 117 20 68 - 117 26 32 - 117 31 93
Telex : 42507 kur tr
Telefax : 117 26 32

Kömür bütün Türkiye'yi ihya edecek bir servettir.
K. Atatürk

T.T.K.

TÜRKİYE'DE METALURJİK ÖZELLİKTE TAŞKÖMÜRÜ ÜRETEN TEK KURULUŞ TÜRKİYE TAŞKÖMÜRÜ KURUMU

YARATTIĞI İŞ HACMİ VE İSTİHDAM OLANAKLARI BAKIMINDAN ÜLKEMİZİN EN BÜYÜK KURULUŞLARINDANDIR

Adres : TTK GENEL MÜDÜRLÜĞÜ-ZONGULDAK/TÜRKİYE
Telefon : (9—381) 13521 (5 Hat)
Telex : 48536 TTKZ TR
Fax : (9—381) 11 900

TÜRKİYE TAŞKÖMÜRÜ KURUMU ANKARA İRTİBAT BÜROSU

Adres : GENÇLİK CAD. DÖNGEL SOK. NO: 119
ANITTEPE/MALTEPE
Telefon : (9—4) 231 93 82
Fax : (9—4) 231 93 82

DEĞİŞİK KARAKTERDEKİ KÖMÜRLERİN ÜRETİLDİĞİ MÜESSESELER

ARMUTÇUK TAŞKÖMÜRÜ İŞLETME MÜESSESESİ (ARMUTÇUK LAVUARI)

KRİBLE
18—50
10—18
0—10
ŞLAM

KOZLU VE ÜZÜLMEZ TAŞKÖMÜRÜ İŞLETME MÜESSESESİ (ZONGULDAK LAVUARI)

KRİBLE
18—50
10—18
0—10
6—10
MİKST
ŞLAM

KARADON TAŞKÖMÜRÜ İŞLETME MÜESSESESİ (ÇATALAĞZI LAVUARI)

KRİBLE
18—50
10—18
0—10
MİKST
ŞLAM

AMASRA TAŞKÖMÜRÜ İŞLETME MÜESSESESİ (AMASRA LAVUARI)

KRİBLE
18—50
10—18
0—10
TUVÖNAN

Cominco Madencilik
Sanayi Anonim Şirketi

A Subsidiary of Cominco Resources Int. Ltd.

Farabi Sokak 3/3 Çankaya 06680 Ankara
Tel: 4. 168 48 41,42 Fax: 4. 168 48 43

BİNALARIN ISITILMASINDA ÇAĞDAŞ BİR ÇÖZÜM

unitherm MERMER RADYATÖR

UNITHERM ISI ÜRETİM SANAYİ ANONİM ŞİRKETİ'nin Türkiye'de ürettiği "Mermer Isıtma Plakaları" binaların ısıtılmasında kullanılan yeni bir üründür.

Mermer ısıtma plakalarının duvara monte edilip ısıtmada kullanılanı "UNITHERM MERMER RADYATÖR", Mutfak, banyo gibi alanların tabanlarının ısıtılmasında kullanılanı ise "UNITHERM TABAN ISITICI" ismiyle sunulmuştur.

Türkiye'nin en güzel mermerlerinden üretilen, "Unitherm Mermer Radyatörler"i, mesken, bina ve işyerlerinin hertürlü iklim şartlarında ısıtılması için başarıyla kullanılmakta olup, salonunuza, mutfağınıza, büronuza uygun renk ve çeşidi muhakkak bulabilirsiniz.

"Unitherm Mermer Radyatörler"in, 40 x 56 x 3 cm. ebadından 50 x 135 x 4 cm. ebadına kadar muhtelif çeşitleri vardır.

"Unitherm Mermer radyatörleri" çağdaş bir ürün olup, Türk - Alman müteşebbislerin ortaklığıyla kurulmuş olan "Unitherm Isı Üretim Sanayi Anonim Şirketi" tarafından, Türkiye'de, Türk - Alman işbirliği ve teknolojisiyle yurt içi ve yurt dışı için üretilmektedir.

"Unitherm Taban Isıtıcıları" ise banyo ve mutfakların tabanına, giriş holüne kısaca evinizin, işyerinizin, karomozayik, seramik, mermer veya granitle kaplı tüm tabanlarına döşenir ve taban ılıklığını sağlar. Tabanı ısıtmak üzere saatlik, günlük, aylık programlar yapılabilir. "Taban Isıtıcı"ları taban kaloriferi olarak da kullanılabilir. Ancak insan, ısısı havadan daha yüksek bir taban üzerinde durmaya alışık olmadığından bu durumda bacaklarda ısı artışı, kan dolaşımında zorluklar ortaya çıkabilir. Bu sebeple kalorifer olarak kullanılmasını tavsiye etmiyoruz. Unitherm Mermer Radyatörler veya başkaca ısıtma sistemiyle oda havası ısıtılır ve oda havasından 3° - 4°C daha düşük sıcaklığa "Unitherm Taban Isıtıcı"ları ayarlanarak taban ısıtılır. Böylece taban kaloriferi kullanmanın yaratacağı sağlık sorunlarıyla birlikte böbreklerin, ayakların üşütülmesi de kalkar ve insanın huzur duyacağı bir ortam oluşur.

Elektrikle çalışan, Unitherm A.Ş.'nin ürünleri, termostatlı oluşları ve mermerlerin ısı depolama özellikleri dolayısıyla ekonomiktirler ve ışınsal sistemle ısıttıklarından insana huzur ve mutluluk veren bir sıcaklıkları vardır. Çevre kirliliğine ise kesin çözüm getirirler.

Gerek yapacağınız ve gerekse oturduğunuz mesken ve işyerinizin hem ısınmasını hem de konfor ve güzelliğini arttırmak ve tablo güzelliğinde ısıtıcılara sahip olmak istiyorsanız, çözüm UNITHERM...

unitherm

ISI ÜRETİM SANAYİ A.Ş.

Merkez : Çobanyıldızı Sokak, 7/3 Çankaya, 06680 - ANKARA
Tel : 126 67 50 - 128 23 22 Fax : 167 19 08 Telex : 46328 bngt - tr
Fabrika : İstanbul Yolu, Susuz - ANKARA Tel : 243 34 51 Fax : 243 05 45

MADENCİLİK, HAFRİYAT VE İNŞAATTA GÜÇLÜ KURULUŞLAR

mil-ten
ŞİRKETLER TOPLULUĞU

SEDA MADENCİLİK ve TİC. LTD. ŞTİ.

Selin
AKARYAKIT TİCARETİ LTD. ŞTİ.

BİR İNŞAAT ve TİC. LTD. ŞTİ.

SERTEN
MADENCİLİK TİC. LTD. ŞTİ.

İştiraklerimiz:

YENİKÖY
MADEN İŞLETMECİLİĞİ TİC. LTD. ŞTİ.

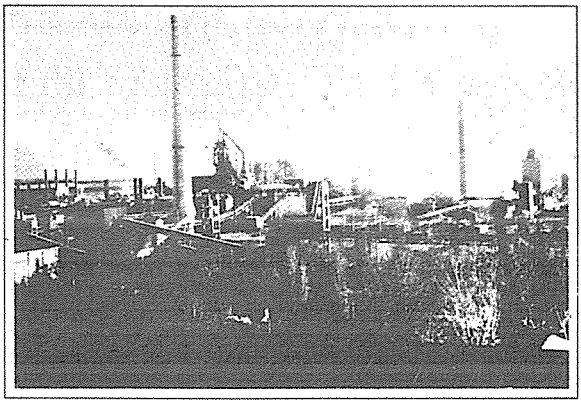
DENİZ
KÖMÜR İŞLETMESİ TİC. LTD. ŞTİ.

Ferahevler Yeniyol Sok. No. 18
MİL - TEN Binası Tarabya - İST.
Tel: 123 05 02 - 7 Hat
Telex : 26 745 Okte Tr.
Fax : 162 50 52

İrtibat Bürosu:
Mazhar Öktel Sok. No. 13/1
Şişli - İstanbul
Tel: 146 33 22
131 12 99

EREĞLİ DEMİR VE ÇELİK

DEMİR VE ÇELİK FABRİKALARI T.A.Ş.



MAMULLERİMİZ

- ☐ TENEKE
- ☐ SOĞUK SAÇ VE RULO
- ☐ SICAK ÇEKİLMİŞ SAÇ VE RULO
- ☐ BORU BANDI
- ☐ LEVHA

YAN ÜRÜNLERİMİZ

- ☐ M. BENZOL
- ☐ SAF BENZOL
- ☐ KSİLOL
- ☐ TOLUOL
- ☐ HAM NAFTALİN
- ☐ DEMİR SÜLFAT v.d.

Uzunkum 7. Kdz. Ereğli
Tel: 9 (338) 19500 Tlx: 485 23 ereç tr. - 48575 edc tr.

AKPAŞ

MADEN PAZARLAMA VE TİCARET A.Ş.

Büyükdere Cad. Nilüfer Han No: 103/9 Gayrettepe-İSTANBUL

Tel: 175 19 60 (6 Hat) Fax: 175 19 69

MADEN TETKİK VE ARAMA GENEL MÜDÜRLÜĞÜ

ALANINDA EN ESKİ VE EN BÜYÜK KURULUŞ

56

YILLIK

BİLGİ VE TECRÜBE BİRİKİMİ

- JEOLOJİ VE JEOTEKNİK
- HİRDOJEOLOJİ
- JEOFİZİK
- UZAKTAN ALGILAMA
- MADEN ENDÜSTRİYEL VE ENERJİ HAMMADDE ETÜT VE ARAMA
- JEOTERMAL
- JEOMORFOLOJİ
- SONDAJ
- ANALİZ VE TEKNOLOJİ
- YÖNTEM GELİŞTİRME
- PROJE VE FİZİBİLİTE
- PAZAR ETÜDÜ
- MÜŞAVİRLİK

KONULARINDA

ÜLKEMİZ MADENCİLİĞİNİN HİZMETİNDEDİR

TEL:(90) - (4) 213 69 18
(90) - (4) 222 51 12

TLX:42741 - mta - tr
42040-mta-tr
ANKARA

Fax: (90) - (4) - 222 82 78