

PAPERS / BİLDİRİLER

Chapter - A

**OPEN PIT MINING
AÇIK OCAK MADENCİLİĞİ**

Electric Drive Mining Class Wheel Loaders as Primary Production Tools

A. Wood

Institution of Engineering and Technology, UK

ABSTRACT Mechanical wheel loaders are traditionally considered as support equipment, back up to excavators and utilized as “clean up” equipment. This paper discusses the benefits of employing large Electric Drive, Mining Class, Wheel Loaders as opposed to hydraulic excavators in high production low cost mining operations, and the differentiation between Electric Drive Wheel Loaders and Mechanical Drive Wheel Loaders. Large Electric Drive Wheel Loaders, with bucket capacities up to 56m³ and payloads of 72 Tonnes, combined with fuel saving Electric Power Regeneration technology, demonstrate competitive advantages against hydraulic excavators in availability, production and more importantly Total Cost of Ownership (TCO). Electric Drive Wheel Loaders have been available for over forty years, and the fuel saving technology developed for this class of wheel loader is now utilized in other mine site vehicles such as haul trucks. This paper compares design features, productivity, operational costs, maintenance issues and applications.

1 WHEEL LOADER DESIGN

1.1 Mechanical Drive Wheel Loaders

Mechanical drive wheel loaders are found in many applications and sizes up to the CAT994, (35 Tonne Payload), and Komatsu WA1200 (38 Tonne Payload). (Anon 2012)



Figure 1. CAT994 35 Tonne Mechanical Drive Wheel Loader.

These larger classes of wheel loaders are a familiar and much used support equipment for mine sites, assisting in everything from infrastructure development to back up production.



Figure 2. Komatsu WA1200 36 Tonne Mechanical drive Wheel Loader

All main functions of propel, steering and load/unload cycles are powered directly from

hydraulics, couplings and gear units to the diesel engine.

1.2 Electric Drive Wheel Loaders

Electric Drive Wheel loaders are found in high production mining applications, mainly as primary loading tools. The size and class of this type of wheel loader starts at Joy Global LeTourneau L-950, (25 Tonne payload), and ranges up to the L-2350 (72 Tonne payload), which is twice the capacity of the largest mechanical wheel loader, and has comparative payload to 40m³ hydraulic shovels, (PC8000, EX8000 class). (Fleet, 2012)



Figure 3. LeTourneau L-2350 Electric Drive 72 Tonne Wheel Loader.

1.2.1 Design Features

The most significant design feature of electric drive wheel loaders is electric power regeneration, which is captured and fully reutilized. (Fleet, 2012)

The main drive diesel engine is coupled directly to a generator, which provides the electric power to operate the loader.

Each wheel is mounted on an individual wheel driver assembly, consisting of a planetary transmission and electric motor.

The loading cycle consists of propel to bank, dig, reverse propel, propel to truck or hopper, dump, and propel back to start of cycle. At each point in propel, the loader consumes fuel on acceleration, and at steady state. However, on deceleration, which is done through electromagnetic braking, the

wheel motors are used as generators, which feed power back to the power control system.

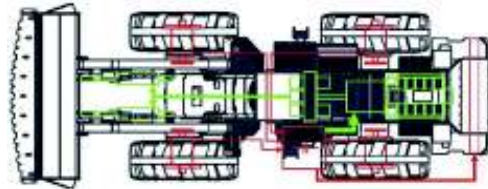


Figure 4. Electric Drive Wheel Loader Layout.

This regenerated power is used to drive the generator, which is directly coupled to both the diesel engine and the main hydraulic system. As the regenerated power drives the generator, there is no load on the diesel engine, and fuel supply is cut off. This is the basic design feature which significantly reduces fuel consumption of this type of loading tool.

Electromagnetic primary braking reduces maintenance time and replacement costs associated with mechanical disc brakes.

As the wheel loader has independent four wheel drive, power and speed are controlled to each wheel, which allows power to be reduced to any individual wheel which starts to slip, regaining traction. This prolongs tire life through reduced wheel spin, and through correct individual wheel speed when turning. (Fleet, 2012)

An electric drive wheel loader can continue to perform its function if one of the wheel motors fails, allowing for reduced, but continued production, and the ability to propel back to the maintenance location, under its own power, when replacement is ready.

This system has stepless forward and reverse propel, negating any need for standard mechanical drive train. Fewer mechanical parts allows for less maintenance and higher availability than mechanical based systems. This also allows for significantly less consumption of lubrication fluids, making it an altogether more environmentally friendly tool.

Electric motors are brushless DC, requiring no maintenance, other than bearing

change out at defined intervals, and operate on the switched reluctance principle.

Wheel loaders do not require ancillary floor clean up equipment, as they can perform this exercise themselves. (Ozdogan, 2012)

2 PRODUCTIVITY

Wheel loaders are highly flexible tools, allowing for the quickest relocation. They can be the first loading tool to the digging face after a blast, ensuring quickest restart of production, and can be quickly deployed to alternate selective and material blending requirement locations.

Standard track mounted production tools such as Rope Shovels and Hydraulic excavators, have a revolving upper structure, and only require relocation when the material to be excavated is out of reach. This typically leads to sub thirty second load cycles for smaller class equipment and sub thirty five second cycles for larger equipment.

Wheel loader performance relies more on operators to minimize travel distances. (Fleet, 2012). Well trained operators can achieve thirty second load cycles on wheel loaders, with a more typical figure for electric drive wheel loaders of thirty five to forty seconds, and a few seconds longer for mechanical drive wheel loaders in the same application, due to mechanical performance. (Klink 2012)

Rope Shovels and Hydraulic excavators have more digging power than wheel loaders due to their weight and design. Each equipment type has its suitable application.

In adequately blasted, or free digging applications, electric drive wheel loaders can offer competing productivity, at lower total cost than diesel powered hydraulic excavators, by using a larger capacity wheel loader to make up the productivity gains lost by cycle time. (Anon, 2011)

Example 1. Productivity

15m³ Hydraulic excavator – 27 Tonne
91 Tonne payload truck
3600 Seconds in one hour

90% Operator Efficiency

Equation 1. Loading cycles

$$N = \frac{P_t}{P}$$

N = Number of Loading Cycles

P_t = Truck payload (Tonne)

P = Wheel Loader payload (Tonne)

$$N = \frac{91 \text{ Tonne}}{27 \text{ Tonne}} = 3.37 = 4 \text{ Pass}$$

Equation 2. Time to load truck

$$T = N \times T_c + T_s$$

T = Time to load truck (Sec)

T_c = Time for individual load cycle (Sec)

T_s = Time for truck spotting (Sec)

$$T = 4 \times 30 \text{ sec} + 40 = 150 \text{ sec}$$

Equation 3. Trucks Loaded Per Hour

$$N_h = \frac{S_h}{T} \times O_e$$

N_h = Number of trucks loaded in one hour

S_h = Seconds in one hour

O_e = operator Efficiency

$$N_h = \frac{3600 \text{ sec}}{150 \text{ sec}} \times 0.9 = 21.6 \text{ Trucks}$$

Equation 4. Hourly Production

$$P_{hr} = N_h \times P_t$$

P_{hr} = Hourly productivity (Tonne)

$$P_{hr} = 21.6 \times 91 \text{ Tonne} = \frac{1,966 \text{ Tonne}}{\text{Hour}}$$

Example 2 Productivity

19m³ Electric drive wheel loader
34.5 Tonne wheel loader payload

91 Tonne payload truck
 3600 Seconds in one hour
 90% Operator Efficiency

Loading cycles
 Use equation 1.

$$N = \frac{91 \text{ Tonne}}{34.5 \text{ Tonne}} = 2.64 = 3 \text{ Pass}$$

Time to load truck
 Use equation 2.

$$T = 3 \times 35 \text{ sec} + 40 = 145 \text{ sec}$$

Trucks Loaded Per Hour
 Use equation 3.

$$Nh = \frac{3600 \text{ Sec}}{145 \text{ Sec}} \times 0.9 = 22.3 \text{ Trucks}$$

Hourly Production
 Use equation 4.

$$Phr = 22.3 \times 91 \text{ Tonne} = \frac{2,029 \text{ Tonne}}{\text{Hour}}$$

Productivity Example 3

21m³ Hydraulic Excavator
 38 Tonne wheel loader payload
 91 Tonne payload truck
 3600 Seconds in one hour
 90% Operator Efficiency

Loading cycles
 Use equation 1.

$$N = \frac{91 \text{ Tonne}}{38 \text{ Tonne}} = 2.39 = 3 \text{ Pass}$$

Time to load truck
 Use equation 2

$$T = 3 \times 30 \text{ sec} + 40 = 130 \text{ sec}$$

Trucks Loaded Per Hour
 Use equation 3.

$$Nh = \frac{3600 \text{ Sec}}{130 \text{ Sec}} \times 0.9 = 24.9 \text{ Trucks}$$

Hourly Production
 Use equation 4.

$$Phr = 24.9 \times 91 \text{ Tonne} = \frac{2,266 \text{ Tonne}}{\text{Hour}}$$

In this illustration, a 19m³ payload, electric drive wheel loader, is equally as productive as a 15m³ hydraulic excavator with similar production availability. (Binns, 2012)

The capital purchase costs and life expectancy are similar. The advantage of electric drive wheel loaders is seen in the operational costs, which are presented in the next section. (Binns, 2012)

A 21m³ hydraulic shovel compared to the 19m³ electric drive wheel loader will be more productive if matched for three pass loading, but will have a higher capital cost and higher operational cost per tonne loaded.

3 OPERATIONAL COSTS

Fuel consumption is a major cost for all diesel powered loading tools, compared to electric powered equipment such as rope shovels, and to a lesser extent electric powered hydraulic shovels.

Fuel consumption is minimized on electric drive wheel loaders through efficient use of regenerated energy. Mechanical systems waste this potential energy saving through heat in friction disks for braking.

Brake Specific Fuel Consumption (BSFC) is a measure of fuel efficiency within a shaft reciprocating engine. It is the rate of fuel consumption divided by the power produced. It may also be thought of as power-specific fuel consumption, for this reason. BSFC allows the fuel efficiency of different reciprocating engines to be directly compared.

Equation 5 Brake Specific Fuel Consumption

$$BSFC = \frac{C_f \times D_f}{P}$$

P = Power produced in kW
 C_f = Fuel Consumption
 (L/hour @ RPM for stated power)

D_f = Fuel Density

A typical value of fuel density is 854g/liter. (Range 849-960g/l)

A typical BSFC value for mining duty diesel engines in loaders, excavators and trucks is 200g/kW.hr. (Range 180g/kW.hr for highly efficient engines to 250g/kW.hr for less efficient engines)

Transposing the formula to give max fuel burn at 100% engine load, on typical BSFC.

$$C_f = \frac{BSFC \times P}{D_f}$$

Example 4. Fuel consumption at 100% Engine Load

Engine Power = 940kW @ 1800RPM

BSFC = 200g/kW.hr

D_f = 854g/L

$$C_f = \frac{200 \times 940}{854} = 220 \text{ l/hour}$$

A typical electric drive wheel loader has an average engine load factor of 39%(Fleet 2012), compared to 60%+ for mechanical systems. This is due to regenerated power being fed back on electric drive wheel loaders, and used to power the units hydraulic systems. On power regeneration, fuel to the engine is cut off, resulting in the significantly lower average engine load factor.

Fuel cost comparison of a typical 15m³ Hydraulic shovel versus 19m³ electric wheel loader, as described in the productivity details on previous page.

Hydraulic shovel 15m³

Engine Power 940kW@1800 RPM

Fuel Consumption:-

at 100% Engine Load = 220 lph

at 65% Average Cycle Load = 143 lph

Over 5000 hours = 715,000 litres

Fuel Consumption

19m³ Electric Drive Wheel Loader

Engine Power 899kW @ 1800RPM

Fuel Consumption

at 100% Engine Load = 208 lph

at 39% Average Cycle Load = 81 lph

Over 5000 hours = 405,000 litres

Fuel Consumption

Showing a 310,000L fuel saving for the same production, over a 5000 hour / one year period.

Major engine overhauls are typically based on fuel consumed.

While life-to-overhaul can be expressed in hours, some diesel engine manufacturers prefer to focus on average design life-to-overhaul in terms of liters of fuel consumed as a more accurate measure which better reflects high engine load operating factors. Depending upon duty cycle, the average design life-to-overhaul for a 2MW mining duty engine exceeds 3,785,000 liters of fuel consumed and for 1.5MW this is 3,312,000 liters. (Cummins, 2008)

Electric drive wheel loaders having fuel saving technology, provide major engine overhaul at over 20,000 operational hours.

Fewer mechanical parts on an electric drive wheel loader, result in reduced parts and lubrication usage and reduced maintenance costs.

4 MAINTENANCE

Critical components to maintain on an electric drive wheel loader are the engine, tires and hydraulic systems. (Fleet, 2012)

Tire life can be extended with use of tire chains. (Ozdogan, 2012)

Engine, hydraulic and welding maintenance requirements are similar to any other hydraulic excavator or mechanical wheel loader

Switched Reluctance wheel motors only require new bearings on high hour overhauls. (Fleet, 2012)

Modern electronic control systems on electric drive wheel loaders provide a stable electrical maintenance platform.

As primary loading tools, electric drive wheel loaders are equipped with full service operational and maintenance trouble shooting controls systems, to assist with productivity and maintenance management.

5 APPLICATIONS

Electric drive wheel loaders have slightly lower breakout forces than hydraulic excavators, and they do not have an option to act as a back hoe.

Electric drive wheel loaders are used around the world as primary loading tools in high production mines, covering iron, copper and gold ore, as well as in hard overburden and coal removal applications.

The flexibility that a wheel loader offers, makes them ideal for selective mining and blending operations.

6 CONCLUSIONS

Electric drive wheel loaders make use of technology to provide more economic and reliable production. Capital costs should be considered against the operational costs, specifically fuel consumption, and the productivity potentials for the equipment. An electric drive wheel loader, 5m³ larger than a hydraulic excavator can provide the same production as that hydraulic excavator, at a lower cost, and provide a fully flexible primary loading tool.

REFERENCES

- Anon. 2011, personal communication, LeTourneau Wheel Loader Operator Trainer.
- Anon. 2012, Website Reference Machine Data sheets, mining.cat.com, www.komatsu.com.
- Binns, D, personal communication, Regional Director, Joy Global
- Cummins, 2008, Media release, Cummins Fuel-Efficient QSK Engines Optimized, www.cummins.com
- Fleet, M, 2012, personal communication, LeTourneau Regional Manager.
- Klink, D, 2012, personal communication, Joy Global Regional Service Manager.
- Ozdogan, M, 2012 personal communication, Ideal Machinery and Consultancy Ltd, Ankara, Turkey

Gold-Mining and Ornamental Stones Quarrying in The Wadi Hammamat, Ancient Egypt: Geological Framework and Techniques

M. Coli & M. Baldi

Dip. Scienze della Terra, UNIFI - Italy

ABSTRACT In this paper we outline the cultural and technical context and the geological framework of the outstanding gold mining and prized ornamental stone quarrying activities which were carried out in the Wadi Hammamat ('Valley of the Baths') in Ancient Egypt. Quarrying and mining remains preserve traces of man's activity and of technical skill, therefore they represent "landscape archives" and valuable cultural heritage sites where the traces of work, technology, organization and social life can be studied in order to hand them down to posterity and open a window on an ancient world, almost unknown to most. The results of our survey confirm the correctness of ancient geological knowledge as shown in the famous Turin Mine Papyrus, and in general highlight a good knowledge of the territory, such as the role played by the geological setting in providing materials and driving the extraction techniques, both in the Pharaonic and Roman periods.

1 INTRODUCTION

From ancient times until today the use of natural stone and mine resources has been a main element for human activity. Historical extraction sites have been lately described as "landscape archives": sites or areas where the traces of work, technology, organization and social life are preserved and where they can be studied in order to hand them down to posterity and open a window on an ancient world, almost unknown to most.

In the last decades there was a renewed interest for ancient quarry and mine exploitation in the scientific community, public administrations and in the area of the cultural tourism. Several cultural activities have grown based on a rediscovery and reappraisal of ancient quarries and mines, such as the creation of eco-museums and other didactic activities at various levels.

The study of the historical quarrying and mining sites highlights the diffusion of a shared basic knowledge among ancient civilizations and the fact that technologies were strictly linked to the social and cultural aspects of each population.

At the same time these recent studies outline both a good knowledge of the territory and of its geological setting which was used at the best in developing the right exploitation techniques. That was particularly true in Ancient Egypt (Arnold, 1991; Aufrère, 1991).

The Wadi Hammamat represents a "landscape archive" where it is possible to study the ancient quarrying and mining processes and the social and geological knowledge context in which these processes were developed.

Previous studies (Ortolani, 1989; Arnold, 1991; Klemm & Klemm, 1993/2008; Meyer,

1997; Aston et al., 2000; Klemm et al., 2001; Sidebotham et al., 2008; Harrell & Storemyr, 2009; Bloxam, 2010), and common knowledge, were taken into account in order to create a general historical, social and economic framework for our research, and also to date quarries and mines and stone working technologies (Bessac, 1986; Herz & Waelkens, 1988; Rockwell, 1990; Waelkens et al., 1992; Bessac, 1993, 1998; Bessac et al., 1999; Matthias, 2002; Giampaolo et al., 2008).

We focussed our research on the relationships between geology, quarrying and mining activities with the aim of recovering ancient excavation techniques. In our fieldwork, we performed a field survey of the whole area, all the data referring to quarrying and mining activity were implemented, by means of a Palm-PC, in a GIS, based on Google Earth® images, with the GPS position in WGS84 coordinate system.

2 GEOLOGICAL CONTEXT

In the surveyed area (Fig.1), the Precambrian basement, igneous and metamorphic rocks of the Neoproterozoic (1,000-542Ma) Arabian-Nubian Shield, outcrops all along the Middle Eastern Desert Ridge, below the Meso-Cainozoic sedimentary cover.

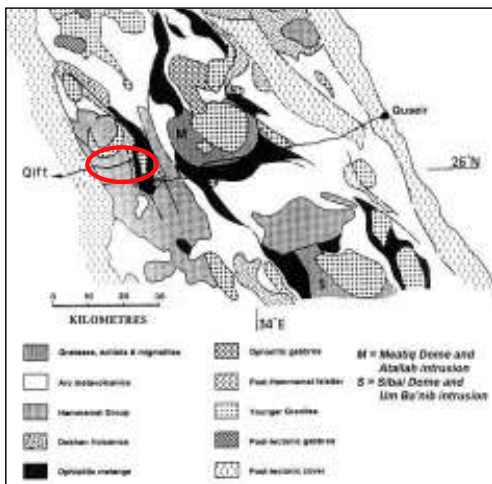


Figure 1. Geological sketch map of the area surrounding the Wadi Hammamat

(highlighted) in the Eastern Desert Ridge (modified from Fowler & Osman 2001).

The Precambrian outcrops in a broad structural high which is bounded by Cretaceous to Miocene continental to shallow-water formations on both the east and west sides, Holocene continental deposits are present in the Nile Valley and on the Red Sea coastal plane (Said, 1962; Said Ed., 1990; Tawadros, 2001; Sampsell, 2003). In the core of the ridge, south of the Wadi Hammamat there is the Sibai Dome, while the Meatiq Dome lies at its north (Eliwa et al., 2006).

In the Wadi Hammamat area, where there are with the most important historically exploited natural resources, there are outcrops of the clastic deposits of the Hammamat Group, of metabasites of the Ophiolitic Melange and of granitic bodies.

The Hammamat Group is intruded, and locally contact metamorphosed, by the younger granite bodies, as the Um Ba'anib and the Atallah felsic plutonic complexes, intruded until about 550Ma (Akaad & Noweir, 1969; Essawy & Abu Zeid, 1972; Unzog & Kurz, 2000; Eliwa et al., 2006) and the Um Had granitic pluton (Akaad & Noweir, 1980). Faults and dikes, related to the late granitic intrusion, cross-cut the older metabasites and granites.

The Hammamat Group was deposited in a major fluvial system of continental proportions (Wilde & Youssef, 2002) developed in fault-bounded basins formed due to N-S to NW-SE directed extension (Abdeen & Greiling, 2005).

The Hammamat Group is subdivided into two formations: the upper Shihimiya Fmt. and the lower Iglā Fmt.. The Shihimiya Fmt. comprises, from top to bottom, the following members: Um Hassa Greywacke, Um Had Conglomerate, Rasafa Siltstone. The Iglā Fmt. is composed by arenites, conglomerates, waxes and red-purple to brick-red haematitic siltstones.

The Hammamat Group (Akaad & Noweir, 1969) consisted, originally, of immature to sub-mature interbedded sequences of mudstones, siltstones, quartz arenites,

greywackes and conglomerates that belong to the molasse facies; the sedimentary succession is up to 4,000m in thickness and aged to 616-590Ma.

The geological texture of the Hammamat Group characterizes and gives prizes to the ornamental stone here quarried.

Lamination and bedding structures are well-developed in the metasiltstones and metagreywackes, they resemble alternating parallel laminae and thin beds (up to 10cm thick) of darker and lighter material of different grain size in matrix or not. Metasiltstones and metagreywackes are much more abundant than metaconglomerates, these last are fine grained and exhibit a variety of colors: greenish-grey, dark-grey, brown, and brick-red, cross-bedded layers of metagreywacke can reach up to 40m in thickness. The metaconglomerates are massive and poorly sorted, and composed of oval, rounded and sub angular rock fragments from a few to 15cm in diameter, cemented by a finer greenish-grey to brownish matrix. The pebbles are of various rock types, including volcanic rocks, granitoids, and reworked fine-grained sedimentary rocks. In the Wadi Hammamat area clasts were derived from 30% mafic rocks, 25% granodiorite, 25% intermediate volcanics and 20% felsic volcanics (Holail & Moghazi, 1998).

The first modern geological map of the Wadi Hammamat area, surveyed at the scale 1:40,000, was done by El-Ramly & Akaad (1960), the area was then mapped by Akaad & Noweir (1978) at the scale 1:50,000 and with a much more geostructural detail by Fowler & Osman (2001). However, before all these studies, the “geology” of the Wadi Hammamat area was also reported in a papyrus scroll, now displayed in the Egyptian Museum in Turin (Italy) and known as the “Turin Mine Papyrus”. The Papyrus dates back to the reign of Ramesses IV (20th Dynasty, New Kingdom) and probably was drawn by the scribe Amennakht during one of the quarrying expeditions to the Wadi Hammamat ordered by the Pharaoh (1,153-1,147 B.C.).

According with the reconstruction by Harrell & Brown (1992), we georeferenced the Papyrus map on Google-Earth® images (Fig.2).

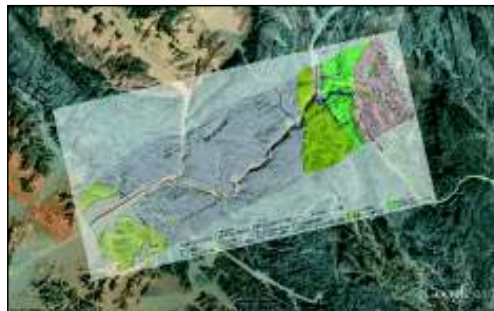


Figure 2. Harrell & Brown 1992 interpretation of the Turin Mine Papyrus georeferenced on Google Earth® image, the colours correspond as reported in the Papyrus and result consistent with the main geological units.

That resulted very fruitful for a fieldwork based on WGS84 GPS data. The Papyrus shows some coloured areas, which, according to the reconstruction by Harrell & Brown (1992), well fit with the main geological units, and for this reason the Papyrus can be considered to be the oldest geological map in the world.

3 GOLD-ORES AND MINE EXPLOITATION TECHNIQUES

Gold in Egypt occurs both in alluvial placers and in primary ore bodies in quartz veins (Klemm et al., 2001), like in the Wadi Hammamat area. Quartz veins intruded into the surrounding rocks during the latest plutonic activity of the Um Ba'anib and Atallah plutons.

Early techniques consisted in making a fire against the rock outcrop in order to heat it up, and then douse it by cold water (Ogden, 2000; Klemm et al., 2001). The sudden change in temperature crumbled the rock revealing the presence of gold; this technique was used in open-cast trenches following the quartz veins along the surface. The rock was then powdered and ‘washed’,

exactly as it was done with alluvial gold. (Vercoutter, 1959; Ogden, 2000; Sidebotham et al., 2008). Thanks to newer excavation techniques, which were performed using copper, bronze and later iron tools, Egyptians were able, from the Late New Kingdom (Ogden, 2000; Klemm et al., 2001; Sidebotham et al., 2008), to re-open the previous abandoned mines digging shafts horizontally or diagonally into the sides of mountains following the quartz veins (Fig.3).



Figure 3. Main shaft of a gold mine following a mineralized quartz vein.

In order to maintain stability, the shafts had the entrances reinforced by dry-stone walls and platforms at various levels to help in raising and lowering workers, baskets, tools, and ore.

The organization of mining operations during the Ptolemaic period, II Century B.C., was described with full particulars by a Greek author, Agatharchides of Cnidus, as recorded one century later by the historian Diodorus Siculus (*Bibliotheca Historica*, III, 12-14; for the text see point 12, 13, 14 at: http://penelope.uchicago.edu/Thayer/E/Roman/Texts/Diodorus_Siculus/3A*.html).

The evidence in the mines and settlement sites fit perfectly with his description of that hard and crude job.

That general organization of the mining work implies a whole chain of organized staff: many slaves who were either prisoners of war or convicts (“*damnata ad metalla*”),

but also paupers, often with their entire families - for the rough excavation and transport work and for milling and washing the ore, guardians, a few skilled free workers to maintain control, choose the rock and melt the gold, officials, and at least a *probator* (geologist) for managing the mines and the gold transport.

4 ORNAMENTAL STONES AND EXPLOITATION TECHNIQUES

In the Wadi Hammamat area there were located the quarries of four prized ornamental stones:

- 1 - *Bekhen*-stone
- 2 - “Breccia Verde Antica”
- 3 - Wadi Umm Fawakhir granite
- 4 - “Serpentina Moschinata”.

All these stones were prized ornamental stones that impressed anyone with wealth and power (Coli & Marino, 2008), too valuable for common use, and therefore reserved for public and propaganda purposes.

4.1 Bekhen-stone

The *bekhen*-stone (as it was called in ancient Egypt) is the famous dark grey/green ornamental stone formerly called Basanites, (Lapis Basanites - probably from the same ancient Egyptian $\beta\chi\eta\eta$: Harrell 1995) (<http://www.museo.isprambiente.it/schedeMappa.page?docId=707>).

The analysts of the XIX century could only analyze very small samples from artifacts of which they did not know the provenance, and because of the mineralogical composition of the stone samples, they classified them as a special “type of basalt”. Subsequently, when a similar type of basalt (typical from hot-spot source) was found, it was called Basanite.

But Basanites *bekhen*-stone is a continental clastic sedimentary rock, only locally metamorphosed by contact metamorphism due to plutonic intrusions, which was derived from the dismantling of mainly basic rocks, and also old granite and carbonate ones, so that the mineralogical

petrographic assemblages are the same, though the geological origin is totally different.

Therefore for this ornamental stone the name Basanite has been dismissed and now the original name is used, *bekhen*-stone. During our field work we surveyed several quarries that exploited the *bekhen*-stone.

4.1.1 Geology

In the Wadi Hammamat, the *bekhen*-stone outcrops for about 2km, corresponding to the Um Hassa Greywacke Member of the Hammamat Group and consisting of (Aston et al. 2000) dark greenish-grey to mainly greyish-green, medium- to very fine-grained, occasionally pebbly, chloritic greywacke, mainly composed of fine to very fine sand grains (0.06-0.2mm) and dark-grey-green, basalt-looking, siltstone. This last lithofacies outcrops mainly in the eastern side of the quarry area.

The grains are mostly quartz, with minor oligoclase-andesine plagioclase and felsic to intermediate volcanic rock fragments plus rare muscovite. The matrix is composed by chlorite and sericite plus minor amounts of epidote and calcite. The layering dips 45° towards the east.

The *bekhen*-stone rock-mass presents three joint sets: two vertical, at about 90° and trending around E-W and N-S respectively, and one sub-horizontal; the joints are up to a few meters spaced so they delimit natural blocks up to a few cubic meters in volume.

4.1.2 - Quarrying

The slopes of the wadi are generally covered by debris, therefore we can suppose, according to the general geomining concepts, that the first quarries were opened in the lower outcrops at the base of the slopes. When the highness of the quarry face made further exploitation of the quarry difficult, in combination with the difficulty posed by overhanging debris, quarriers moved the quarrying activity to an upper outcrop, creating access with tracks and

ramps and sledge-ways for handling blocks and setting up new logistics.

Most recently Spencer (2011) reports the finding of “four hitherto unknown Early Dynastic quarries located at high elevations on the Bekhen Mountain”.

Quarries were opened in the main natural outcrops, on the cliffs bounding the wadi. Quarriers used the three sets of joints (Fig.4) as preferential surfaces to dismantle the rock-mass into blocks and then let them fall down the slope to the wadi floor.



Figure 4. The main outcrop of the *bekhen*-stone: the three almost orthogonal joint sets which were used in order to dismantle the rock and collect cut blocks down-slope.

One of the main problems was to dismantle, but keep intact while being transported down-slope, a block of stone the right size for the ordered statue or sarcophagus. According to an inscription, Meri, the leader of a quarrying expedition in the reign of Amenemhet III (ca.1,810 B.C.), in order to keep the stone blocks intact down-slope, built the first inclined plane (sledge-way) to slide the blocks down (Montet, 1959). The Romans built a very long sledge-way in order to bring down blocks from a quarry opened up in the slope (Fig.5).

In order to dismantle the rock-mass and dress the blocks, quarriers used handspikes of stone and later copper, bronze and iron tools and chisels, and wood hammers (Harrell & Storemyr, 2009).



Figure 5. General view of the main Roman sledge-way driven above the ancient quarries of the *bekhen*-stone opened at the base of the slope.

Then, the collected blocks were dressed in situ to the right size, because the layering represents a natural surface of weakness, the hand worked blocks could break during the dressing.

The hand worked blocks were not finished or polished, usually these actions were completed only at the final destination, so that the finished surfaces were not damaged during the transport.

4.1.3 Use

The *bekhen*-stone is a beautiful grey/green ornamental stone prized for all kinds of artistic production. It was already quarried in the Predynastic period (Nagada I e Nagada II - Lazzarini 2002), and a large number of artifacts in *bekhen*-stone have been found in pyramids, tombs and temples, many ancient Pharaohs having had their sarcophagus made with *bekhen*-stone (e.g.: Unas, Teti, Pepy I, Merenre - Old Kingdom) (Aston et al., 2000). The statue of Darius in Persepolis was made of *bekhen*-stone, and the Romans largely used the *bekhen*-stone both for mediatic purpose and for the production of bowls, statues and sarcophaguses, until the III Century A.D. (Borghini, 1989; Lazzarini, 2002; Giampaolo et al., 2008).

The quarries were still being worked during the late Roman times, but with the decline of the Empire the request for *bekhen*-stone diminished: many blocks still lie abandoned along the wadi.

4.2 Breccia Verde Antica

Breccia Verde Antica (breccia verde d'Egitto) was for the Romans Lapis hecatontalithos but also Lapis hexacontalithos (Lazzarini, 2002) (<http://www.museo.isprambiente.it/schedeMappa.page?docId=381>).

We numbered two quarries of “Breccia Verde Antica”.

4.2.1 - Geology

Breccia Verde Antica was quarried from the Um Had Conglomerate Member of the Hammamat Group, it is a dark-, purplish- and greenish-grey to mainly greyish-green, chloritic siltstone, with a few layers of pudding (Harrel et al., 2002). This last is a clast-supported pudding with greenish chloritic matrix (locally reddish), silt-grained, with a few levels of well-rounded sub-spherical pebbly to cobbly (until 25cm in diameter) clasts of many different lithologies (granites, limestones, metabasites, chert, ...) and colours (white, pink, red, yellow, brown, green and grey).

The pudding layers have a bimodal texture, with the pebbles surrounded and supported by a coarse- to very coarse-grained sandy matrix with chlorite, sericite and epidote plus minor amounts of calcite and iron oxides. The two main pudding layers are up to a meter thick, and both were quarried as “Breccia Verde Antica”.

The lithological layering dips of about 45° towards East and represents a natural discontinuity.

The pudding layers are cut by two joint sets which lie at about 90° to each other, and trend around E-W and N-S respectively, lying normally to the layering. Discontinuities are spaced a few meters apart and delimit natural blocks some cubic meters in volume.

4.2.2 - Quarrying

Quarriers used the natural discontinuities as preferential surfaces to force the block to fall down, therefore the two quarries were opened on the northern wadi side where the

two main pudding layers met the wadi with a down-slop dip, because this setting fostered a “controlled” slip-down of the extracted stone-blocks.

In one of the quarry, probably worked out by the Romans, an undercut technique was used which led to a general rock-fall of a huge mass of the pudding layer down into the wadi bottom.

The fallen blocks were up to many cubic meters in volume and therefore were later cut into smaller blocks dressed to the right size. In order to reduce blocks to the right size a line of wedge-shaped holes was chiselled, and then subsequently iron wedges were inserted into the holes and hammered until the block split along the line of holes (Fig.6).



Figure 6. The main quarry of “Breccia Verde Antica”: the outcrop was dismantled according to its natural discontinuity network, the fallen blocks were subsequently dressed to the right size.

Wedging was used for rough splitting, but, for a more controlled cut, quarriers used the “pointillé” pits method: a straight line of small, shallow pits was chiselled across the block surface, then quarriers inserted special short chisels along the pits and hammered them back and forth until the block split away (Harrell & Storemyr, 2009).

4.2.3 - Use

In the Pharaonic period the Breccia Verde Antica was seldom used: the fragment of the head from the lid of the inner sarcophagus

belonging to Ramses II is considered to be made of “green conglomerate”, and the sarcophagus of Nectanebo II as well (both in the British Museum) (Aston et al., 2000; De Putter & Karlshausen, 1992). “Breccia Verde Antica” was used by the Romans to make many beautiful bowls and other objects, the most outstanding ones being the column, made by the order of Emperor Justinian (VI Century A.D.) for the church of San Vitale in Ravenna (Italy), where it still is, and three other columns in Rome (Borghini, 1989; Harrel et al., 2002).

4.3 Granite of the Wadi Umm Fawakhir

Close to Bir Umm Fawakhir there are some small granite quarries.

4.3.1 - Geology

The granite is actually a mainly a pinkish-grey, coarse- to mainly medium-grained granodiorite referable to the older granitic complexes. The granite is massive, affected by two sets of sub-vertical fractures N-S and E-W trending, respectively. These fractures can be grouped into bands with fractures up to a meter wide or can be scattered and spaced some meters wide; flat lying joints (Closs, 1922) are also present. The granite surface is fresh to slightly weathered mostly along the fractures (Thuro & Sholz, 2003); all the fine particles had been removed by wind and rainfall; large amounts of residual core stones are present.

4.3.2 - Quarrying

The quarriers used boulders and cobbles or, due to its massive setting (Fig.7).



Figure 7. The main of the small granite quarries at Bir Umm Fawakhir.

The granite was cut by means of lines of close spaced large wedge shaped holes into which were hammered iron wedges to split the rock into blocks. Boulders and blocks were sized to the final shape, but not finished.

4.3.3 - Use

This granite was used by the Romans in the I and II centuries only for columns and pillars and for tiles, and can be found in Rome, Verona, Venice (St. Mark's Basilica), Pompeii, Herculaneum, Leptis Magna, Apollonia, Tyre (Borghini, 1989; Lazzarini, 2002).

The buildings of the local settlements are made by cobblestone and small boulders ("collection and use", Coli & Marino, 2008) of the local granite debris and regolite which were abundantly lying on the neighbouring ground. From our field observations it appears that this granite was used locally by the Romans/Byzantine for special structural purposes like bars, tiles, lintels, jambs.

4.4 "Serpentina Muschinata"

In a tributary of the Wadi Umm Esh, close to its confluence with the Wadi Atallah, the Romans opened a quarry in the local serpentine, the ornamental stone that is also known as "Marmo verde ranocchia" or *Lapis Batrachites* (Borghini, 1989; Lazzarini, 2002)

(<http://www.musnaf.unisi.it/dettagliomarmi.asp?param=2&idnazione=5&id=1765>).

The Serpentina Moschinata was commonly used from the Predynastic period to the New Kingdom and perhaps was partially used during the Ptolemaic period, too (Aston et al., 2000).

The Romans used this ornamental stone for tiles (Baia, Pompeii, Herculaneum, Rome, Leptis Magna, Cyrene, Cos) and for small statues (Borghini, 1989; Lazzarini, 2002).

4.4.1 - Geology

This serpentine was part of the Ophiolite suite of the basement core complex. Two

varieties of this serpentine were quarried (Aston et al., 2000): variety 1 is grayish to greenish with black veins or patches, it is mainly a fine grained antigorite with rare chrysotile, lizardite and scattered veins of dolomite, plus accessory minerals (magnetite, talc and tremolite). Variety 2 is mostly black and speckled with grey and brown grains with a matrix of antigorite in mesh structure with iron oxide grains resembling olivine crystals and scattered pseudomorphs of pyroxenes. Black veins of magnetite are particularly evident.

4.4.2 - Quarrying

Brown & Harrell (1995) report a partial destruction of the quarry due to a recent quarrying activity, but the scarce remains of Roman buildings are still present.

5 SETTLEMENTS

Along the whole Wadi Hammamat area there are remains of settlements connected with quarries and mines, the settlement housed the people and were also the places where the gold-ore was worked.

Ruins of little settlements are close to the *Bekhen*-stone and "Serpentina Moschinata" quarries, ruins of several little settlements are preserved in the Wadi Atallah and Wadi el Sid, close to mine and quarry sites. The main settlement was Bir Umm Fawakhir (Meyer, 1997, 1998; Meyer et al., 2000, 2011).

According with Meyer (1997, 1998) these settlements housed about one thousand people in Byzantine times, mainly administrative staff and career miners with their entire families (Meyer et al., 2003). Generally speaking, we want to highlight that also in the most remote quarry sites of the Eastern Desert the Romans had a high living standard (Van der Veen, 1997; Meyer et al., 2003).

The settlement buildings are reduced to a few basements of huts made up in stacked-stone cobblestone and small boulders of the local granite, at Bir Umm Fawakhir there are also the remains of some working tools

(mortars and mills), made with the local granite (Fig.8).



Figure 8. The main mine settlement of Bir Umm Fawakhir, with general view of the central area and remains of a hand mill and a mortar made in the local granite.

6 SAFEGUARD STRUCTURES

In order to safeguard the gold mines, the quarries and the trades the Romans built up 8 forts (*praesidia*) and 65 signal towers (*skopeloi*) all along the Koptos-Quseir road (Zitterkopf & Sidebotham, 1989; Sidebotham et al., 2008). Forts, which were supposed to have had each one a well (*hydreuma*), were erected at a day's walk distance away from one another (about 20km). Each *praesidium* hosted a garrison of about 50-70 Egyptian auxiliaries and furnished rest and water to travellers, who had to pay a toll to pass through (Sidebotham et al., 2008) (Tab.1). The garrison also supplied sentinels for the signal towers and escort to travellers.

The *praesidia* are roughly squared with sides of about 40m to 50m and perimeter walls about 1,5m thick. Depending upon location the walls were built of boulder and cobbles collected near the site, and of stone slabs sized by workers, dry-stacked with soils as binder.

For some main specific structural elements, however, like the door-posts of the forts, the Romans used granite (Fig.9) that we believe came from the Bir Umm Fawakhir quarries.

Table 1. Tolls due in the year 90 A.D. along the Koptos-Quseir route, this table gives an insight to the good values of those time. Today a Dracma can be evaluated around 400 Euro, but this correspondence do not take into account the present economic values of the goods.

- helmsmen:	10 drachmas
- seamen:	5 drachmas
- shipyard hands:	5 drachmas
- skilled artisans:	8 drachmas
- wife of a soldier:	20 drachmas
- mounted head of household:	1 dracma
- all his women:	4 drachmas each
- a prostitute:	108 drachmas
- a camel:	1 obol
- a donkey:	2 obols
- a wagon:	4 drachmas
- a ship's mast:	20 drachmas



Figure 9. The main gate of the El Iteima *praesidium* made with the granite from Bir Umm Fawakhir, whose walls were built by schists from the surrounding rocks.

A chain of 65 signal towers (Zitterkopf & Sidebotham, 1989) allowed strict control of the whole road, as the towers would have been visible one to another so that messages could be quickly transmitted by mirrors and flags; fire signals would rarely, if ever be used (Sidebotham et al., 2008) (Fig.10).



Figure 10. One of the best preserved signal towers: it is squared and built with slabs of the local schists (reconstructions from Sidebotham et al. 2008).

Towers were built with stones collected in the neighbourhood, therefore, according to the local stone resources, they were built in granites, schists, metabasites). Stones were carefully stacked without mortar and with the inner filled by debris; they were roughly squared about 3,0-3,5m a side and a few meters high (Sidebotham et al., 2008).

7 FINAL REMARKS

The results of the research outline a strict relationship between geological setting, quarry and mine sites, and excavation techniques, which in turn attest and confirm, once again, the good knowledge of the territory and its setting that both the Egyptians and the Romans/Byzantines had.

A follow-up of this study could be done to define criteria and develop methods of conservation for the great cultural heritage in the Wadi Hammamat area: mines, quarries, settlements, inscriptions, and the whole know-how of ancient extraction activity. In our opinion that goal can be reached by:

- creating a museum in the degraded *hydreauma* of El-Fawakhir in which the history, the technology and the life related to the extraction activity in the area could be displayed,
- organizing guided visits to quarry and mine sites.

Indeed, existing local knowledge and written history provide the elements to

rediscover an ancient world, its social context, organization, and land use as developed through time by the numerous Ancient Egyptian Kingdoms and the Roman and Byzantine Empires.

The Authors thank Prof. Gloria Rosati (Archaeologist, University of Firenze, Italy), for her contribute and Prof. Daniele Castrizio (University of Messina, Italy) for the evaluation of the present day value of the ancient Dracma.

REFERENCES

- Abdeen, M.M., & Greiling, R.O., 2005, A Quantitative Structural Study of Late Pan-African Compressional Deformation in the Central Eastern Desert (Egypt) During Gondwana Assembly. *Gondwana Research*, 8/4, pp 457-471.
- Akaad, M.K., & Noweir, A.M., 1969, Lithostratigraphy of the Hammamat-Um Seleimat District, Eastern Desert, Egypt. *Nature*, 223, pp 284-285.
- Akaad, M.K., & Noweir, A.M., 1978, Principal lithostratigraphic units of the Arabian Desert orogenic belt between latitudes 25°35' and 36°30'N. *Proc. Egypt. Acad. Sci.* 31, pp 293-309.
- Akaad, M.K., & Noweir, A.M., 1980, Geology and lithostratigraphy of the Arabian Desert orogenic belt of Egypt between latitudes 25°35' and 26°30'N. In: Coaray, E.G., Tahoun, S.A. (Eds.), *Evolution and Mineralization of the Arabian-Nubian Shield*. Inst. Appl. Geol. Jeddah Bull. 3, pp 127-135.
- Arnold D. (1991) *Building in Egypt. Pharaonic Stone Masonry*, Oxford Univ. Press, New York-Oxford.
- Aston B.G., Harrell J.A., Shaw I. (2000) Stone. In Nicholson P.T.-Shaw I. eds., *Ancient Egyptian Materials and Technology*, Cambridge Univ. Press, Cambridge, 5-77.
- Aufrère S. (1991) *L'univers minéral dans la pensée égyptienne*, IFAO, Cairo.
- Bessac J.C. (1986) *L'outillage traditionnel du tailleur de pierre de l'Antiquité à nos jours*. Revue archéologique de Narbonnaise, suppl.14. CNRS, Paris.
- Bessac J.C. (1993) Traces d'outils sur la pierre: problématique, méthodes d'études et interprétation. In Francovich R. Ed. (1993), 143-176.
- Bessac J.C. (1998) Monuments et carrières: les interactions. In De Marchi M., Mailland F., Zavaglia A. Eds., *Lo spessore storico in architettura tra conservazione, restauro, distruzione*. Atti del Seminario, Milano 20-21 ottobre 1995, Quaderni dell'Ufficio Qualificazione Tutela e Promozione,

- Associazione Lombarda di Archeologia, Milano, 15-40.
- Bessac J.C., Journot F., Prigent D., Sapin C., Seigne J. (1999) *La construction en pierre*. Ed. Errance, Paris.
- Bloxam E. (2010) *Quarrying and Mining (Stone)*. In Willeke Wendrich (ed.), *UCLA Encyclopaedia of Egyptology*, UC Los Angeles, USA, 1-15.
- Borghini G. (1989) *Marmi antichi*, De Luca Edizioni d'Arte, Roma, 342 pg.
- Brown V.M. & Harrell, J.A. (1995) Topographical and petrological survey of ancient Roman quarries in the Eastern Desert of Egypt, in Y. Maniatis, N. Herz and Y. Bassiakis (eds.), "The Study of Marble and Other Stones Used in Antiquity - ASMOSIA III, Athens", Transactions of the 3rd International Symposium of the Association for the Study of Marble and Other Stones in Antiquity: University of Pennsylvania Press, Philadelphia, 221-234
- Closs H. (1922) *Tectonic und Magma*, Bd. I. Abh. Preuss. Geol. Landesanst., N.F. 89.
- Coli M. & Marino L. (2008) Principles of Natural Stones Use and Practices from the Western Side of the Silk Road. *ISRM News Journal*, vol. 11, 74-81
- De Putter T. & Karlshausen C. (1992) *Les pierres utilisées dans la sculpture et l'architecture de l'Égypte pharaonique*. *Connaissance de l'Égypte Ancienne*, Bruxelles.
- Eliwa H.A., Kimura J.I., Itaya T. (2006) Late Neoproterozoic Dokhan Volcanics, North Eastern Desert, Egypt: Geochemistry and petrogenesis. *Precambrian Research*, 151, 31-52.
- Essawy M.A. & Abu Zeid K.M. (1972) Atalla felsite intrusion and its neighbouring rhyolitic flows and tuffs, Eastern Desert. *Annales Geol. Survey Egypt*, II, 271-280.
- El-Ramly M.F. & Akaad M.K. (1960) The basement complex in the Central Eastern Desert of Egypt between Lat. 24° 30' and 25° 40' N. *Geol. Surv. Egypt. Paper No.8*.
- Fowler T.J. & Osman A.F. (2001) Gneiss-cored interference dome associated with two phases of late Pan-African thrusting in the Central Eastern Desert, Egypt. *Precambrian Research*, 108, 17-34.
- Giampaolo C., Lombardi G., Mariottini M. (2008) *Pietre e costruito della città di Roma: dall'antichità ai giorni nostri*. In: *La Geologia di Roma*, R. Funicello, A. Praturlon & G. Giordano Eds., *Mem Descr. Carta Geol. It.*, LXXXI/1, 273-406.
- Harrell J.A. (1995) Ancient Egyptian origins of some common rock names. *Journal of Geological Education*, 43, 30-34.
- Harrell J.A. & Brown V.M. (1992) The oldest surviving topographical map from Ancient Egypt: (Turin Papyri 1879, 1899 and 1969). *Journal of the American Research Center in Egypt*, 29, 81-105.
- Harrell J.A., Brown M.V., Lazzarini L. (2002) Breccia Verde Antica: source, petrology and uses. In: L. Lazzarini (ed.): *Interdisciplinary Studies on Ancient Stone – ASMOSIA VI*, Proceedings of the Sixth International Conference of the Association for the Study of Marble and Other Stones in Antiquity, Venice, June 15-18, 2000, Bottega d'Erasmus Aldo Ausilio Editore (Padova), 207-218.
- Harrell J.A. & Storemyr P. (2009) Ancient Egyptian Quarries – an illustrated overview. In Abu-Jaber et al. Eds, *QuarryScapes: ancient stone quarry landscapes in the Eastern Mediterranean*, Geological Survey of Norway, Sp. Publ. 12, 7-50.
- Herz N. & Waelkens M. (eds.) (1988) *Classical Marble: Geochemistry, Technology, Trade*. Kluwer Academic Publishers (Dordrecht, Boston) and NATO ASI Series E, Applied Sciences, 153.
- Holail M.H. & Moghazi M.A.-K. (1998) Provenance, tectonic setting and geochemistry of grywackes and siltstones of Late Precambrian Hammamat Group, Egypt. *Sedimentary Geology*, 116, 227-250.
- Klemm R. & Klemm D.D. (1993/2008) *Stone and Quarries in Ancient Egypt*, British Museum Press, London (first German ed.: Springer Verlag, Berlin 1993).
- Klemm D., Klemm R., Murr A. (2001) Gold of the Pharaohs – 6000 years of gold mining in Egypt and Nubia. *J. African Earth Sc.*, 33, 643-659.
- Lazzarini L. (2002) La determinazione della provenienza delle pietre decorative usate dai Romani. In "I Marmi Colorati della Roma Imperiale", a cura di M. Di Nuccio & L. Ungaro, Marsilio Ed., 223-266.
- Matthias B. (2002) Considerazioni sulle cave, sui metodi di estrazione, di lavorazione e sui trasporti. In "I Marmi Colorati della Roma Imperiale", a cura di M. Di Nuccio & L. Ungaro, Marsilio Ed., 179-194.
- Meyer C. (1997) Bir Umm Fawakhir: insights into Ancient Egyptian mining. *JOM*, 49/3, 64-68.
- Meyer C. (1998) Gold-miners and mining at Bir Umm Fawakhir. In: "Social approaches to an industrial past: the archaeology and anthropology of mining. A.B. Knapp, V.C. Pigott and E.W. Herbert Eds., Routledge, 306 pp.
- Meyer C., Heidron L.A., Kaegi W.E., Wilfong T. (2000) *Bir Umm fawakhir Project 1993. A Byzantine Gold-mining Town in Egypt*. Chicago Oriental Institute
- Meyer C., Earl B., Omar M., Smither R. (2003) Ancient Gold Extraction at Bir Umm Fawakhir. *Journal of the American Research Center in Egypt*, 40.

- Meyer C. (2011) Bir Umm Fawakhir Vol.2. Report on the 1996-1997 Survey Seasons. Oriental Institute of the Chicago University, Comm. N.30.
- Montet P. (1959) La saison du travail dans la montagne de Bekhen. *Kêmi* 15, 94-103.
- Ogden J. (2000) Metals. In: "Ancient Egyptian Materials and Technology", Nicholson P.T. & Shaw I. Eds., Cambridge Univ. Press, Cambridge, 148-176.
- Ortolani G. (1989) Lavorazione di pietre e marmi nel mondo antico. In Borghini G., a cura di, *Marmi antichi*, De Luca Edizioni d'Arte, Roma, 19-42.
- Rockwell P. (1990) Stone carving tools: a stone carver's view. In "Journal of Roman Archaeology", 3, 351-357.
- Said R. (1962) *The Geology of Egypt*, Elsevier Publ., Amsterdam-New York.
- Said R. Ed. (1990) *The Geology of Egypt*, A.A. Balkema, Rotterdam-Brookfield.
- Sampsel B.M. (2003) *A Traveler's Guide to the Geology of Egypt*. American Univ. in Cairo Press, Cairo.
- Sidebotham S.E., Hense M., Nouwens H.M. (2008) *The Red Land. The Illustrated Archaeology of Egypt's Eastern Desert*. The American University in Cairo Press, Cairo – New York, 24 pg.
- Spencer P. (2011) Wadi Hammamat. In: *Excavation news, Egyptian Archaeology*, 38, 27.
- Tawadros E.E. (2001) *Geology of Egypt and Libya*. A.A. Balkema Pub., Rotterdam (NL), 430 pp.
- Thuro R.A. & Scholz M. (2003) Deep weathering and alteration in granites – a product of coupled processes. *GeoProc 2003 International Conference on Coupled T-H-M-C Processes in Geosystems: Fundamentals, Modelling, Experiments and Applications*. Royal Institute of Technology (KTH), Stockholm, Sweden.
- Unzog W. & Kurz W. (2000) Progressive development of lattice preferred orientations (LPOs) of naturally deformed quartz within a transpressional collision zone (Panafrikan Orogen in the Eastern Desert of Egypt). *J. Struct. Geol.*, 22, 1827-1835.
- Van Der Veen M. (1997) High living in Rome's distant quarries. *British Archaeology* 28, 6-7.
- Vercoutter J. (1959) The Gold of Kush. *Kush* 7, 120-153.
- Waelkens M., Herz N., Moens L. (eds.) (1992) *Ancient Stones: Quarrying, Trade and Provenance – Interdisciplinary Studies on Stones and Stone Technology in Europe and Near East from the Prehistoric to the Early Christian Period*, Leuven University Press (Leuven) and Katholieke Universiteit Leuven Acta Archaeologica Lovaniensia, Monographiae 4.
- Wilde S.A. & Youssef K. (2002) A re-evaluation of the origin and setting of the Late Precambrian Hammamat Group based on SHRIMP U-Pb dating of detrital zircons from Gebel Umm Tawat, North Eastern Desert, Egypt. *Journal of the Geological Society, London*, 159, 595-604.
- Zitterkopf E. & Sidebotham S. (1989) Stations and towers on the Quseir-Nile road. *JEA* 75, 155-189.

Çekme Kepçeli Yerkazarın Alt Sistemlerinin Güvenilirliği *Reliability of Dragline's Subsystems*

O. Gölbaşı, N. Demirel, D. Tuncay, Ş. Düzgün
Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Ankara
S. Kestel
Orta Doğu Teknik Üniversitesi, Uygulamalı Matematik Enstitüsü, Ankara

ÖZET Sistemler, belirli bir işi belirtilmiş bir süre içerisinde yerine getirmeyi amaçlayan fonksiyonel mekanizmalardır. Sistemlerin işleyişinde, iç ve dış faktörlerden kaynaklı zorunlu duraksamalarla karşılaşmaktadır. Bu duraksamaların nedenleri ve zamansal miktarlarına ait geçmiş veriler, sistemin anlık güvenilirliğinin tahminine, kritik parçaların tespitine ve bakım-onarım planlarının iyileştirilmesine yardımcı olabilir. Özellikle uzay ve havacılık gibi arızaların asgari seviyeye çekilmesi gereken alanlarda sıklıkla kullanılan güvenilirlik analizleri, örtü kazı işlemlerinde kullanılan maden makinalarında da artan bir ivmeyle kullanılmaktadır. Bu çalışma, çekme kepçeli yerkazarın alt sistemlerinin güvenilirliklerinin bulunması ve böylelikle makinenin bütünsel güvenilirliğinin hesaplanmasına dair metodolojiyi içermektedir. Çalışma dâhilinde, makineye dair geçmiş veriler alt sistemlerine göre sınıflandırılmış, genel yenileme süreci (general renewal process) kullanılarak güvenilirlik hesaplamaları yapılmıştır.

ABSTRACT Systems are functional mechanisms, intending to perform a specific task in a defined time period. During the operations of systems, it is encountered with the imperative shutdowns due to external and internal considerations. Retrospective data covering the causes of the shutdowns and their durations can help to predict the time-dependent reliability amounts of the system, detect the critical parts, and improve the maintenance and repair plans. Reliability analyses, especially common at the industries in need of minimum malfunction such as aeronautics and space industry, are also utilized in the excavation machines in mining industry with an increasing trend. This study contains the methodology to determine the reliabilities of dragline's subsystems, and so, to find the overall reliability of dragline. For this reason, recent data belonging to dragline were classified according to its subsystems; reliability calculations were performed using general renewal process.

1 GİRİŞ

Açık ocak kömür madenciliğinde maliyeti en çok etkileyen faktör örtü-kazı oranı ve dolayısıyla örtü-kazı maliyetidir. Yürüyen çekme kepçeli yerkazalar, 25 m kalınlığındaki örtü katmanını yeniden kazı yapmadan kaldırabilmesi ve nakliye araçlarına gerek duymamasından dolayı düşük birim maliyetine sahiptir. Çekme kepçeli örtü kazı yöntemi 30-35 m'ye kadar olan örtü kalınlıklarında en ekonomik yöntemdir (Köse ve Yalçın, 1985). Bu yöntem, kamyon ve ekskavatör ihtiyacını asgari seviyeye indirmekte, kısa döngü süreleri ile yüksek üretim sağlamaktadır. Bu yerkazalar, avantajlarının yanı sıra dezavantajları da barındırmaktadır. Kullanılan yerkazaların arızalarından kaynaklı duraksamalar, üretimi doğrudan etkilemekte, karşılaşılabilecek katastrofik arızalar yüklü miktarda maddi ve zaman kaybına neden olabilmektedir. İş planını doğrudan etkileyebilen böyle bir makinadaki oluşabilecek arızalarının önceden tespit edilmesi ve buna bağlı bakım ve onarım planları oluşturulması, üretim verimliliğini azami seviyeye çekilmesi açısından önemlidir. Bu bakımdan, güvenilirlik analizleri, pek çok sektörde faydalanılmakta, bir sistemin geçmişe dönük verileriyle geleceğe yönelik tahminler yapmayı sağlamaktadır. Bu çalışma, Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu'na bağlı Garp Linyitleri İşletmesi'nde (GLİ) örtü kazı faaliyetinde kullanılan iki adet çekme kepçeli yerkazanın alt sistemlerine ait güvenilirlik tahminlerini içermektedir.

2 MADEN MAKİNALARINDA GÜVENİLİRLİK

Güvenilirlik, bir ürünün veya sistemin, belirli fonksiyonel ve çevresel koşullara sahip bir zaman aralığında arızalanmama veya başarısız olmadan veya arızalanmadan çalışma olasılığıdır (Bertsche, 2008). Makinaların yüksek oranda kullanıldığı madenlerde üretimin sürdürülebilirliği ve verimliliği, kullanılan iş makinalarının belirlenen süreler içerisinde üretim planına

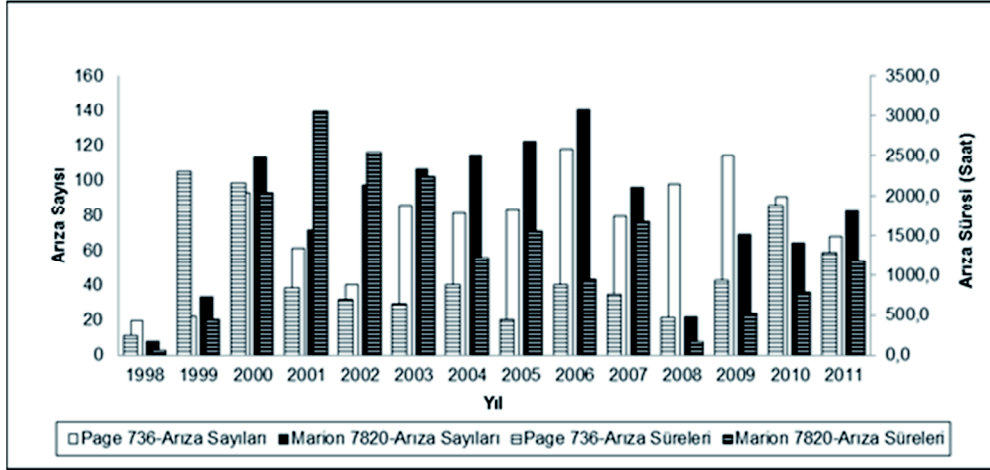
uygun şekilde çalışmasıyla yakından ilgilidir. Üretim sistemi içerisindeki her bir elemanın güvenilirliklerinin belirlenmesiyle, muhtemel duraklamalar azaltılabilir ve böylelikle verimlilik artırılabilir. Bu konuda literatürde pek çok çalışma mevcuttur. Örneğin, Kumar ve Barabady (2007) İran'daki Jajarm boksit madenindeki kırıcı devresinin güvenilirliğini devreye ait her alt birimin güvenilirliklerini kullanarak tahmin etmeye çalışmış, en kritik parçaları tespit etmişlerdir. Roy vd. (2001) dört adet kepçeye ait arıza verilerinden yararlanarak, bu kepçelere ait genel bir güvenilirlik modeli çıkarmaya ve verimli bakım aralıklarını belirlemeye çalışmışlardır. Samanta vd. (2004), LHD'nin güvenilirliğine Markov modeliyle açıklama getirmeye çalışmıştır. Diğer taraftan, Lhorente (2004) elektrikli maden kamyonunun motor armatürüne en uygun yaş-bazlı bakım stratejisini belirlemeyi amaçlamıştır.

3 ÇALIŞMA KAPSAMI

Çalışma alanı olarak ülkemizde bulunan dokuz adet çekme-kepçeli yerkazardan ikisini bünyesinde barındıran Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu'na bağlı Garp Linyitleri İşletmesi (GLİ) Müessesesi Tunçbilek kömür ocağı seçilmiştir. GLİ Müessesesi Müdürlüğü açık ocak işletmelerinde kömür üretimi üst örtünün ekskavatör-kamyon ve çekme-kepçeli yerkazalarla alınması ve kömürün hidrolik ve elektrikli ekskavatörlerle kazılmasıyla gerçekleştirilmektedir. Dilimleri oluşturmak için çekme-kepçeli yerkazaların çalışması için panolar önceden ekskavatör-kamyon yöntemiyle örtü kazısı yapılmaktadır. Yıllık 25-26 milyon m³'ü işletme imkânlarıyla olmak üzere 60-65 milyon m³ dekapaj yapılmaktadır. Kömür ocağında çalıştırılan çekme-kepçeli iki yerkazanın model ve kepçe kapasiteleri sırasıyla Page 736 (15.30 m³) ve Marion 7820 (30.60 m³)'tür. Bu iki çekme-kepçeli yer kazara ait 1998-2011 tarihleri arasındaki günlük arıza ve bakım onarım verisi çalışma sahasından temin edilmiştir. Page 736 için toplam 1034 arıza verisi, Marion 7820 için ise toplam 1155 arıza verisi mevcuttur. Her iki veri seti de

arızaların türü, arızaların açıklaması, arıza giriş-çıkış tarihleri ve bu tarihler arasındaki geçen arıza süresini içermektedir. Hesaplanan arıza sayıları ve sürelerinin yıllara göre dağılımı Şekil 1'den incelenebilir. Page için 2002 ve 2011, Marion için ise 1998, 2000, 2004, 2008,

2009 ve 2010 tarihlerinde geniş çaplı yenileme çalışmaları yapılmış, arızaların bu seneler içerisinde azalması sağlanmıştır (Şekil 1). Arıza verilerine ek olarak, makinaların arıza çözümlerinde kullanılmak üzere her iki makinaya ait makina parça katalogları da temin edilmiştir.



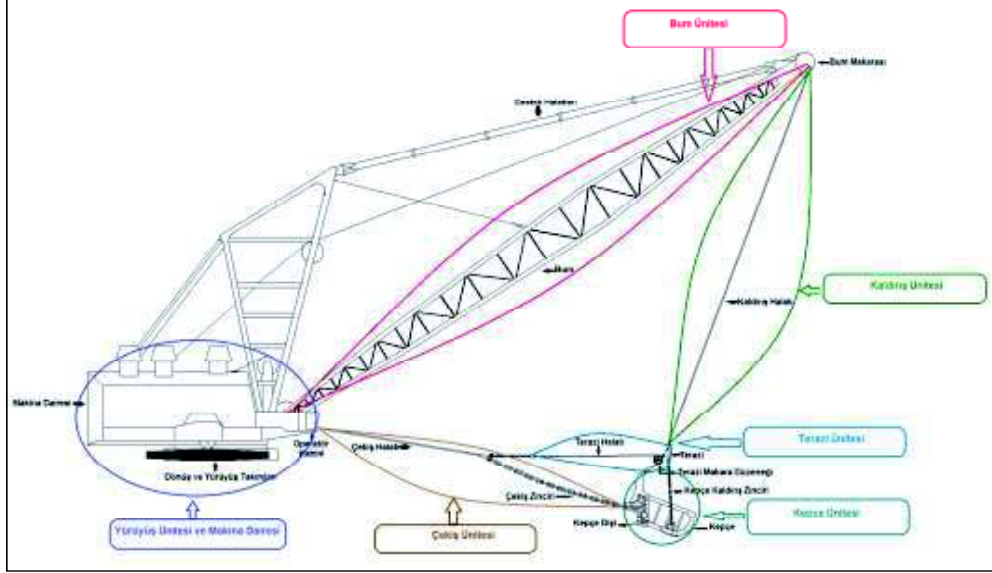
Şekil 1. Page 736 ve Marion 7820 için Yıllara göre Arıza Sayı ve Sürelerinin Dağılımı

4 ÇEKME KEPÇELİ YERKAZARIN ALT SİSTEMLERİ

Bütün bir sistemin güvenilirliği, bu sistemi oluşturan parçaların bileşenlerin güvenilirliklerine bağlı olduğundan, bu bileşenlerin sistemin bütünü ile nasıl bağlantılı olduğunun ve arıza yapması durumunda sistemin performansını nasıl etkilediğinin bilinmesi gerekir. Herhangi bir sistem güvenilirliği çalışmasında sistemin çözümlenmesi ya da bileşenlerinin belirlenmesi çalışmanın en önemli ve ilk aşamasıdır.

Bu çalışmada çekme-kepçeli yerkazar birimlerinin çalışma prensipleri ve makina parça katalogları incelenmiş ve makina başlıca yedi bölüme ayrılmıştır. Bunlar çekiş ünitesi, kaldırış ünitesi, kepe ünitesi, terazi ünitesi, bum ünitesi, hareket ünitesi ve makina dairesidir. Çekiş ünitesi, yerkazarın kepeğini ana gövdesine doğru çekerek dolma işlemini gerçekleştirmesine yarayan mekanik parçaları barındırmaktadır. Kaldırış ünitesi ise dolmuş işlemi tamamlandıktan

kepçenin yukarı-aşağı hareketiyle görevli parçaları içermektedir. Örtü kazı faaliyetinin fiziksel olarak gerçekleştiği, zeminle temasın kurulduğu alan ise kepe ünitesine dâhildir. Dolu kepeğin dengeli şekilde havada kalabilmesini ve çekiş ve kaldırış üniteleri arasında bağlantı kurarak, kepe ağzının inme-kalkma hareketini ve dolayısıyla yükün boşaltımını sağlayan elemanlar terazi ünitesi içerisinde yer almaktadır. Kepçenin askıda kalarak kazı alanından döküm sahasına hareketini sağlayan, oluşan yüke ve merkez-kaç kuvvetlerine karşı destek sağlayan kısımlar bum ünitesi içerisinde bulunmaktadır. Çekme kepeğin yürüyüş ve dönüşünü sağlayan mekanik parçalar ise hareket ünitesi içerisinde yer almaktadır. Makinanın, kaldırış, çekiş ve hareket gibi faaliyetleri, makina dairesinde bulunan motor jeneratörler yardımıyla sağlanmaktadır. Motor, jeneratör ve bu elektrikli parçaların yağlama kısımları makina dairesi ünitesi altında toplanmıştır. Çekme kepeği yerkazarın alt ünitelerinin birbirlerine göre konumları Şekil 2'den incelenebilir.

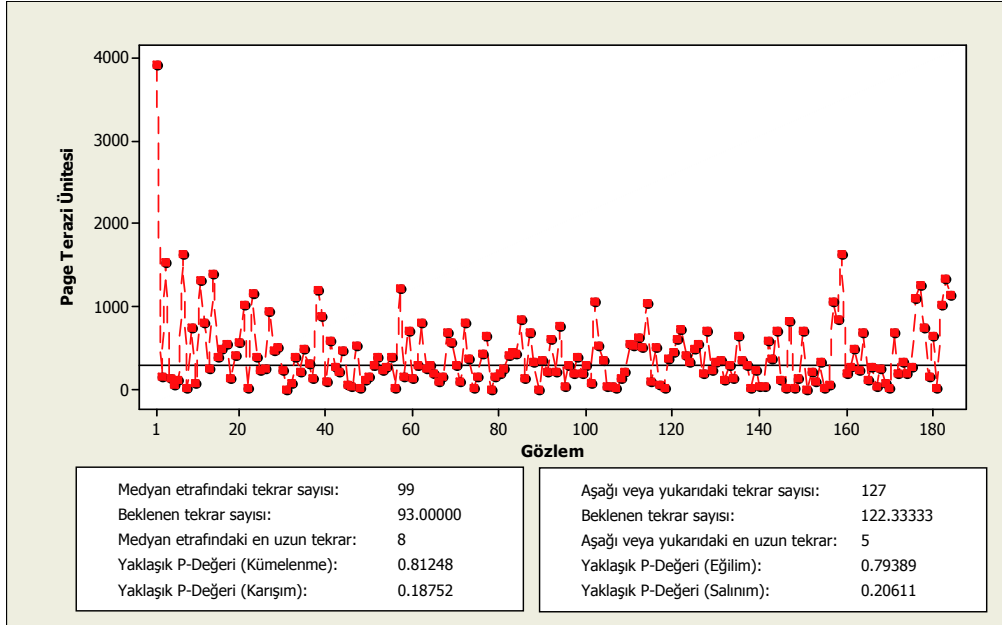


Şekil 2. Çekme Keşçeli Yerkazarın Alt Üniteleri

5 GÜVENİLİRLİK ANALİZİ

Çekme keşçeli yerkazar, içerisinde onarılamaz parçalar da barındıran onarılabılır bir sistemdir. Bu sistemdeki mekaniksel veya elektriksel sorunlar, ya parçaların tekrardan eski ayarlarına getirilmesi ya da değiştirilmesi yoluyla düzeltilebilir. Genel itibarıyla bir sistemin güvenilirliği, kendisini oluşturan alt sistemlerin güvenilirlikleriyle bulunur. Bu alt sistemler üç çeşit etkileşim içinde olabilirler: seri, paralel ve bunların birleşimi. Seri bağlı sistemler, birbirlerini seri şekilde bağlı ve birbirlerinin güvenilirliklerini doğrudan etkileyen sistemlerdir. Bu sistemlerin birisinde yaşanacak arıza, bütün sistemi işlevsizleştirecektir. Paralel bağlı bir sistemin tamamen işlevsizleşmesi için ise tüm alt birimlerin işlevsizleşmesi gerekmektedir. Şekil 2'den de incelenebileceği gibi, çekme keşçeli yerkazarın üniteleri birbirine seri halde bağlıdır. Herhangi bir ünite meydana gelecek arıza, makinenin tamirat süresi boyunca işlevsizleşmesine yol açacaktır.

Çekme keşçeli yerkazarın alt sistemlerinin güvenilirliklerinin saptanmasından önce, makinalara ait verilerin rasgelelik (randomness) değerleri belirlenmelidir. Değerlerin rasgeleliği tekrarlar sınaması (run test) ile belirlenebilir. Testin içindeki sıfır hipotezi (null hypothesis) " H_0 :Veri Dağılımı rastgeledir (ya da bağımsızdır)" olarak tanımlanır. Karşıt hipotez (alternative hypothesis) ise verinin rasgele (ya da bağımsız) olmadığını savunur. Bu testin yanı sıra, veri kümelenmesi (clustering), dağılım karışımı (mixture), eğilim (trend), ve veri salınımlarının (oscillation) da incelenmesi, veri bağımsızlığını etkileyen sebeplerin anlaşılmasında yardımcı olacaktır. Yapılan testler neticesinde verilerin dağılımının güvenilirlik analizi için uygun olduğu anlaşılmıştır. Şekil 3'de Page 736 çekme keşçeli yerkazarın terazi ünitesi için yapılan örnek test görülmektedir. Rasgelelik analizi tamamlandıktan sonra, onarılabılır sistemler



Şekil 3. Page 736 Terazi Ünitesi için Tekrarlar Sınaması (Run Test)

için kullanılan genel yenileme süreci (general renewal process - GRP) ile güvenilirlik değerleri bulunmaktadır. Onarılabilir sistemler için en yaygın olarak kullanılan güvenilirlik yöntemleri kusursuz yenileme süreci (perfect renewal process – RP) ve homojen olmayan Poisson sürecidir (nonhomogeneous Poisson process – NHPP) (Mettas ve Zhao, 2005). Bu iki analiz çeşidi, makinanın arıza tamir ve bakımının makinanın çalışma yaşına olan katkısını irdelemektedir. Kusursuz yenileme sürecinde, makinanın onarımdan sonra “yeni gibi” (good as new) durumuna geldiği varsayılır. Homojen olmayan Poisson süreci ise makinaya asgari düzeyde bakım yapıldığını ve bu durumda makinanın sadece “eskisi gibi kötü” (bad as old) haline geri döndürdüğü düşünülür. Fakat gerçekte, onarım aktivitelerinin çoğu bu uç durumlarda değil, genellikle bunların arasında bir verimlilikte sonuçlanmaktadır. Bu onarım verimliliği eskisinden iyi yenisinden kötü (better than old but worse than new) olarak nitelendirilebilir (Guo, Liao, ve Pulido, bt). Bu gibi daha gerçekçi bir yaklaşım, Kijima'nın genel yenileme süreci (general

renewal process - GRP) olarak adlandırılan istatistik modeliyle desteklenmektedir (Kaminskiy, 2004). Kijima'nın GRP analizi güvenilirlik hesaplamalarına sanal yaş (virtual age) kavramını getirmiştir. Sanal yaş, makinanın operasyonda kaldığı zamana ve bu süre içerisinde oluşan onarımların sayılarına göre oluşturulan bir fonksiyondur. Belirlenmiş zaman aralığındaki arızaların yoğunluğu, operasyon süresinden daha çok sanal yaş fonksiyonuyla sağlanmaktadır.

Çekme kepçeli yerkazarların, GRP analizine göre hesaplanmış güvenilirlik tahminleri Tablo 1'de yer almaktadır. Bu tabloya göre, 100 saatlik bir çalışma süresince, Page 736 için en güvenilir alt ünite terazi ünitesiyken, Marion 7820 için ise en güvenilir ünite hareket ünitesidir. Bunun yanı sıra, aynı zaman diliminde, arıza vermesi en muhtemel ünite, Page için kepçe ünitesi, Marion için ise makina dairesidir. Page kepçe ünitesinin 100 saatlik bir çalışmadan sonra işlevsiz kalma ihtimali 59 %'dur. Aynı şekilde, Marion makina dairesinde 47 % ihtimalle bir arıza ile karşılaşılması muhtemeldir.

Tablo 1. Çekme Keççeli Yerkazırların Alt Ünitelerinin Güvenilirlikleri

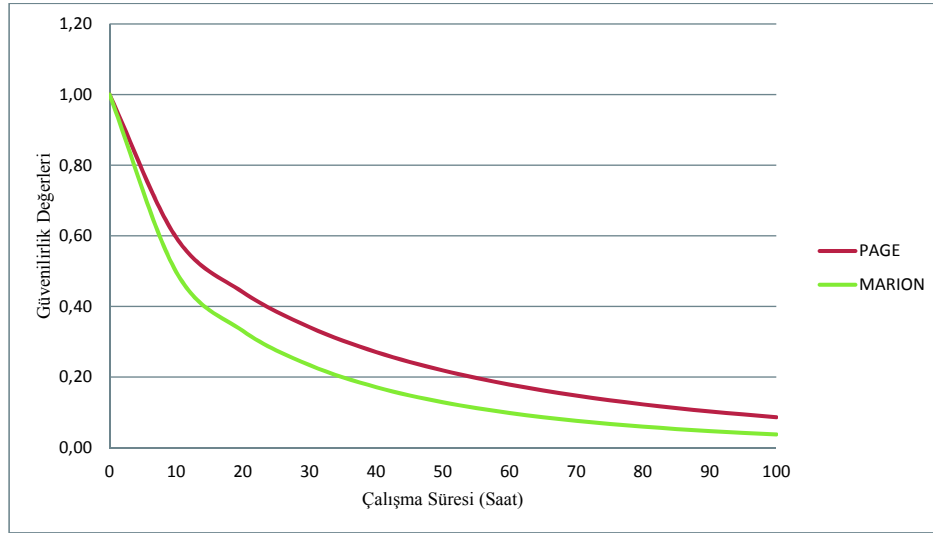
Süre (Saat)	Page 736 Üniteleri						Marion 7820 Üniteleri					
	Çekiş	Kaldırış	Terazi	Keççe	Makina Dairesi	Hareket	Çekiş	Kaldırış	Terazi	Keççe	Makina Dairesi	Hareket
10	0.95	0.96	1.00	0.78	0.93	0.94	0.92	0.87	0.93	0.90	0.86	0.95
20	0.90	0.94	1.00	0.69	0.88	0.90	0.87	0.82	0.88	0.84	0.79	0.91
30	0.86	0.92	0.99	0.63	0.85	0.87	0.83	0.78	0.84	0.80	0.74	0.88
40	0.83	0.90	0.99	0.59	0.82	0.84	0.80	0.75	0.80	0.76	0.70	0.86
50	0.79	0.88	0.99	0.55	0.79	0.82	0.77	0.73	0.77	0.72	0.66	0.83
60	0.76	0.86	0.98	0.51	0.77	0.80	0.74	0.70	0.73	0.69	0.63	0.81
70	0.73	0.85	0.98	0.48	0.75	0.78	0.71	0.68	0.71	0.66	0.60	0.79
80	0.71	0.83	0.98	0.46	0.73	0.76	0.69	0.66	0.68	0.64	0.58	0.77
90	0.68	0.82	0.97	0.43	0.71	0.74	0.66	0.64	0.65	0.61	0.56	0.75
100	0.65	0.80	0.97	0.41	0.69	0.73	0.64	0.63	0.63	0.59	0.53	0.73

Alt-sistemlerin güvenilirlik analizlerinden yararlanılarak sistemin genel güvenilirliği hesaplanmıştır. Alt-sistemlerden herhangi birinde bir arıza olması çekme keççenin durmasına sebep verdiği için sistemin güvenilirliği bu alt sistemlerin güvenilirliklerinin çarpımından elde edilmiştir. Şekil 4'de çekme keççelerin zamana bağlı güvenilirlik değişimleri, Tablo

2'de ise bu değişimlere ait sayısal veriler verilmektedir. Bu tabloya göre Marion'un güvenilirliği 10. saate kadar daha hızlı bir ivmeyle düşmekte, 10. saatten sonra ise Marion ve Page birbirlerine yakın bir trend sergilemektedirler. Her iki çekme keççeli yerkazırların güvenilirlikleri 15. saatten sonra % 50'nin aşağısına inmektedir.

Tablo 2. Çekme Keççeli Yerkazırların Zamana Bağlı Güvenilirlik Değerleri

Süre (Saat)	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
PAGE	0.60	0.44	0.34	0.27	0.22	0.18	0.15	0.12	0.10	0.09
MARION	0.50	0.33	0.23	0.17	0.13	0.10	0.08	0.06	0.05	0.04



Şekil 4. Çekme Keççeli Yerkazırların Zamana Bağlı Güvenilirlik Değişimleri

6 SONUÇ

Bu çalışmada, GLİ Müessesinde faaliyet gösteren iki adet çekme kepçeli yerkazarın 1998-2011 yılları arasındaki 13 yıllık arıza verilerine dayanılarak güvenilirlik analizi yapılmıştır. Analizlerde genel yenileme süreci (general renewal process - GRP) kullanılmış, her bir çekme kepçeli yerkazarın alt ünitelerinin güvenilirlik değerleri hesaplanmıştır. Yapılan analizlere göre, Page 736, Marion 7820'ye göre daha güvenilir çıkmıştır. 10 saatlik bir çalışma diliminde Page'in işlevini sorunsuz yerine getirme ihtimali % 60 iken Marion için bu oran % 50'dir. Bunun sebebi, Page marka çekme kepçenin Marion'a göre 6 yaş daha genç olması, Page kepçe kapasitesinin (15.30 m³), Marion kepçe kapasitesinden (30.60 m³) daha düşük olması ve de buna bağlı arıza farklılıkları ve yoğunlukları gösterilebilir. Aynı zamanda, 100 saatlik bir çalışma süresi içinde, Page çekme kepçeli yerkazar için en güvenilir ünite terazi ünitesi, en az güvenilir ünite ise kepçe ünitesi olarak görülmektedir. Marion için ise hareket ünitesi en güvenilir, makine dairesi ise en az güvenilir ünitelerdir. Bu da Marion yerkazarının motor-jeneratör kısmında normalden çok arıza çıkma ihtimali olduğunu göstermektedir. Yapılan çalışmadaki güvenilirlik oranlarının zamana bağlı düşüşleri dikkate alınarak uygun bakım ve onarım planları oluşturulması, muhtemel arızaların önüne geçmekte yardımcı olabilir.

KAYNAKLAR

- Bertsche, B. (2008). *Reliability in Automotive and Mechanical Engineering*. Berlin: Springer.
- Guo, H., Liao, H., & Pulido, J. (2011, Temmuz). Failure Process Modeling For Systems With General Repairs. *Reliability Hotwire eMagazine*(125).
- Kaminskiy, M. P. (2004). Simple Bounds on Cumulative Intensity Functions of Renewal and G-Renewal Processes with Increasing Failure Rate Underlying Distributions. *Risk Analysis*, 24.
- Köse, H., & Yalçın, C. (1985). *Örtü Kazı Yöntemlerinin Ekonomik Açıdan Değerlendirilmesi*. İzmir: DEÜ Maden Mühendisliği Bölümü.
- Kumar, U., & Barabady, J. (2007). Reliability analysis of mining equipment: A case study of a Crushing plant at Jajarm Bauxite Mine in Iran. *Reliability Engineering & System Safety*, 647-653.
- Lhorente, B., Lugtigheid, D., Knights, P., & Santana, A. (2004). A Model for Optimal Armature Maintenance in Electric Haul Truck Wheel Motors: A Case Study. *Reliability Engineering and System Safety*, 84, 209-218.
- Mettas, A., & Zhao, W. (2005). Modeling and Analysis of Repairable Systems with General Repair. 2005 Annual Reliability and Maintainability Symposium Proceedings Book. Virginia: IEEE Publications.
- Roy, S., Bhattacharyya, M., & Naikan, V. (2001). Maintainability and Reliability Analysis of a Fleet of Shovels. *Mining Technology*, 110(3), 163-171.
- Samanta, B., Sarkar, B., & Mukherjee, S. (2004). Reliability Modelling and Performance Analysis of an LHD System in Mining. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 104(1), 1-8.

TEŞEKKÜR

Bu araştırma, 111M320 No'lu proje ile Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu (TÜBİTAK) tarafından finanse edilmiştir. Yazarlar, bu projeye verdiği destek için TÜBİTAK'a teşekkür etmektedir.

Açık Maden İşletmeciliği Nakliyesinde Kuyruk Modeli ile Verimlilik Analizi

Efficiency Analysis with Queueing Model at Open Pit Mining Transportation

G. Konak, T. Mallı

Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir

ÖZET Günümüzde maden işletmelerinin önemli problemlerinden olan optimizasyon tekniklerinden yeterince faydalanılamamasıdır. Bu durum, zamanın efektif olarak kullanılamamasına, makine-ekipmanların verimli çalıştırılmamasına ve dolayısıyla işletmelerde operasyonel maliyetlerin yükselmesine neden olmaktadır.

Dünya maden üretiminin önemli bölümü açık işletme yöntemleri ile daha derin kotlarda yükselen örtü kazı miktarlarında ve maliyetlerde gerçekleştirilmektedir. Bu nedenle rekabet koşullarına uygun ekonomik üretim yapılabilmesi için dekapaj maliyetlerinin ve dolayısıyla birim üretim maliyetlerinin düşürülmesini gerektirmektedir. Açık işletmelerin derinleşerek genişlemekte olması maliyetlerinin yarısına yaklaşan kamyon nakliyatını daha karmaşık ve pahalı hale getirmektedir. Özellikle taşıma maliyetlerinin azaltılması işletme giderlerinde önemli kazançlar sağladığından, nakliye yönetim sistemleri de önem kazanmaktadır. Ekskavatör-kamyon yöntemi açık işletme madenciliğinde uygulanan en yaygın yöntem olup bu sistemin verimlilik analizinde kullanılan teknikler, genellikle simülasyon ve kuyruk modelleridir.

Bu çalışmada; TKİ Ege Linyit İşletmeleri(E.L.İ) Kısırakdere panosunda elde edilen ölçüm değerleri, kuyruk modeli kullanılarak hesaplanan değerler ile karşılaştırılarak yükleme-taşıma operasyonu verimliliği analiz edilmekte ve makine-ekipman kullanım veriminin artırılmasına yönelik kamyon atama-izleme teknolojisine dayalı öneriler ortaya konulmaktadır.

ABSTRACT In our day, one of the most important problems of mine exploitations is that optimization techniques are not benefited at a sufficient level. This situation leads to ineffective usage of time, inefficient working conditions of machinery-equipment and thus to the increase of operational costs at mine sites.

Significant parts of mining operations in the world are carried out by open pit mining in lower level with increasing stripping ratio and costs. The unit costs should be reconsidered to reduction, due to competition and economical and technical constraints. Although, the open pits gradually deepen and enlarge in size, the highest cost inputs in mining, the haulage costs also seem to increase. The minimization of transportation cost is substantial since, approximately fifty percent of the total cost. The shovel-truck method is the most common excavation method in open pit mining and the techniques employed in the analysis of this system are generally the simulation and queueing models.

In this study; the measurement values that were obtained at the Kısırakdere panel of TKİ Aegean Lignite Enterprises were compared to the values computed by using queueing model and in this manner, the efficiency of loading-haulage operation was analyzed and suggestions were put forward regarding truck assignment-monitoring technology in order to ensure an efficient machinery-equipment use.

1 GİRİŞ

Dünya maden üretiminin önemli bir bölümü açık işletme yöntemleri ile yapılmaktadır. Yüzeğe yakın maden yataklarının tüketilmesi ile birlikte açık işletme üretimi daha derin kotlara inmekte ve kaldırılması gereken örtü kazı miktarları artmaktadır. Derinleşip genişleyen açık işletmelerde örtü kazı oranının yükselmesi, maliyet girdileri içinde en yüksek payı olan yükleme-nakliye maliyetlerini arttırmaktadır. Rekabet koşullarına uygun ekonomik üretim yapılabilmesi için dekapaj ve dolayısıyla birim üretim maliyetlerinin düşürülmesi gerekmektedir(Köse vd,2009). Günümüzde, maden işletmeciliğinin önemli problemlerinden olan optimizasyon tekniklerinin yeterli düzeyde uygulanamaması; efektif zaman kullanımında yetersizliklere ve makine-ekipmanların verimli çalıştırılmamasına neden olmaktadır. Bu durum, işletmelerde operasyonel maliyetlerin yükselmesi dolayısıyla birim maliyetlerin artması anlamına gelmektedir(Mallı, Köse, 2011). Kömür ve dekapaj malzemesinin taşınması açık işletme operasyonlarının en önemli bölümüdür. Birçok uzman nakliye giderinin, işletme maliyetlerinin % 50'sine ulaştığı görüşündedir(Gamache M, Alaire S, 2002). Açık işletmelerin derinleşip genişlemekte olması kamyon nakliyatını daha karmaşık ve daha pahalı hale getirmektedir. Özellikle taşıma maliyetlerinin yüzdesel olarak birkaç puan azaltılması işletme giderlerinde önemli kazançlar sağladığından, nakliye yönetim sistemlerinin kullanımı giderek daha önem kazanmaktadır. Bu nedenle, kamyon nakliye sisteminde GPS(küresel konumlama sistemi) tabanlı ekskavatör-kamyon atama ve izleme teknolojisi kullanımı kaçınılmaz olmaktadır(Elevli, B,Doğan, A,1999). Nakliye sistemlerinin verimlilik analizinde; genellikle simülasyon ve kuyruk modeli teknikleri kullanılmaktadır(Erçelebi S, 1997). Kuyruk teorisi modelleri, müşteri bekleme zamanı ile servis sistemi boş kalma zamanı arasındaki dengenin bulunmasına yönelik olarak kullanılmaktadır. Model, servis

düzeyini arttırırken bekleme zamanı maliyetini en düşük düzeyde tutmayı amaçlamaktadır(Öztürk A, 2001). Bu yönüyle madencilikte ekskavatör-kamyon yönteminde uygulama alanı bulmaktadır.

2 AÇIK İŞLETMELERDE VERİMLİLİK

Üretim sistemlerinde; çalışma verimliliğini ve işgücünü arttırmak, hammadde değişikliği yapmak, yeni bir ürünün üretimine geçmek gibi verilmesi gereken başlıca kararlar vardır. Bu kararların tümü, kullanılacak ekipmanın yenilenip değiştirilmesini yada mevcut üretim sürecine yeni ekipmanlar dahil etmeyi gerektirmektedir(Yılmaz B., Dağdeviren M, 2010).

Değişik araştırmacılar, taşıma işlemlerinde verimlilik düzeyini arttırmak için gerekli ekipmanların belirlenmesinde, en uygun ekipman seçimi için AHP(Analitik Hiyerarşi Prosesi) tekniğini uygulamışlardır. Makine-ekipman seçimi için çok fazla sayıda kriterin ve birden çok çözüm alternatifinin bulunduğu ortamlarda bu yöntemden yararlanılarak optimum kararlar alınabileceğini göstermişlerdir(Chakraborty S., Banik D., 2006, Başçetin, A., Kesimal, A.,1999). Chan, malzeme taşıma ekipman seçim danışmanı (MHESA), uzman sistem ve en iyi ekipman tipini seçecek bir AHP modeli geliştirmiştir(Chan, et al, 2001).

Ancak makine-ekipmanların yenilenmesinin getirdiği finansman zorlukları, ilk yatırım ve amortismanın giderinin yüksek olması nedeniyle mevcut sistemin iyileştirilmesi ve geliştirilmesine yönelik uygulamalar tercih edilmektedir. Maden işletmelerinin temel problemleri; makine-ekipmanın verimli çalıştırılmaması ve bunların optimizasyonu sorunudur. Bu nedenle işletme giderlerinde önemli yer tutan yükleme ve taşıma operasyonlarının optimizasyonu önem kazanmaktadır.

Taşıma sisteminin verimliliği; ekskavatör-kamyon seçimi, bekleme zamanı, operatör verimi, kepçe periyodu, malzeme tipi, dolun faktörü ve kamyon kasa hacmi ile

kepçe hacminin bir fonksiyonu olarak tanımlanmaktadır(Parlak, T. 1999, Paterson, L.B, 2001).

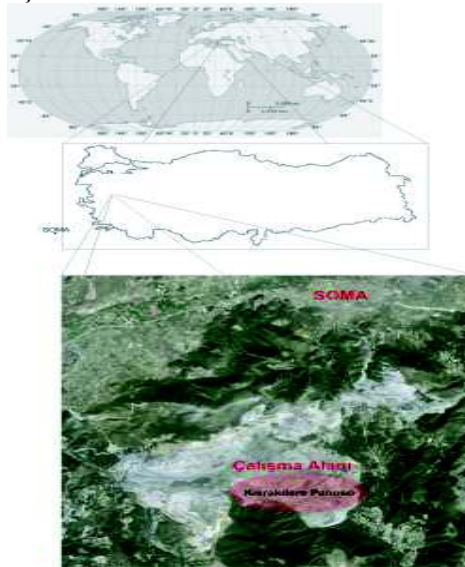
Yükleme performansının belirlenmesinde ise yükleme periyodu, malzeme yapısı ve boyutu, kazı kolaylığı, kabarma faktörü, dolun faktörü, dönüş açısı ve çalışma yeri faktörü gibi kriterler belirleyici olmaktadır(Atkinson T., 1992). Verimlilik ve birim taşıma maliyeti, kapasite kullanımı ile orantılı olarak değiştiği için çevrim zamanı, işyeri organizasyon faktörü, filo yönetimi ve planlama gibi faktörlerden etkilenmektedir (Mallı, T, 2006).

GPS tabanlı kamyon atama-izleme sistemlerinin geliştirilmesi, açık işletmelerde özellikle yükleyici ve kamyon verimlerinde önemli ölçüde artış sağlamıştır. Kamyon atama problemlerinin çözümünde temel amaç, verimlilik artışı ve operasyon maliyetlerinin düşürülmesidir[3]. Sistemin uygulandığı işletmelerde % 20 verimlilik artışı, % 6 ekskavatör kullanım artışı, % 23 kamyon kullanım artışı ve maliyetlerin % 10 azaltılması sağlanmıştır(Mallı T., vd, 2011). GPS tabanlı maden yönetim sistemlerin ilk yatırım tutarı, işletmede kullanılan makine sayılarına bağlı olarak değişmektedir. Örneğin; St Ives Açık İşletmesinde filo

izleme sisteminin amortizasyon süresi bir yıldan daha kısa sürmüştür(Andrew, P.,et al, 2003). Ayrıca yapılan çalışmalarda, sistemin işletmeler için kolaylık ve ekonomik tasarruflar sağladığını ve amortizasyon süresinin kısa olduğunu belirtmektedir (Soumis F., et al, 1989).

3 ALAN ÇALIŞMASI

Ekskavatör-kamyon yönteminin verimlilik analizine yönelik çalışmalar Ege Linyitleri İşletmesi (E.L.İ.)'nde ölçümler yapılarak gerçekleştirilmiştir. İşletme, Manisa ili Soma ilçesinde faaliyet göstermekte ve Türkiye linyit üretiminin önemli bir bölümünü karşılamaktadır(Şekil 1). İşletme, 616 Milyon ton toplam linyit rezervine ve 1 300 000 t/yıl sanayi, 1 700 000 t/yıl teshin ve 8 000 000 t/yıl termik santral nitelikli olmak üzere toplam 11 000 000 t/yıl satılabilir üretim kapasitesine sahiptir. Kömür üretimin yaklaşık % 90'ı açık işletmelerden karşılanmaktadır. Toplam 80 milyon m³/yıl dekapaj miktarının % 50-55'i ihale suretiyle, % 45-50'si işletme imkanları ile yapılmaktadır(E.L.İ., 2004).



Şekil 1. İşletme lokasyonu ve uydu görüntüsü

Saha çalışmaları, açık işletme yöntemi ile üretim yapılan Kırakdere Panosunda gerçekleştirilmiştir. İşletmede ekskavatör-kamyon yöntemi ile üretim yapılmaktadır. İşletme planı, ortalama olarak 30-35 dereceye sahip genel şev açısı ve 10-15 m basamak yükseklik kriterlerine göre tasarlanmıştır.

Engebeli arazi şartlarına uyum sağlayarak panolar arasında kolayca yer değiştirebilmesi gibi üstünlüklerinden

dolayı işletmede ekskavatör-kamyon yöntemi tercih edilmektedir(Mallı, T., 2006).

İşletme makine parkında 17 yd³ kepçe hacmine sahip 2 adet halatlı ekskavatör, 8 adet 170 ston ve 16 adet 85 ston kapasiteli olmak üzere iki farklı tipte maden kamyonu bulunmaktadır.

Çalışmanın yapıldığı Batı Kırakdere panosuna ait teknik parametreler Çizelge 1'de verilmektedir.

Çizelge 1. Pano planlama parametreleri

Parametre	Değer
Hedeflenen üretim kapasitesi (t/yıl)	1000000
Örtü-kazı oranı (m ³ /t)	12
Hedeflenen dekapaj miktarı (m ³ /yıl)	12000000
Yıllık çalışma süresi (saat)	4752
Nakliye sistemi kapasitesi (m ³ /saat)	2525

4 ÖLÇÜMLER VE BULGULAR

Yükleme-taşıma sisteminde çalışan kamyon ve yükleyici makinaların mevcut çalışma performansları ve sistem verimliliğinin belirlenmesi; işletmenin verimliliği ve optimizasyonu açısından önemlidir. Bu nedenle, işyeri organizasyonunun analizinde kullanılmak üzere mevcut çalışma koşullarında yükleme ve taşıma operasyon çevrim süreleri ile fiili kapasite değerleri yapılan ölçümlerle belirlenmiştir.

4.1 Kapasite

İşletme verimliliği ve birim üretim maliyetlerini belirleyen en önemli parametre, üretim ve taşıma kapasitesidir. Çevrim zamanı, işyeri faktörü, filo organizasyonu, zaman kontrolü ve yönetimi kapasiteyi etkileyen temel değişkenlerdir. İşletmede, planlanan ve gerçekleşen fiili kapasite değerleri Çizelge 2'de verilmektedir

Çizelge 2. İşletmede planlama ve gerçekleştirilen kapasite değerleri

Yükleyici No	Kamyon Tipi ve Kapasitesi (ston)	Ortalama Tur Sayısı(adet/gün)		Planlanan Kapasite (t/gün)	Gerçekleşen Kapasite (t/gün)
		Planlama	Gerçekleşen		
Y1	T1: 170	120	89	15000	10680
Y2	T2: 85	150	95	10000	5700

Gerçekleşen fiili kapasite değeri, planlanan değerin çok altındadır.

İşyeri veriminin düşük olduğu, kamyon-yükleyici eşleşmeleri ve organizasyonunda problemlerin olduğu açıkça görülmektedir. Yükleyici-kamyon

sisteminde, yükleyicilerin büyük tonaja sahip kamyonlarla çalışması ekonomik ve teknik açıdan daha uygun olmasına rağmen yeterli sayıda 170 ston tonajlı kamyon bulunmaması, ilk yatırım tutarının yüksek olması ve finansman zorlukları taşıma sisteminde yeni alternatif çözümler geliştirilmesini gerektirmektedir.

4.2 Çevrim Süreleri ve Sistem

Yükleyici periyodunun belirlenmesine yönelik olarak ölçümler yapılmış ve dolum faktörü ile dönüş açısına bağlı olarak değişen kepçe döngü süresi, ortalama 25 sn olarak tespit edilmiştir (Ek Tablo 1,2).

Genellikle kamyon çevrim sürelerini etkileyen en önemli faktörler, bekleme ve yükleme sürelerinin değişkenliği olup özellikle kamyon bekleme sürelerinin bu sürenin değişiminde etkili olduğu yapılan ölçüm ve gözlemler sonucunda belirlenmiştir. Ortalama kamyon bekleme süresi; 164,5 sn, yüklenme süresi; 140 sn ve toplam çevrim süresi; 1652 sn olarak ölçülmüştür (Çizelge 3). Kamyonların kuyruk oluşturmasının temel nedeni; kamyonların sabit ve rutin rota hareketleri yapması, aynı yükleyiciden aynı kamyon grubunun yüklenmesidir.

Çizelge 3. Sistemde yükleyici ve kamyonlara ait ölçüm değerleri

Yükleyici tipi Kamyon tip ve sayısı	1.Seri Ölçümler		2. Seri Ölçümler		Ölçüm ortalaması (sn)
	Y 1 T1:11	Y 2 T2:8	Y 1 T1:11	Y 2 T2:8	
Ortalama kamyon çevrim süresi (sn)	1607,27	1660,20	1600,33	1740,64	1652,00
Ortalama yükleme çevrim süresi (sn)	93,14	177,32	91,81	196,58	140,00
Ortalama yükleyici boş bekleme süresi (sn)	108,38	66,32	87,72	35,84	74,57
Ortalama kamyon boş bekleme süresi (sn)	18,67	92,68	42,44	504,20	164,50

Nakliye ve yükleme sisteminde ortaya çıkan ölü zamanların azaltılarak kamyon ve yükleyici çalışma verimlerinin yükseltilmesi ancak zamanın iyi planlanması, kontrolü ve dinamik olarak müdahalesiyle gerçekleşmektedir. Bu yüzden nakliye ve yükleme sistemleri, gerçek zamanlı olarak kontrol edilmelidir. İşletmede eşzamanlı olarak çalışan 2 yükleyici ve 19 maden kamyonunun çevrim süreleri farklı zamanlarda (1.seri ve 2.seri) ölçülmüştür (Ek Tablo 1,2). Elde edilen ölçümlerden hesaplanan ortalama değerler Tablo 3’de verilmektedir.

Birinci seri ölçümlerde, kamyon servis hızının yetersiz kalması nedeniyle Y1 yükleyicisinde çevrim başına ortalama 108.38 sn’lik bekleme süresi oluşmuştur. Buna karşılık Y2 yükleyicisinde ise kamyonlar çevrim başına ortalama 92.68 sn bekleyerek kuyruk oluşturmaktadır. Bu

durum, sistem verimliliğini ve kapasitesini düşürmektedir.

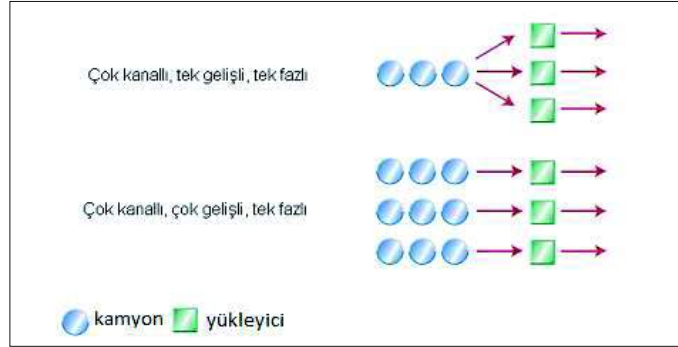
İkinci seri ölçümlerde, Y1 yükleyicisine yeterli sayıda kamyonun servis yapamadığı ve buna karşın kamyonların blok hareketlerine devam ettiği gözlenmiştir. Yükleyici bekleme süresinin ortalama 87,72 sn olması, kamyonların yetersiz ve sabit tahsisi sonucunda ortaya çıkmaktadır. Y2 yükleyicisinde çevrim başına ortalama 504,20 sn’lik kamyon bekleme süresi, kuyruk oluşumunu göstermektedir. Yükleyicilerde kamyon bekleme süresinden kaynaklanan kuyruk oluşumu, sistemin dinamik olarak yönlendirilmesi gerektiğinin önemli gözlem ve sonuçlarındandır.

5 TARTIŞMA

Kuyruk teorisi modelleri, yöneylem araştırmalarında yaygın olarak kullanılmaktadır. Kuyruk modelleri basit olarak servis sisteminde birimlerin çok

fazla olması durumu ve servis sistemi kapasite yetersizliği ile servis sistemi kapasitesinin atıl kalması problemlerinde, bekleme zamanı ile servis sistemi boş kalma zamanı arasındaki dengenin bulunmasına yönelik olarak kullanılmaktadır (Öztürk A., 2001). Literatürde değişik şartlar için tanımlanmış kuyruk modelleri bulunmaktadır (Hamerly J., 2005). Yükleyici-kamyon eşleştirme işleminin karakterize edilmesinde; çok kanallı, çok gelişli veya çok kanallı, tek gelişli kuyruk modelleri kullanılabilir (Şekil 2). Madencilik faaliyetlerinde genel olarak ölçümlerin yapıldığı işletmede de

kullanılan, basit ama verimi düşük olan çok kanallı, çok gelişli kuyruk modeli tercih edilmektedir. GPS tabanlı atama-izleme sistemleri ile birlikte uygulanabilen tek gelişli, çok kanallı modelin kullanımı makine verimlerini arttırmaktadır. Bu çalışma kapsamında, sahadan elde edilen veriler kullanılarak çok kanallı, tek gelişli kuyruk modelin uygulanması durumunda; kullanım oranları, yükleyici boş kalma olasılığı, bekleme hattındaki ortalama kamyon sayısı ve kuyrukta ortalama bekleme süreleri hesaplanarak fiili ölçüm değerleri karşılaştırılmıştır.



Şekil 2. Kuyruk Modelleri (Hamerly J., 2005).

Çok kanallı tek gelişli kuyruk modeline dayalı olarak gerçekleştirilen analizde, aşağıda verilen eşitlikler yardımıyla yükleyici-kamyon sistemi için beklenen çalışma değerleri hesaplanmıştır. Sistemde geliş oranı(λ), servis oranı(μ), ortalama servis süresi($1/\mu$) kullanılarak kullanım oranı(ρ) bulunmaktadır.

$$\rho = \frac{\lambda}{\mu} \quad (1)$$

Modelde paralel servis veren benzer yükleyici sayısı(c), kuyruk sistemine gelen kamyon sayısı (n) olmak üzere; $P_{(0)}$ sistemde kamyon bulunmama yada yükleyicinin boş kalma olasılığı hesaplanmaktadır.

$$P_{(0)} = \frac{1}{\sum_{n=0}^{c-1} \frac{1}{n!} \rho^n + \frac{\rho^c}{c!(1-\frac{\rho}{c})}} \quad (2)$$

Bekleme hattında oluşacak ortalama kamyon sayısı yada bir başka ifadeyle ortalama kuyruk uzunlukları(L_q); aşağıdaki (3) nolu eşitlik yardımıyla bulunmaktadır.

$$L_q = \frac{\lambda \mu \left(\frac{\lambda}{\mu}\right)^c}{(c-1)!(c\mu-\lambda)^2} P_0 \quad (3)$$

Sisteme gelen herhangi bir kamyonun ortalama bekleme süresi(W_q) ise;

$$W_q = \frac{L_q}{\lambda} \quad (4)$$

şeklinde ifade edilmektedir.

Yapılan saha çalışmaları sonucu belirlenen λ , μ ve ρ değerleri kullanılarak hesaplanan P_0 , L_q ve W_q değerleri ile fiili olarak ölçülen değerler Çizelge 4'de verilmektedir.

Çizelge 4. Kuyruk modeli ile hesaplanan ve ölçüm değerlerinin karşılaştırılması

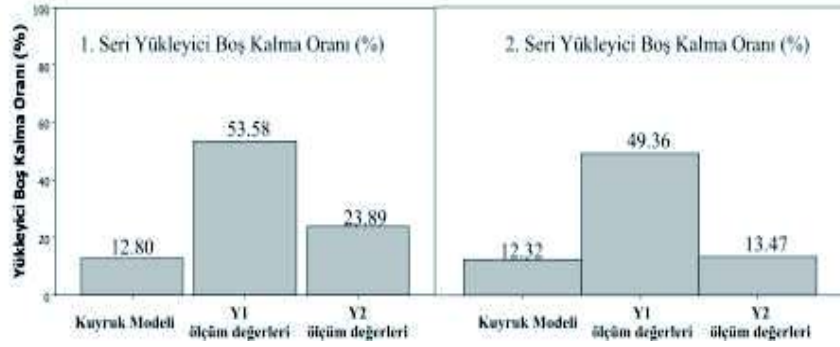
	1. Seri Ölçüm Değerleri			2. Seri Ölçüm Değerleri		
	Q ₁	Ölçüm Değeri	Ölçüm Değeri	Q ₂	Ölçüm Değeri	Ölçüm Değeri
Yükleyici ve kamyon tipi		Y1, T1	Y2, T2		Y1, T1	Y2, T2
Geliş oranı, λ	45,57	-	-	44,90	-	-
Servis oranı, μ	29,48	-	-	28,76	-	-
Kullanım oranı, ρ	1,54	-	-	1,56	-	-
Yükleyici boş kalma olasılığı, Po (%)	12,80	53,58	23,89	12,32	49,36	13,47
Ortalama kuyruktaki kamyon sayısı, Lq (adet)	2,30	0,20	0,52	2,43	0,46	2,56
Ortalama kuyrukta kamyon bekleme süresi, Wq (sn)	181,40	18,67	92,58	195,21	42,44	504,20

*Q_{1,2} : Kuyruk modeli kullanılarak hesaplanan değerlerdir.

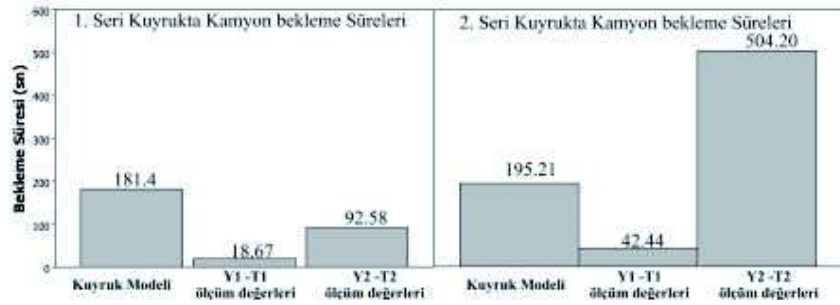
Eşzamanlı olarak çalışan Y1 ve Y2 yükleyicilerinde iki farklı bekleme oluşmaktadır. Y1 yükleyicisinde kamyon beklemesi oluşurken, Y2 yükleyicisinde ise tam tersine yükleyici beklemektedir. İşletmede uygulanan sabit kamyon atama sistemi ile yapılan çalışmalarda makine verimlerinin oldukça düşük olduğu görülmektedir. Taşıma ve yükleme sisteminde, bekleme zamanlarının azaltılması, işletme ekonomisi açısından temel hedef olduğundan belirli bir alanda aynı anda çalışan yükleyiciler için kamyon atamalarının dinamik olarak yapılması gerekmektedir.

6 DEĞERLENDİRME

Kuyruk modeli kullanılarak yapılan hesaplamalarda yükleyicilerin beklenen boş kalma oranları, 1. ve 2. seri ölçümler için %12,80 ve %12,32 olarak belirlenmiştir. Buna karşılık sahada yapılan ölçümlerde, Y1 nolu yükleyicide sırası ile %53,58 ve %49,36 değerleri, Y2 nolu yükleyicide ise %23,89 ve %13,47 değerleri elde edilmiştir (Şekil 3). Kamyon bekleme sürelerinin belirlenmesi için yapılan model hesaplarında, 1. seri ölçümler için 181,4 sn, ikinci seri ölçümler için 195,21 sn değerleri elde edilmiştir. Buna karşılık sahada yapılan ölçümlerde Y1 nolu yükleyiciye servis veren T1 grubu kamyonlarda sırası ile 18,67 ve 42,44 sn, Y2 nolu yükleyiciye servis veren T2 grubu kamyonlarda ise 92,58 ve 504,20 sn bekleme süreleri elde edilmiştir (Şekil 4).



Şekil 3. Farklı serilerde Y1 ve Y2 yükleyicilerin boş kalma yüzdeleri



Şekil 4. Farklı serilerde kamyonların Y1 ve Y2 yükleyicilerinde kuyrukta bekleme süreleri

Çalışma yapılan işletme sahasında belirlenen yükleyici boş kalma değerlerinin, modelle belirlenen değerden daha düşük olması yükleyici-kamyon eşleşmeleri ve filo organizasyonunda problemlerin olduğunu göstermektedir. Filo organizasyonu sorunu; herhangi bir yükleyicide kamyonlar kuyruk oluştururken, diğer yükleyicinin boş kalması durumunda ortaya çıkmaktadır. Yükleyicilere sabit olarak aynı kamyon grubunun yönlendirilmesi sonucunda, kuyruk bekleme sürelerinden kaynaklanan işyeri kapasitesi düşmekte ve verimlilik azalmaktadır. Kamyon çevrim

zamanlarındaki gecikmeler, özellikle kamyonların yükleyicide kuyruk oluşturmasından kaynaklanmakta ve burada bir düzenlemenin yapılması gerekliliğini ortaya koymaktadır.

1. Seri ölçümler incelendiğinde, Y1 yükleyicisinde oluşan boş bekleme süresi, Y2 yükleyicisine servis yapan kamyonların bu yükleyiciye yönlendirilmesi ile azaltılabilir. 2.Seri ölçümlerde yine benzer olarak; Y1 yükleyicisinde oluşan yükleyici boş bekleme süresi, Y2 yükleyicisinde kuyrukta bekleyen kamyonların uygun zamanlarda bu yükleyiciye yönlendirilmesi ile azaltılabilecektir.

Yükleme-taşıma işleminde; filo yönetim sistemlerinin kullanımı ile kamyonlar uygun yükleyicilere yönlendirildiği ve atama-izleme teknolojisi, kamyonların kapasiteleri ve performans değerlerini sürekli olarak anlık değerlendirmekte, efektif kamyon kullanımlarını arttırarak planlamaya uygun şekilde daha az kamyonla oluşan bir filo ile aynı taşıma kapasitesini gerçekleştirilebilmektedir. Bu şekilde işletme kontrolü ile filo organizasyonu dinamik ve kolay olarak sağlanabilmektedir. Gerçek zamanlı verilerle şartlara uygun optimal kararlar verilerek verimlilik yükseltilmekte ve birim üretim maliyetleri düşürülebilmektedir.

7 SONUÇ VE ÖNERİLER

Batı Kırsakdere Panosunda çalışan yükleyici ve kamyonların mevcut çalışma performanslarının belirlenmesi, yükleme-taşıma sisteminin verimliliğini ve maliyetini etkilediğinden oldukça önemlidir. İşletmede yapılan ölçümler ve

kontrollü olarak takip edildiğinde, zaman kayıpları azaltılmakta ve özellikle kuyruk oluşumu engellenebilmektedir. Kamyon kuyruk modeli analizlerine göre yükleyici ve kamyonların çalışma verimleri beklenen değerlerden uzaktır. Yükleme ve taşıma sisteminde meydana gelen kamyon ve yükleyici bekleme süreleri, sistemin verimini düşüren temel nedenler olarak ortaya çıkmaktadır.

İşletmede, GPS tabanlı kamyon atama-izleme teknolojisinin kullanımı ile bekleme süreleri azaltılarak kuyruk oluşumu engellenip, verimlilik arttırılabilir. Sistemin sağlayacağı avantajlar ile işletmede oluşan teknik, ekonomik ve iş organizasyonu anlamında önemli problemlerin giderileceği düşünülmektedir. İlk yatırım maliyetinin yüksek olmasına rağmen amortisman süresinin kısa olacağı ve kapasite de sağlanacak artışlarla işletme açısından taşıma giderlerinin ve dolayısıyla birim üretim maliyetlerinin düşürülebileceği beklenmektedir.

KAYNAKLAR

Köse, H., Yalçın, E., Onargan, T., Konak, G., Şimşir, F., Kızıl, S.(2009). *Açık İşletme Tekniği*, 3. Baskı, D.E.Ü Mühendislik Fakültesi Yayınları No: 256, İzmir.

Mallı, T., Köse H., (2011). Açık Ocak Madencilğinde Makine-Ekipman Performansının İşletme Maliyetine Etkisi, 3. *Maden Makinaları Sempozyumu*, 05-06 Mayıs, İzmir.

Gamache M., Alaire S.(2002). Overview of Solution Strategies Used in Truck Dispatching Systems for Open Pit Mines. *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*. vol.16, pp.59-76.

Elevli, B., Doğan, A., (1999). Açık İşletmelerde Otomasyon için GPS, *Türkiye 16. Madencilik Kongresi*.

Erçelebi Selamet G., (1997). Shovel-truck simulation in surface mining and comparison with a cyclic queueing model, *European Simulation Multiconference*, 01-04 June, İstanbul.

Öztürk A., (2001). *Yöneylem Araştırması*, Genişletilmiş 7. Baskı, Ekin Kitabevi Yayınları, Bursa, 435-453.

Yılmaz B., Dağdeviren M, (2010). Ekipman seçimi probleminde promethee ve bulanık promethee yöntemlerinin karşılaştırmalı analizi, *Gazi Üniv. Müh. Mim. Fak. Dergisi*, Cilt 25, No 4, 811-826.

Chakraborty, S., Banik, D., (2006). "Design of a material handling equipment selection model using Analytical Hierarchy Process", *International Journal of Advanced Manufacturing Technologies*, 28, 1237-1245.

Başçetin, A., ve Kesimal, A., (1999). "A new approach in selection of loading-hauling systems in surface mining", *16th Mining Congress of Turkey*, ISBN 975-395-310-0.

Chan, F. T. S., Ip, R. W. L., ve Lau, H., (2001). "Integration of expert system with analytic hierarchy process for the design of material handling equipment selection system", *Journal of Materials Processing Technology*, 116, 137-145,

Parlak, T. (1999). E.L.İ. Soma Bölgesinde yapılan Etüt ve İncelemelerden Elde Edilen Bilgiler, *Yayınlanmamış Rapor*, Soma.

Paterson, L.B., (2001). "Performance of the Bigger, Faster and Smarter New Generation Electric Mining Shovels", *17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey*, pp. 237-242.

Atkinson, T., (1992). "Selection and Sizing of Excavating Equipment", *SME Mining Engineering Handbook*, AIME, pp. 1311-1333.

Mallı, T. (2006). "Küresel Konumlama Sisteminin (GPS) Madencilikte Kullanım Olanaklarının Araştırılması", *Yüksek Lisans Tezi*, Dokuz Eylül Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, İzmir.

Mallı, T., Konak, G., Köse, H., Karakus, D., Gönen, A., (2011). Açık işletmelerde Dinamik Kamyon Atama ve İzleme Sistemi, *3. Maden Makinaları Sempozyumu*, 05-06 Mayıs, İzmir,

Andrew, P., Jarosz S., Raleigh M., Finlayson R., (2003). *GPS Guidance System and Reduction of Open Pit Mining Costs and Revenue*, Australia.

Soumis F., Ethier J., Elbrond J., (1989). "Evaluation of the new truck dispatching in the Mount Wright Mine", *21. APCOM Proceeding*, pp. 674-682.

E.L.İ., (2004). Ege Linyitleri İşletme Müdürlüğü Soma Açık Ocak İşletme Müdürlüğü, *Teknik Rapor*, Soma.

Hamerly J., (2005). *Waiting Line Models*, <http://courses.csusm.edu/ba662jh/docs/QueueingModels>

EKLER

Tablo 1. Yükleyici ve kamyonlara ait eşzamanlı 1. seri ölçüm değerleri

K. No	Y1				K. No	Y2			
	Yükleme Öncesi (sn)	Yükleme sonu (sn)	Yükleyici Beklemesi (sn)	Kamyon Beklemesi (sn)		Yükleme Öncesi (sn)	Yükleme sonu (sn)	Yükleyici Beklemesi (sn)	Kamyon Beklemesi (sn)
439	00	84	0	10					
484	129	216	45	20					
466	240	349	24	0					
457	398	490	49	0					
422	514	603	24	0					
463	615	694	12	0	556	681	840	21	0
462	730	806	36	0	550	860	1005	20	56
456	834	940	28	14	549	1033	1189	28	208
459	956	1060	16	16	553	1246	1515	57	406
439	1442	1565	382	17	555	1544	1730	29	159
484	1580	1662	15	80	557	1768	1960	38	208
466	1744	1827	82	0	554	2320	2470	360	0
457	1995	2069	168	10	550	2498	2704	38	158
463	2320	2392	251	0	549	2736	2863	32	50
476	2614	2701	222	14	553	3043	3233	180	0
459	2713	2798	12	47	555	3258	3443	25	55
494	2870	2944	72	0	557	3474	3641	31	48
439	2984	3097	40	40	548	3658	3848	17	10
466	3203	3287	106	09	554	3873	4058	25	52
462	3492	3674	182	08	550	4088	4253	30	40
457	3588	3674	14	94	549	4385	4548	132	14
463	4170	4248	496	13	556	4698	4879	150	0
					555	4899	5063	20	117
					557	5085	5274	27	180
Toplam Bekleme Süresi(sn)			2276	392				1260	1761
Bekleme (%)			53,58	0,80				23,89	5,58

K. No: Kamyon numarası

Tablo 2. Yükleyici ve kamyonlara ait eşzamanlı 2. seri ölçüm değerleri

Y1					Y2				
K. No	Yükleme Öncesi (sn)	Yükleme sonu (sn)	Yükleyici Beklemesi (sn)	Kamyon Beklemesi (sn)	K. No	Yükleme Öncesi (sn)	Yükleme sonu (sn)	Yükleyici Beklemesi (sn)	Kamyon Beklemesi (sn)
466	000	076	12	00					
459	090	176	36	74					
484	192	311	42	134					
420	362	587	51	14					
457	693	776	106	15	556	616	832	20	0
462	798	892	44	22	553	912	1042	80	0
463	922	1013	60	30	555	1072	1222	30	0
439	1117	1207	104	05	557	1300	1412	78	0
432	1232	1330	25	12	548	1452	1622	40	0
466	1488	1632	158	26	554	1657	1832	35	0
459	1818	1907	186	06	550	1852	1982	20	0
476	1952	2011	45	48	549	2012	2197	30	0
463	2051	2135	40	124	556	2226	2460	29	0
439	2155	2240	45	73	553	2502	2881	0	461
420	2272	2351	32	138	555	2936	3102	55	304
457	2380	2455	29	13	557	3132	3428	30	430
466	2501	2596	46	22	548	3468	3688	40	666
431	2732	2795	136	10	554	3728	3908	40	600
459	3602	3685	807	05	550	3928	4078	20	656
463	3703	3773	18	11	549	4107	4291	29	474
466	3821	3904	48	96	556	4348	4518	57	573
476	3927	4028	23	07	553	4538	4838	20	450
439	4050	4122	22	139	555	4866	5054	28	428
457	4155	4236	33	05					
431	4261	4334	25	11					
420	4354	4443	20	21					
Toplam Bekleme Süresi(sn)			2193	1061				681	5042
Bekleme (%)			49,36	2,65				13,47	28,97

Derin Örtü Altındaki Kalın Kömür Damarlarının Çıkartılmasında Çoklu Çekmekepçe Örtükazı Sistemlerinin Kullanımı

Deployment of a Multiple-Dragline Fleet to Extract Thick Coal Seams under Deep Overburden

B. Erdem

Cumhuriyet Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Sivas

Z. Duran

Cumhuriyet Üniversitesi Sivas Meslek Yüksekokulu, Sivas

ÖZET Bu çalışma kapsamında oldukça kalın bir örtü tabakası altında yaklaşık yatay düzlemde uzanan kalın bir linyit serisinin çekmekepçe ve döner kepçeli ekskavatör+karşıya aktarıcı örtükazı sistemleri birleşimi kullanılarak çıkartılması araştırılmıştır. Örtü tabakasının kalınlığı göz önüne alındığında teras kazısı yönteminin uygulanması ve örtünün büyük kısmının, iki adedi şev tarafında, bir adedi ise yığın tarafında çalıştırılan üçlü çekmekepçe filosu ile kaldırılması planlanmıştır. Modelde, yüzeye yakın örtü bloğu ise bir döner kepçeli ekskavatör (DKE) – ocak üzeri yayıcı (OÜY) sistemi aracılığıyla kazıldıktan sonra doğrudan karşıya, çekmekepçe yığınlarının üzerine dökülmektedir.

Ülkemizin yaklaşık 4×10^9 t düşük kalorili linyit rezervine sahip Afşin-Elbistan havzası, elektrik üretimi açısından büyük potansiyele sahiptir. Havza, yaklaşık 750×10^6 t linyit rezervine sahip sektörlerle bölünmüştür. Ortalama değerler göz önüne alındığında havzada yıllık 25×10^6 t linyit üretimi için yaklaşık 50×10^6 m³ örtü kazısı yapılmalıdır. Bu amaca yönelik olarak geliştirilen benzetim modeli, bir bilgisayar programına kodlanmıştır. Geliştirilen model Afşin-Elbistan linyit havzası D sektöründe sınanmış ve çekmekepçe-DKE-OÜY sistemi birleşimleri elde edilmiştir.

ABSTRACT This study addresses the use of combined stripping systems to investigate the technical feasibility of extracting level-lying thick coal seams underlying deep overburden strata. The possibility of using multiple draglines in tandem with bucket wheel excavator systems is explored. Considering the depth of overlying strata, application of terrace mining and excavation of a large part of the overburden by employing a triple dragline excavation fleet, two of which are deployed on the highwall side and the third one on the spoil side, is planned. The uppermost part of the overburden is to be excavated and transported across the pit via a bucket wheel excavator-cross pit spreader sub-system.

With approximately 4×10^9 t of lower-calorific value of lignite reserves, Afşin-Elbistan lignite basin holds a large potential for electrical energy production in Turkey. The basin is divided into sectors of approximately 750×10^6 t lignite tonnages. Based on average coal and overburden thickness terms a 25×10^6 t of lignite production per annum is projected with some 50×10^6 m³ of overburden to be moved. A production simulation algorithm, which emphasizes synchronizing excavator units in the triple dragline system, is developed. The model is tested with the data from Sector-D of Afşin-Elbistan lignite basin and several dragline-BWE-XPS combinations that may successfully perform overburden stripping at the predetermined rate and uncover coal seams are obtained.

1 GİRİŞ

Afşin-Elbistan linyit havzası, önceki yıllarda yapılan en tutucu tahminle $2,9 \times 10^9$ t linyit rezervi ile elektrik üretimi açısından büyük önem taşımaktadır. Havza, halen çalışmakta olan A ve B termik santralleri yanında, devreye alınması planlanan ve toplam kurulu gücü 8050 MW olan termik santrallere yılda 100×10^6 t linyiti 30 yıl boyunca sağlayabilecek kapasitededir (WEB1). Örtü derinliği ve linyitli seri kalınlığı dikkate alındığında havzada ancak yüksek kapasiteli örtükazı ekipmanının, birleşim halinde çalıştırılabileceği öngörülmektedir.

Kesimal vd., (1997) örtü kalınlaştıkça, mükerrer kazı nedeniyle aşırı yükselen işletme maliyetleri ya da düşen çalışma verimliliği nedeniyle uygulanabilecek işletme yöntemlerinin azalacağını ifade etmiştir. Yüksek maliyetli kamyon nakliyatı ya da pano etrafından dolaşan uzun-mesafeli ulaştırma sistemlerinden kaçınmanın bir yolu olarak, aslen büyük miktarda mükerrer kazı yüzünden verimsizleşen çekmekepeç operasyonları gibi durumlar için, ocak-üzeri yayıcı sistemleri geliştirilmiştir. DKE-OÜY ve çekmekepeç birleşiminden oluşan kombine kazı+dökme sistemi işletme maliyetini düşürebilir.

Rai (2007) tandem çekmekepeç çalışmasının bir yerüstü ocağında üretim ve verimlilik ile ilintili ölçütleri iyileştireceğini belirtmiştir. Bahr (2007) ise yükleyici kepeç-kamyon kullanılarak yapılan ve büyük kapasiteli çekmekepeç maliyetinin üç ila beş katı kadar pahalı olan inceleme kazıları yerine tandem çekmekepeç kullanılan geri çekimli kazı yöntemi potansiyeli üzerinde durmuştur. Tek makine kullanıldığı durumlarda basamaklar ya da örtü ile arakesme arasında rampa inşasına gerek olmayacağı ve böylece işletme maliyetinde indirim sağlayacağı için tandem örtükazı sistemleri ekonomik olabilmektedir.

Optimum kazı ve döküm için tandem çekmekepeç operasyonları yaygın olarak kullanılmaktadır (World Bank, 1996). DKE'ler, örtükazı kepeçleri ve çekmekepeç gibi yana döküm yapan kazı makineleri ile tandem olarak kullanılmaktadır. Bir tandem birleşimde her ikisi de DKE tarafından kazılan basamağın üzerinde konumlanacak şe-

kilde DKE üst dilimi, çekmekepeç ise alt dilimi kazabilir.

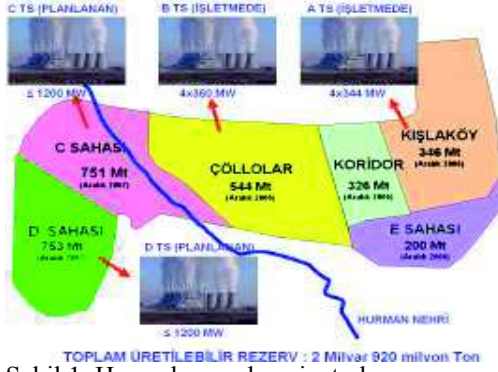
Tandem sistemlerin temel dezavantajı dengeli bir üretim planına erişmede güçlük ve düşük verimliliklerdir. Filodaki tüm birimlerin önceden tespit edilen doğrusal ilerleme hızında çalışmasını sağlayacak şekilde iş yüklerinin belirlenmesi, oldukça önemli ve karmaşık bir işlemdir. Ancak birimlerden birisinin herhangi bir nedenle çalışmaya ara vermesi, tüm sistemi etkilemektedir. Mevcudiyet ve verimlilikteki düşme en arkadaki birimden en öndekine doğru artmaktadır.

Bu çalışmada Afşin-Elbistan linyit havzası gibi derin örtü altındaki kalın kömür damarlarının çıkartıldığı yerüstü ocaklarda kullanılacak farklı örtükazı sistemleri üzerinde durulmuştur. Kömür üretimi için büyük miktarda örtükazı yapılması gerektiğinden çekmekepeçler, DKE-OÜY birleşimleri ya da yüksek kapasiteli yükleyici-taşıyıcı sistemlerinin kullanımı zorunlu görünmektedir. İlk değerlendirmelerden, filo içindeki tüm kazıcı birimlerin iş yüklerinin dengelenmesi için örtünün bu birimler arasında uygun şekilde paylaştırılması gerekliliği belirmektedir. Benzer şekilde, kömür damarı üzerini açacak birimin çekmekepeç olması durumunda, ekipmanın çalışacağı basamak yüksekliği de oldukça önemli bir tasarım parametresi olacaktır.

2 AFŞİN-ELBİSTAN LİNYİT HAVZASI

Afşin-Elbistan linyit havzası ülkemiz toplam linyit rezervinin %40'dan fazlasını barındırmaktadır. Havza, rezervin büyüklüğü ve yaklaşık 900 km²'lik coğrafik yayılımı nedeniyle A ile F arası sektörlere ayrılmıştır (Şekil 1) (Koçak vd., 2003). Bu çalışmada D-sektörüne odaklanılmıştır.

Halen EÜAŞ-AEL tarafından işletilen A sektöründeki Kışlaköy ocağında 2,7:1 örtükazı oranı ile yılda 55×10^6 m³ dekapaj sonrasında ortalama net kalorifik değeri 4400 kJ/kg olan 20×10^6 t linyit üretilmektedir. Her biri 20 m'lik basamakta çalışan altı özdeş DKE ile kazılan örtü, bantlı konveyörler ile döküm alanına taşınmakta ve beş özdeş yayıcı ile serilmektedir (Ural and Yuksel, 2004).



Şekil 1. Havzada genel vaziyet planı
(Kaynak: Elektrik Üretim A.Ş.)

D-sektöründe linyitli seri güney ve doğuya doğru kalınlaşmakta, örtü ise daha düzenli bir kalınlık sergilemektedir. Linyitli seri tabanında karbonatlı yumrular ve organik malzeme içeren türkuaz renkli ince tabakalı kilttaşları yer almaktadır. Gıdya tabakası altında bulunan 10 m – 80 m kalınlıktaki linyit serisi düşük kalorili olup, batı ve güney yönlerine doğru kalınlaşmaktadır. Değişen boyutlara sahip birçok kil ve gıdya lensi seri içerisinde dağılmış durumdadır. Linyitli seriyi üzerleyen, kalınlığı sekiz m'ye varabilen ve oldukça heterojen yapıdaki gıdya tabakası, organik madde ve gastropod kavkıları bakımından zengin olup, sapropel ve koyu renkli çamur olarak tanımlanmaktadır. Gıdya serisi yeşilimsi-mavimsi renkli kilttaşları, marnlar ve kumtaşları gibi kömür yan kayaçları tarafından üzerlenir. İstiflenmenin en üzerinde organik madde açısından zengin marnlar, çalkilttaşları ve alüvyaller uzanmaktadır.

3 TEK/TANDEM ÇEKME KEPÇE SİSTEMLERİ

Çekmekepçelerin tek ya da tandem olarak çalışmasının modellendiği ve önceki yıllarda geliştirilen tüm bilgisayar modelleri, Afşin-Elbistan D-sektörü verileri ile test edilmiştir. Linyitli seri ve örtü kalınlığındaki değişimleri yansıtabilmek amacıyla tüm modellerde bu birimlerin kalınlıkları belirli aralıklarda değiştirilmiştir. Buna göre linyitli seri kalınlığı 25 m – 70 m arasında 5 m'lik artırımlarla temsil edilirken, çekmekepçe kazısına bırakılan örtü kalınlığı en düşük olarak 10 m'den

hiçbir tek/tandem sistemin çalışmayacağı en yüksek kalınlığa kadar artırılmış ve dilim geometrisini sağlayan sonuçlar aranmıştır.

Tek çekmekepçe kullanılan yöntemler arasında doğrudan yana döküm yönteminde kazılabilecek örtünün çok ince olması, enli dilim yönteminde kurulacak köprü için yeterli malzeme bulunmaması ve geri çekimli kazı yönteminde yığın tarafında gerekli uzanımın mevcut çekmekepçelerin sağlayabildiğinden fazla olması nedeniyle uygun sonuç elde edilememiştir. Tümünde beliren asal sorun, linyitli serinin çok kalın olmasıdır.

İki çekmekepçe kullanılan yöntemler arasında iki basamakta doğrudan yana döküm yönteminde örtünün çekmekepçeler arasında bölüşüm oranından bağımsız olarak, alt basamakta çalışan çekmekepçe için, mevcut olan en uzun erimden de büyük olan yatay erim gerekmiştir. İki basamakta enli yönteminde köprü kurulamamakta ya da burada çalışan birimin çok büyük dökme yüksekliği sağlaması gerekmektedir. Yine, iki çekmekepçenin kullanıldığı geri-çekimli kazı yönteminde yığın tarafında gerekli uzanımın mevcut çekmekepçelerin sağlayabildiğinden fazla olması ve kazılan malzemenin yığılması için yeterli hacim sağlanamaması nedeniyle uygun sonuç elde edilememiştir. Gerek şev gerekse yığın tarafında kurulan köprüler mevcut çekmekepçe kazı derinliklerinden yüksektir.

4 ÜÇLÜ ÇEKMEKEPÇE SİSTEMLERİ

4.1 Tanımlar

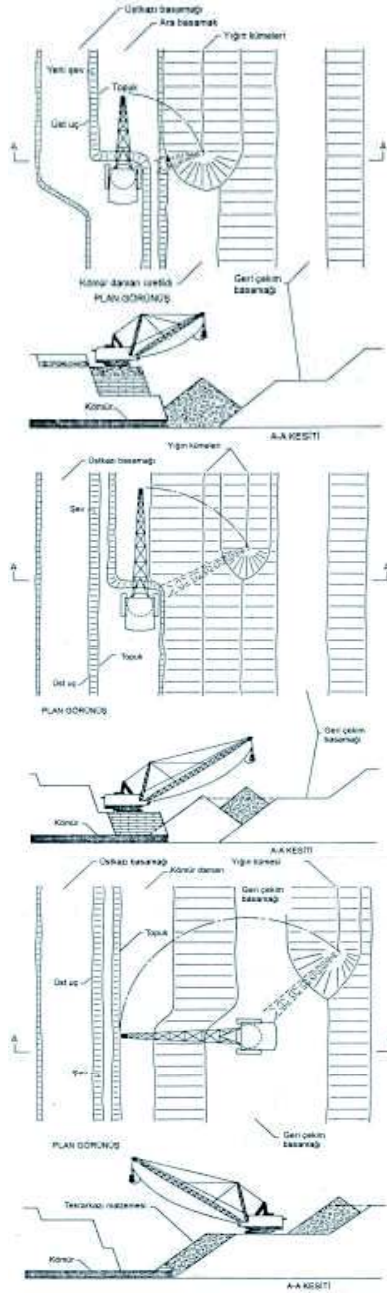
Çoklu çekmekepçe kazı sistemlerinde denge, birimlerin doğrusal ilerleme hızları eşitlendiğinde sağlanmakta, uyumsuz bir filoda ise tüm bağımlı birimler, toplam işletme maliyetini yükseltecek şekilde bağımsız birim(ler)in hızına yavaşlamak zorunda kalabilmektedir. Ayrıca önceden belirlenmiş olan kömür üretim hızının da filodaki en yavaş birim tarafından dikte edileceği kaydedilmelidir. Niemann-Delius and Thiels (1988) uyumsuz filolardaki kazıcı birimlerin birbirlerine tehlikeli şekilde yaklaşabildikleri kritik operasyonlardan bahsetmişlerdir.

Örtü ve linyitli seri kalınlığı nedeniyle üç ya da fazla çekmekepçe kullanılabilen teras kazı yöntemi benimsenmiştir. Yüksek kapasiteli ancak görece kısa erimli bir çekmekepçe üst basamakta çalışarak örtünün büyük kısmını kazmakta ve boş dilime, alt basamak şevine yaslanacak şekilde döküm yapmaktadır. Alt basamaktaki birim ise buradaki malzemeyi kazarak, üst birim yığın kümelerinin ötesine dökmektedir. Bunların düzenlenmesi sonucunda kurulan tabla üzerinde çalışan üçüncü birim ise geleneksel geri-çekimli kazı modunda çalışmakta ve kömür damarı ile alt basamak üzerine tırmanmış olabilen yığınları kazarak geriye, büyük bir açı üzerinden dökmektedir. Sistem Şekil 2’de betimlenmiştir. Teras örtükazı sisteminde en önde ve en üst basamakta çalışan makine, ilerlemesine engel bulunmayan bağımsız birimdir (BÇ). Bağımsız birimi alt basamakta takip eden makine yarı-bağımlı (YBÇ) ve genellikle kömür üzerini açan en arkadaki ve tabla üzerindeki birim ise tam-bağımlı çekmekepçe (TBÇ) olarak adlandırılır.

4.2 Optimizasyon Modeli

Bir tandem örtükazı sisteminde eşzamanlılık doğrusal ilerleme hızlarındaki eşitlik olarak tanımlanmıştır. Erdem ve Çelebi (1999) bir tandem çekmekepçe filosunun eşzamanlı ve eşzamansız çalışmasından kaynaklanan olası sonuçları değerlendirmiştir.

Optimizasyon modelinin çalıştırılması için dilim geometrisinin çözümlenmesi gerekmektedir. Çekmekepçelere atanacak blok hacimleri, blokların kanal ve dilim bölümleri, bariyer ve tekrarkazı hacimleri ile yürüme mesafeleri, dilim geometrisi çalışmaları ile elde edilmektedir. Modelde dilim genişliği, üst basamaktaki bağımsız çekmekepçenin kazdığı setin yanındaki boş çukurun kömür damarı sevi ile kesiştiği noktaya döküm yapmasını sağlayacak şekilde belirlenmektedir. Bu yaklaşımda dilim, örtünün derin olmasından ötürü tekrarkazı önlenemeyeceği için olabildiğince geniş tutulmaktadır. Böylece tekrarkazı oranının düşük kalması amaçlanmıştır.



Şekil 2. Teras örtükazı yönteminde üst ve alt basamak ile yığın tarafındaki tabla üzerinde çekmekepçe ile kazı (B-E, 1977)

Optimizasyon modelinin amacı, önceden belirlenmiş miktardaki kömürü en az bekleme

süresi ile üretecek kadar örtükazı yapabilen üçlü çekmekepçe sistemini seçmektir. Amaç fonksiyonu, filodaki her birimin önceden belirlenen süre içerisinde kendisine tahsis edilen pasa bloğunu tamamen kazarak, yığın tarafına dökmesini gerektiren asal bir kısıda maruzdur. Amaç fonksiyonları aşağıda verilmektedir.

4.2.1 Amaç Fonksiyonu

Üçlü çekmekepçe sisteminde en aza indirgenmesi gereken iki tür bekleme bulunmaktadır, bunlar: örtükazı operasyonları sürdürülürken meydana gelenler ve operasyonlar tamamlandıktan sonraki beklemler. BÇ, ilerlemesine bir engel bulunmadığından, yalnızca verilen sürenin bitiminden önce kendisine atanan yerinde pasa bloğunun kazısını bitirdikten sonra kalan süreyi nihai bekleme için harcar. Ancak YBÇ ve TBÇ hem operasyonlar sürerken hem de BÇ gibi, operasyonların bitiminden sonra bekleyebilirler. Çekmekepçe bekleme sırasında çalışmıyor olacağından gerekli üretimi yapamayacak ya da kapasitesinin altında bir iş yükü verilmiş olacağından, birim maliyetinde bir yükselme beklenmelidir. Bu nedenle amaç fonksiyonu her iki bekleme süresi de en az olan bir üçlü çekmekepçe filosu seçmek olarak belirlenmiştir.

a. BÇ'nin nihai bekleme süresi: Amaç bu sürenin en aza indirildiği bir çekmekepçe bulmaktır. Optimizasyon modeli çekmekepçe operasyonunu kazı ve yürümeden ibaret almaktadır. Ayrıca beklenmedik kesintiler de çalışmalarını belirli sürelerde durdurabilir. Böylece, belirli hacimdeki bir pasa bloğunu kazmak için harcanacak süre aşağıdaki gibi bulunabilir.

$$t_{\text{plan}} = t_{\text{BÇkazi}} + t_{\text{BÇyürüme}} + t_{\text{BÇariza}} + t_{\text{BÇsonbekle}}$$

Burada;

t_{plan} : önceden belirlenmiş tonajdaki kömürün üzerini açmak için üçlü çekmekepçe sistemine optimizasyon modeli tarafından verilen toplam süre (s)

$t_{\text{BÇkazi}}$: BÇ'nin toplam çalışma süresinde kazı için harcadığı kısmı (s)

$t_{\text{BÇyürüme}}$: BÇ'nin toplam çalışma süresinde dilim içi oturma noktaları ve dilimler arasında yürüme için harcadığı kısmı (s)

$t_{\text{BÇariza}}$: BÇ'nin toplam çalışma süresinde beklenmedik arızalar için çalışma yapılmadan geçen kısım (s)

$t_{\text{BÇsonbekle}}$: BÇ'nin toplam çalışma süresinde kendisine atanan yerinde pasa bloğu kazısını tamamladıktan sonra atıl beklediği zaman dilimi (s)

Büyük kapasiteli bir çekmekepçenin kendisine atanan bloğun kazısını planlı süre bitiminden önce tamamlayacağı beklenmelidir. Böylece işletme maliyetleri, BÇ'nin atıl beklediği bu sürenin fonksiyonu olarak yükselcektir. Modelin ilk amaç fonksiyonu en uygun kapasiteye sahip bir çekmekepçe seçerek nihai bekleme süresini en aza indirmektedir.

$$\text{Min}(t_{\text{BÇsonbekle}})$$

b. YBÇ'nin nihai bekleme süresi: Amaç YBÇ'nin operasyonlar sırasında BÇ'yi beklediği sürenin en aza indirildiği bir çekmekepçe seçmektir. Benzetim modeli YBÇ operasyonunu kazı, yürüme ve beklemekten ibaret almaktadır. Benzer şekilde beklenmedik kesintiler de çalışmalarını belirli sürelerde durdurabilir. Böylece, belirli hacimdeki bir pasa bloğunu kazmak için harcanacak süre aşağıdaki gibi bulunabilir.

$$t_{\text{plan}} = t_{\text{YBÇkazi}} + t_{\text{YBÇyürüme}} + t_{\text{YBÇariza}} + t_{\text{YBÇarabekle}} + t_{\text{YBÇsonbekle}}$$

Burada;

$t_{\text{YBÇarabekle}}$: YBÇ'nin toplam çalışma süresinde kendisine atanan yerinde pasa bloğu kazısını tamamladıktan sonra atıl beklediği zaman dilimi (s). YBÇ'nin ilerleme hızı BÇ'den yüksek ise sık aralıklarla BÇ'ye yaklaşacaktır. Ancak YBÇ'nin basamağı daha üst basamakta çalışan BÇ tarafından hazırlandığından YBÇ'nin en yüksek ilerleme hızı ancak BÇ kadar olabilecektir. Diğer taraftan, farklı basamaklarda çalıştırılıyor olsalar bile her iki kazı biriminin birbirlerine öngörülen bir mesafeden daha yakın çalışması tehlike oluşturacaktır. Bu nedenle, YBÇ'nin BÇ'ye ya-

kınlaştığı durumlarda YBÇ, BÇ ile arasında güvenli bir mesafe sağlanasıya kadar durdurulacaktır. Aşağıda verilen bu süre, YBÇ'nin çalışma sırasında bekleme süresine eklenecektir.

$$t_{YBÇ_{arabekle}} = \sum_{i=1}^n t_{YBÇ_{setbekle_i}}$$

Burada;

$$t_{YBÇ_{setbekle}} = (t_{BÇ_{setkazı}} - t_{YBÇ_{setkazı}})$$

$t_{BÇ_{setkazı}}$: BÇ'nin set kazısı için geçen süre (s)
 $t_{YBÇ_{setkazı}}$: YBÇ'nin set kazısı için geçen süre (s)
 n : YBÇ'nin emniyet mesafesini korumak için BÇ'yi beklediği set adedi

Birkaç adet kazıcı birimin bulunduğu örtükazı filolarının eşzamanlaması ancak birimlerin doğrusal ilerleme hızlarının birbirlerine eşit olması ile sağlanabilir. Böylece tüm bağımlı birimlerin çalışma sırasında bekleme süreleri en aza indirgenmiş olacaktır. Ancak nihai bekleme süresinin de en az olabilmesi için sistemin ilerleme hızı, yapılması gereken örtükazı işini verilen süre içerisinde tam olarak bitirecek şekilde uyumlu olmalıdır. Optimizasyon modelinde YBÇ'nin en aza indirgenmesi istenen çalışma sırasındaki bekleme süresi aşağıda verilmiştir.

$$\text{Min}(t_{YBÇ_{sonbekle}})$$

- c. TBÇ'nin nihai bekleme süresi: Üçüncü amaç fonksiyonu da TBÇ'nin operasyonları sırasında YBÇ'yi beklediği sürenin en aza indirgendiği bir çekmekepçe seçmeyi hedeflemiştir. Benzetim modeli TBÇ operasyonunu kazı, yürüme ve beklemeden oluşmaktadır. Beklenmedik arızalardan kaynaklanan duruşlar da toplam çalışma süresine eklenmektedir. Böylece, TBÇ'nin belirli hacimdeki bir pasa bloğunu kazmak için harcayacağı süre aşağıdaki gibi bulunabilir.

$$t_{plan} = t_{TBÇ_{kazı}} + t_{TBÇ_{yürüme}} + t_{TBÇ_{arıza}} + t_{TBÇ_{arabekle}} + t_{TBÇ_{sonbekle}}$$

Burada;

$t_{TBÇ_{arabekle}}$: TBÇ'nin toplam çalışma süresinde kendisine atanan yerinde pasa bloğu kazısını tamamladıktan sonra atıl beklediği zaman dilimi (s). TBÇ'nin ilerleme hızı YBÇ'den yüksek ise sık aralıklarla YBÇ'ye yaklaşacaktır. Ancak TBÇ'nin basamağı daha önde çalışan YBÇ tarafından hazırlandığından, TBÇ'nin en yüksek ilerleme hızı ancak YBÇ kadar olabilecektir. Diğer taraftan, çukurun farklı yakalarında çalıştırılıyor olsalar bile her iki kazı biriminin birbirlerine öngörülen bir mesafeden daha yakın çalışması tehlike oluşturacaktır. Bu nedenle, TBÇ'nin YBÇ'ye yakınlaştığı durumlarda TBÇ, YBÇ ile arasında güvenli bir mesafe sağlanasıya kadar durdurulacaktır. Aşağıda verilen bu süre, TBÇ'nin çalışma sırasında bekleme süresine eklenecektir.

$$t_{TBÇ_{arabekle}} = \sum_{i=1}^m t_{TBÇ_{setbekle_i}}$$

Burada;

$$t_{TBÇ_{setbekle}} = (t_{YBÇ_{setkazı}} - t_{TBÇ_{setkazı}})$$

$t_{TBÇ_{setkazı}}$: TBÇ'nin set kazısı için geçen süre (s)
 m : TBÇ'nin emniyet mesafesini korumak için YBÇ'yi beklediği set adedi

Optimizasyon modelinde TBÇ'nin en aza indirgenmesi istenen çalışma sırasındaki bekleme süresi aşağıda verilmiştir.

$$\text{Min}(t_{TBÇ_{sonbekle}})$$

4.2.2 Model Çözümü

Geliştirilen model hiyerarşik yapıya sahiptir. Optimizasyon modelinin çalıştırılmasından önce üçlü çekmekepçe filosu, önceki bölümde verilen dilim geometrisi denklemleri doğrultusunda belirlenen boyutsal kısıtları aşmalıdır. Bu modül tarafından üretilen dilim, gömülü bir çizim algoritması aracılığıyla bir DXF dosyasına aktarılmaktadır.

Modeldeki geometrik hesaplamaların belirlenimci yapıya sahip olmasına karşın üretim benzetimi modülünde kazı, yürüme ve arızalardan ötürü durmalar gibi rastsal süreçler tarafından temsil edilen alt prosedürler bulunmaktadır. Olaya-dayalı süresiz karakterdeki benzetim modeli üç çekmekepçeden oluşan bir filonun üretim kestirimini bir seferde yapacak şekilde yapılandırılmıştır.

Model aşağıdaki gibi çalışmaktadır: Başlangıçta tüm çekmekepçeler pano başlangıç noktasında konumlandırılırlar ve BÇ'nin iki set boyu ilerlemesine izin verilir. Bu zaman zarfında YBÇ ile TBÇ bekletilirler ve geçen süre, her iki birimin de kazı sırasında bekleme sürelerine eklenir. BÇ, ilerlemesine engel olarak yalnızca beklenmedik arızaların meydana gelmesi dışında, rutin çalışma temposu içinde örtükazı yapmaya devam eder. BÇ'nin ilerlemesi ile dilim tarafında korunması gereken emniyet aralığı sağlandığında YBÇ'nin de çalışmasına izin verilir. Ancak TBÇ halen bekletilmektedir. TBÇ'de ancak YBÇ'nin iki set ilerleyerek, dilim ve yığın tarafları arasında korunması gerekli emniyet aralığı sağlanmasından sonra çalışmaya başlamasına izin verilir. YBÇ ve TBÇ'nin kazı sırasında bekleme süreleri kaydedilir. Her iki çekmekepçenin bir sonraki sete yürüyüp kazıya başlaması için öncelikle kendilerinden ileride bulunan çekmekepçeler ile aralarındaki emniyet aralığı kontrol edilir. Böylece YBÇ, BÇ tarafından kontrol edilirken TBÇ ise YBÇ tarafından kontrol edilecektir. Her çekmekepçe basamağındaki set boyları farklı olduğundan YBÇ ve TBÇ zaman içerisindeki bir anda emniyet aralığını ihlal etmiş olabilirler. Bu durum bu çekmekepçelerden herhangi birisinin bir set boyu ilerleme sonrasında hiyerarşik olarak öndeki birimin daha set kazısını bitirmemesi ve ilerlememiş olmasından kaynaklanacaktır. O zaman bağımlı olan birim (YBÇ ve/veya TBÇ), emniyet aralığı sağlanıncaya kadar durdurulur ve geçen süre kazı sırasında bekleme süresine eklenir. BÇ'nin verilen benzetim süresi bitmeden kendisine atanan blok kazısını tamamlanması durumunda durdurulur ve kalan süre BÇ'nin kazı sonrası bekleme süresi olarak kaydedilir. Böylece YBÇ, yeni BÇ olacak ve kısıtsız şekilde ilerlemeye devam

edecektir. Yine, YBÇ, tahsis edilen kazı süresinden önce kendi blok kazısını tamamlarsa kalan süre, YBÇ'nin kazı sonrası nihai bekleme süresi olarak kaydedilecektir. Bu durumda da panoda çalışan tek çekmekepçe TBÇ olacağından, kendi hızında ilerlemesine bir engel kalmamış olacaktır. Benzetim süresi bitmeden kendisine atanan blok kazısını tamamladığında kalan süre, önceki birimlerde olduğu gibi, nihai bekleme süresi olarak kaydedilecektir.

Optimizasyon modeli Afşin-Elbistan linyit havzası D-Sektörüne ait toplam 316 adet sondaj verisi kullanılarak test edilmiştir. Havzada örtü ve linyit kalınlıkları oldukça değişken olduğundan, sondajlardan elde edilen kalınlık değerleri istatistiksel olarak incelenmiş ve temsili kalınlıklar örtü ve linyit için sırasıyla, 51,70 m ve 38,77 m olarak bulunmuştur. Ancak örtünün büyük kesimi 40 m – 70 m kalınlık aralığında olduğundan örtüyü temsil etmek için 70 m kalınlık seçilmiştir. 10 m aralıklarla alınan kalınlık verisi Çizelge 1'de verilmiştir. Modelde, yılda 25×10^6 t linyit üretilmesi için, örtünün linyiti üzerleyen 70 m'lik bölümünün çekmekepçe filosu ile kaldırılması planlandığı için, yapılması gereken yerinde dekapaj miktarı yılda $34\ 516\ 765\ m^3$ olarak tespit edilmiştir. Modelde kullanılan girdi değişkenleri Çizelge 2'de sunulmuştur.

Çizelge 1. Afşin-Elbistan linyit havzası D-Sektörü örtü ve linyit kalınlık yüzdeleri

Kalınlık [m → m)	Sondaj adedi (Linyit)	Sondaj adedi (Örtü)
0 – 10	16	1
10 – 20	17	9
20 – 30	78	26
30 – 40	118	43
40 – 50	26	69
50 – 60	11	63
60 – 70	13	58
70 – 80	12	34
80 – 90	15	9
90 – 100	6	3
100 – 110	3	1
110 – 120	0	0
120 – 130	1	0
TOPLAM	316	316
En ince (m)	0,50	8,80
En kalın (m)	121,95	101,70
Ortalama (m)	38,77	51,70

Çizelge 2. Optimizasyon modeli girdi değişken değerleri

Çekmekepçe filosu ile kaldırılacak örtü kalınlığı	70 m
Linyitli seri kalınlığı	39 m
Emniyet basamağı genişliği	10 m
Dilim ve kömür damarı şev açısı	65 derece
Yığın kümeleri için şev açısı	35 derece
Örtü kabarması	%30
Kepçe dolma faktörü	0,90
Örtü yoğunluğu (kabarmış)	1,8 t/m ³
Linyit yoğunluğu (yerinde)	1,3 t/m ³
Yıllık planlı çalışma süresi	7000 h
Toplam çalışma verimi	%80
Yıllık planlı linyit üretimi	25 000 000 t
Yıllık örtükazı hacmi	34 516 765 m ³

Üretim benzetimi modelinin çalıştırılmasından önce filo içerisinde tüm birimler; pano boyunca ya da kesitince doğrusal, alansal ve hacimsel boyut gereksinimlerini sağlamak ve kısıtları aşmak durumundadırlar. Daha sonra, başarılı olan bir filoya ait çekmekepçelerin kanal, anadilim ve geri çekim konumlarındaki dönüş açıları ve tekrarkazı yüzdesi hesaplanmaktadır. Üretim benzetimi, eşit uzunluğa sahip örtü blokları baz alınarak yapılmaktadır. Dilim tarafındaki örtü basamaklandırılarak çekmekepçelere tahsis edildiğinden üst basamak, her denemede 20 m kalınlıktan başlatılmakta ve takip eden denemelerde 1 m artırım ile kalınlaştırılmaktadır. TBC'nin çalıştırıldığı yığın tarafı geometrisi tamamen dilim tarafındaki basamak kalınlıkları ve denemede seçilen çekmekepçelerin boyutlarına bağlı olarak, geometri modülü tarafından hesaplanmaktadır. Her denemede belirlenen ve bir DXF dosyasına aktarılan ocak geometrisi sonuçlarının kullanıldığı üretim benzetimi modülü, verilen koşullar altında, seçilen çekmekepçe filosunun gerekli yıllık dekapajı yapıp yapamayacağını test etmektedir. Modeldeki amaç fonksiyonu, yıllık üretimi en az toplam bekleme süresi ile sağlayan üçlü çekmekepçe filosunu tespit etmektedir.

4.2.3 Model ile Denemeler

Optimizasyon modeli toplam olarak 16 ardışık çalıştırma sonunda en uygun sonuçları vermiştir. Birinci denemede oldukça büyük

kepçe kapasitesi ve uzanıma sahip üç adet çekmekepçe seçilerek, öncelikle, 34 516 765 m³ hacimdeki dekapajın dünyada imal edilen büyük kapasiteli çekmekepçeler ile gerçekleştirilebileceği sınınmıştır. Seçilen çekmekepçelere ait boyutsal veri Çizelge 3'de sunulmuştur.

Çizelge 3. Kullanılan çekmekepçelerin boyutları (Deneme 1)

	BÇ	YBÇ	TBC
Çalışma yarıçapı (m)	111,9	105,2	111,3
Kova kapasitesi (m ³)	103,0	71,0	88,0
Tabla yarıçapı (m)	24,4	20,1	25,6
Adım boyu (m)	2,18	2,18	2,13
Yürüme hızı (m/dak)	214,0	214,0	-

Benzetim modelinin birinci deneme çalıştırılması başarılı sonuçlar vermiştir. Üçlü çekmekepçe filosu tüm basamak kombinasyonlarında 34 516 765 m³ hacimdeki dekapajı zamanından oldukça önce tamamlamış ve oldukça yüksek sayılabilecek oranlarda çalışma sırasında ve sonrasında bekleme yüzdeleri vermiştir. Bu değerler Çizelge 4'te görülebilir.

Üçlü çekmekepçe filosundaki BÇ, YBÇ ve TBC'nin kanal kazısı, dilim kazısı, yürüme, arızalar, çalışma sırasında ve sonrasında beklemeden oluşan görev bileşenlerinin üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak yüzdelik oranları Şekiller 3, 4 ve 5'de sunulmuştur. Buna göre aşağıdaki çıkarımlar yapılabilir:

- Filo içindeki tüm kazıcı birimlerin çalışma sonrasında bekleme süreleri bulunduğu üçlü, üst basamak kalınlığının 30 m – 56 m arasındaki 14 kombinasyonunda da istenilen dekapajı verilen süre içerisinde tamamlamıştır.
- BÇ için çalışma sonrasında bekleme süresi basamak kalınlığı ile negatif korelasyona sahiptir ve bu durumda en uygun üst basamak kalınlığı 56 m'dir. Kanal kazısı, dilim kazısı, yürüme ve arızalar için harcanan süre basamak kalınlığı, dolayısıyla blok boyutları ile artmaktadır (Şekil 3).
- YBÇ için en düşük toplam bekleme süresi %3,21 ile 40 m'lik alt basamak kalınlığında sağlanmaktadır. Ancak basamak 14

m'ye incelendiğinde toplam bekleme, benzetim süresinin %63,54'üne erişmektedir. YBÇ atanan sürenin %55,92'sinde çalışma sırasında beklemiş, %7,62'sinde ise çalışma sonrasında beklemiştir. Bu veri YBÇ'nin verilen iş yüküne göre oldukça büyük kapasiteye sahip olduğuna işaret etmektedir ve verilen koşullar altında YBÇ için en uygun basamak yüksekliği bulunamamaktadır (Şekil 4).

- d. Tüm basamak kalınlığı birleşimlerinde TBÇ kendisine atanan blok kazısını tamamladıktan sonra nihai olarak beklemiştir. Bu da TBÇ'nin atanan blok hacmi ile karşılaştırıldığında, yüksek kapasiteye sahip olduğuna işaret etmektedir. Şekil 5'den tekrarkazı için geçen sürenin dalgalandığı görülmektedir. Bunun nedeni, her

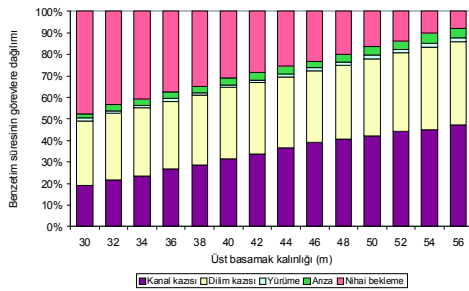
ne kadar dilim tarafında kazılacak toplam yerinde dekapaj miktarı tüm birleşimler için sabit olsa da, basamak kalınlıklarındaki değişmelerin, basamaklarda çalışan çekmekepçelerin sağlaması gereken boyutları değiştirmesinden ötürü artan ya da azalan tekrarkazı oranıdır.

Filodaki çekmekepçelerin doğrusal ilerleme hızlarının eşitlenmesi, birimler arası eşzamanlamanın işaretidir. Bu nedenle her üç ünitenin doğrusal ilerleme hızı, referans basamak kalınlığına karşı çizilmiştir. Şekiller 6, 7 ve 8'de her iki bekleme tipi de göz önüne alındığında, yalnızca çalışma sonrasında bekleme göz ardı edildiğinde ve her iki bekleme türü de göz ardı edildiğinde oluşan ilerleme hızları verilmektedir. Erişilen sonuçlar aşağıda verilmiştir.

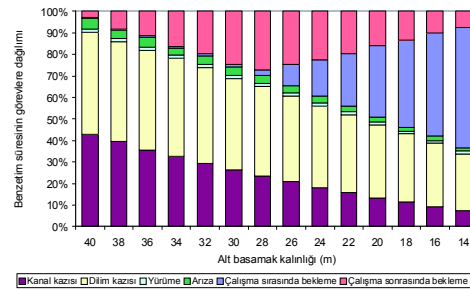
Çizelge 4. Çekmekepçelerin bekleme yüzdeleri (Deneme 1)

H _{US} (m)	BÇ, (%)		YBÇ, (%)			TBÇ, (%)			Toplam bekleme (%)		
	2	Σ	1	2	Σ	1	2	Σ	1	2	Σ
30	47,62	47,62	0,57	2,64	3,21	31,48	1,86	33,34	32,05	52,12	84,18
32	43,20	43,20	0,59	8,21	8,80	27,48	7,30	34,78	28,07	58,71	86,78
34	40,93	40,93	0,68	11,18	11,85	24,42	9,61	34,03	25,09	61,72	86,81
36	37,57	37,57	0,61	16,46	17,08	19,85	15,26	35,11	20,47	69,29	89,76
38	34,85	34,85	0,84	19,70	20,54	17,21	18,65	35,86	18,06	73,19	91,25
40	31,07	31,07	1,02	24,81	25,84	13,75	23,92	37,67	14,77	79,80	94,57
42	28,47	28,47	2,50	27,17	29,67	9,56	25,83	35,38	12,06	81,46	93,53
44	25,29	25,29	9,96	24,59	34,56	13,00	23,41	36,41	22,96	73,29	96,26
46	23,16	23,16	16,73	22,48	39,21	12,73	21,36	34,09	29,46	67,00	96,46
48	19,86	19,86	24,51	19,47	43,97	15,43	17,41	32,83	39,93	56,73	96,67
50	16,34	16,34	33,09	15,92	49,01	18,76	13,99	32,75	51,86	46,25	98,11
52	13,81	13,81	40,44	13,40	53,84	19,44	11,83	31,27	59,88	39,04	98,92
54	10,24	10,24	48,08	9,98	58,06	22,39	8,48	30,87	70,47	28,69	99,17
56	7,89	7,89	55,92	7,62	63,54	21,59	5,98	27,57	77,51	21,49	99,00

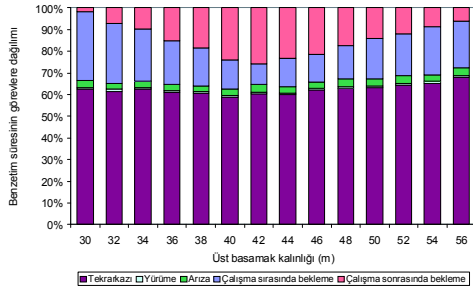
1 Çalışma sırasında bekleme (%), 2 Çalışma sonrasında bekleme (%), Σ Toplam bekleme (%)



Şekil 3. BÇ için üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak optimizasyon süresinin görevlere yüzdelik dağılımı (Deneme 1)



Şekil 4. YBÇ için alt basamak kalınlığının fonksiyonu olarak optimizasyon süresinin görevlere yüzdelik dağılımı (Deneme 1)

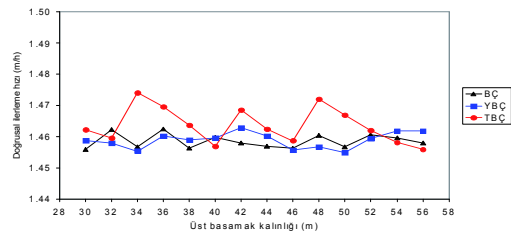


Şekil 5. TBC için üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak optimizasyon süresinin görevlere yüzdelik dağılımı (Deneme 1)

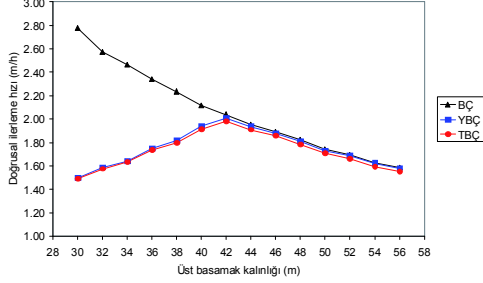
- Toplam ilerleme hızı, tüm çekmekeççeler için, toplam çalışma süresinin kat edilen toplam doğrusal mesafeye bölünmesi ile hesaplanmaktadır. Bu hız değeri hem çalışma sırasında hem de çalışma sonrasında bekleme için geçen süreleri de göz önüne almaktadır. Şekil 6'dan 30 m – 56 m üst basamak kalınlığı arasında yapılan başarılı 14 denemede doğrusal ilerleme hızlarının 1,46 m/h civarında olduğu görülmektedir. Sapmalar, benzetim modelindeki rastsal doğaya sahip değişkenlerle açıklanabilir.
- Yalnızca çalışma sırasında kaydedilen doğrusal ilerleme hızları Şekil 7'de sunulmuştur. Üst basamak kalınlığı, dolayısıyla bireysel set boyutu arttıkça, BÇ'nin ilerleme hızı sürekli düşmektedir. İlerleme hızı BÇ'ye bağlı olan YBÇ, üst basamak kalınlığı 42 m'ye yükselişine kadar, alt basamak giderek incelendiğinden, artan ilerleme hızlarına sahip olmuş ve 42 m'lik üst basamak kalınlığında BÇ'nin doğrusal ilerleme hızına yetişmiştir. 42 m ve daha kalın üst basamakta YBÇ, çalışma sırasında periyodik aralıklarla durarak, BÇ'nin ilerlemesini ve aralarındaki emniyet aralığının yeniden korunmasını sağlamak zorundadır. Bu durum YBÇ'nin giderek daha fazla süreyi çalışmalar sırasında bekleme ile geçireceğini göstermektedir. Diğer taraftan TBC, Şekil 5'den açıkça görüleceği üzere, en inceden en kalına olmak üzere tüm üst basamak kalınlığı aralığından çalışma sonrası bekleme süresine sahiptir. Bu durumda

TBC'nin verilen iş yüküne göre büyük kapasiteli olduğu ve doğrusal ilerleme hızının, Şekil 7'de verildiği üzere, YBÇ'den yüksek olduğu sonucuna varılabilir. Gerçekten de, baştan itibaren TBC'nin doğrusal ilerleme hızı YBÇ ile eşittir. Bunun nedeni TBC'nin sürekli olarak çalışma sırasında bekleyerek, YBÇ ile arasında korunması gereken emniyet mesafesinin sağlanmasıdır.

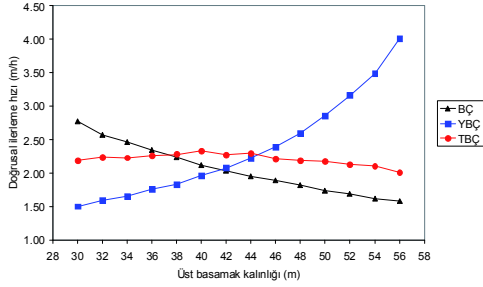
- Şekil 8'de her iki bekleme süresinin de göz önüne alınmadığı net doğrusal ilerleme hızları verilmektedir. Buradan, verilen koşullar ve seçilen çekmekeççeler göz önüne alındığında filodaki üç çekme keççenin eş zamanlanamayacağı görülmektedir. 42 m'lik üst basamak kalınlığı (dolayısıyla 28 m'lik alt basamak kalınlığı) değerinde BÇ ve YBÇ'nin doğrusal ilerleme hızları yaklaşık 2,038 m/h ve 2,080 m/h ile birbirine çok yakındır. Ancak bu durumda TBC'nin ilerleme hızı 2,273 m/h ile diğerlerinden yüksektir ki, atandığından daha fazla dekapaj yapabileme yeteneğine sahip olduğuna işaret etmektedir. Ancak tam eş zamanlanma tüm birimlerin ilerleme hızlarının belirli bir basamak kalınlığı değerinde eşitlenmesini gerektirdiğinden ilk denemede seçilen çekmekeççeler ile amaç fonksiyonları sağlanamamış durumdadır. Ayrıca her üç birimin de çalışma sonrası bekleme yüzdeleri sırasıyla, BÇ için %28,47, YBÇ için %29,67 ve TBC için %35,38 ile oldukça yüksektir. Buradan da her üç çekmekeççenin, kendilerine atanan blok hacimleri ile karşılaştırıldığında oldukça büyük keççe kapasitelerine sahip oldukları açıkça görülmektedir.



Şekil 6. Her iki bekleme tipi göz önüne alındığında üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak doğrusal ilerleme (Deneme 1)



Şekil 7. Çalışma sonrasında bekleme göz ardı edildiğinde üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak doğrusal ilerleme (Deneme 1)



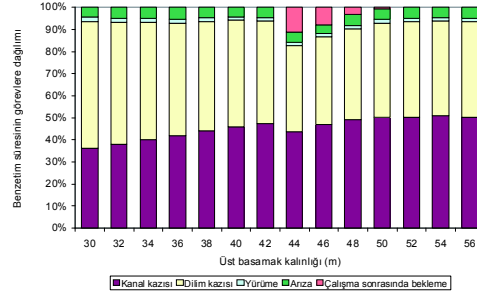
Şekil 8. Her iki bekleme türü göz ardı edildiğinde üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak doğrusal ilerleme (Deneme 1)

Tam eşzamanlı bir filoda tüm birimlerin bekleme süreleri sıfıra yakın ve doğrusal ilerleme hızları ise birbirine eşittir. Bu amaç fonksiyonunu sağlamak için model, en uygun filoyu belirlemek için birinci denemeden sonra 15 kez daha farklı çekmekepçe üçlüleri seçilerek, çalıştırılmıştır. Optimum sonuca erişilen 16. denemede seçilen çekmekepçelere ait temel boyutlar, Çizelge 5'te sunulmuştur. Optimizasyon süresinin görevlere dağılımı BÇ, YBÇ ve TBC için Şekiller 9, 10 ve 11'de gösterilmekte, sonuçlar aşağıda verilmektedir:

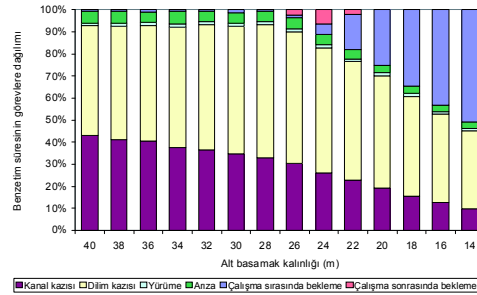
- Çekmekepçe üçlüsü üretim kısıdını üç kez, üst basamak kalınlığının 44 m ile 48 m arasındaki değerlerinde sağlayabilmiştir. Bu aralığın dışında YBÇ, üst basamağın 30 m – 42 m aralığında gerekli üretimi yapamamış, 50 m – 60 m aralığında ise BÇ gerekli üretimi sağlayamadığından ve YBÇ ile TBC, BÇ'ye bağımlı oldukla-

rından onlar da kendilerine atanan blokların kazısını verilen optimizasyon süresi içinde tamamlayamamışlardır.

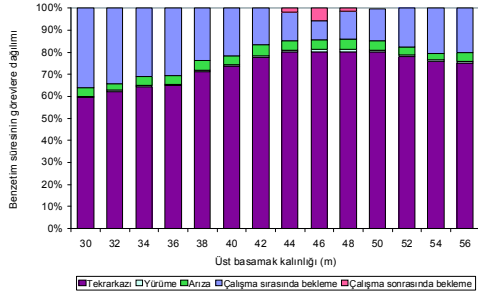
- Amaç fonksiyonunun en uygun çözümüne üst basamağın 44 m olduğu kalınlıkta erişilmiştir. Buna göre hem çalışma sırasında hem de çalışma sonrasında bekleme için geçen süreleri göz önüne alan toplam ilerleme hızı BÇ, YBÇ ve TBC için sırasıyla, 1,476 m/h, 1,480 m/h ve 1,475 m/h olarak kaydedilmiştir (Şekil 12).
- Toplam bekleme süresi üst basamağın 44 m olduğu kalınlıkta en düşük değerini almaktadır. Çizelge 6'da çekmekepçelerin bekleme yüzdeleri sunulmuştur.



Şekil 9. BÇ için üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak optimizasyon süresinin görevlere yüzdelik dağılımı (Deneme 16)



Şekil 10. YBÇ için alt basamak kalınlığının fonksiyonu olarak optimizasyon süresinin görevlere yüzdelik dağılımı (Deneme 16)



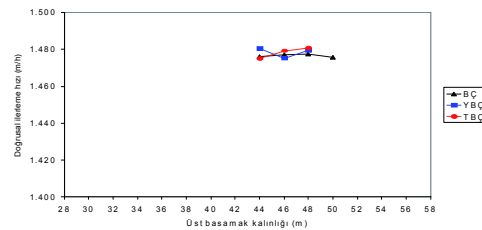
Şekil 11. TBC için üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak optimizasyon süresinin görevlere yüzdelik dağılımı (Deneme 16)

Diğer taraftan filodaki çekmekepçelerin doğrusal ilerleme hızları incelendiğinde aşağıdaki sonuçlara erişilmektedir:

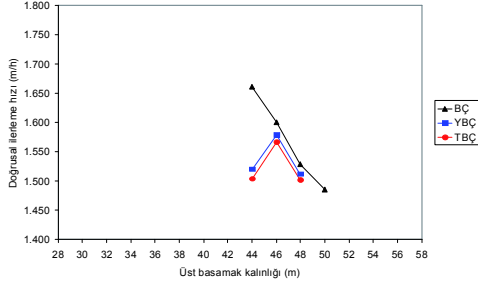
- Üst basamağın 46 m kalınlığa eriştiği durumda (alt basamak 24 m) YBÇ'nin doğrusal ilerleme hızı BÇ'ye yetişmekte ve bu kalınlık değerinden itibaren çalışma sırasında süreleri tutarlı şekilde artış göstermektedir. Benzer şekilde TBC'de 44 m üst basamak kalınlığında YBÇ'nin hızına düşürülmekte ve çalışma sırasında bekleme süreleri bu kalınlıktan itibaren artmaktadır (Şekil 12).
- Şekil 13 ve Şekil 14'den tüm çekmekepçelerin doğrusal ilerleme hızları arasındaki farkın üst basamağın 46 m olduğu durumda en aza indirildiği görülmektedir. BÇ çalışma sırasında beklemediğinden, birimlerin doğrusal ilerleme hızlarının eş zamanlanması, her iki bağımlı çekmekepçenin çalışma sırasındaki bekleme sürelerinin en az olduğuna işaret etmektedir. Kazı operasyonlarının başlamasından itibaren YBÇ, BÇ'yi iki set kazısı süresince, TBC ise YBÇ'yi iki set kazısı süresince (BÇ'yi ise yaklaşık dört set) beklediği ve geçen zaman çalışma sırasında bekleme süresi olarak kaydedildiği için YBÇ ve TBC'nin çalışma sırasında bekleme süreleri sıfır olmayacaktır. Ancak en kısa toplam bekleme süresine 44 m'lik üst basamak kalınlığında erişilmiştir. Bu çelişkinin nedeni, 46. m'den itibaren YBÇ ve TBC'nin BÇ'nin ilerleme hızına yavaşlamış olmasından kaynaklanmaktadır. Her iki birim de gerçek

ilerleme hızlarında olmadıklarından uzun çalışma sırasında beklemeye maruz kalmakta ancak hızları BÇ tarafından dikte edildiğinden, filonun doğrusal ilerleme hızı dikte edilmiş bir hız olmaktadır ki, bu durum yanıltıcıdır. 44 m'lik kalınlıkta YBÇ'nin doğrusal ilerleme hızı BÇ tarafından dikte edilmediğinden bu basamak kalınlığı, filonun doğrusal ilerleme hızının optimize edildiği değer olarak alınacaktır.

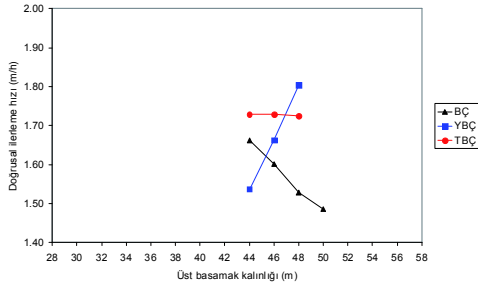
- Model 16 kez çalıştırılarak, gerekli dekapaj kısıdının sağlanması koşulu ile başlangıçta seçilen çekmekepçelerin kapasitelerinde önemli indirimler sağlamıştır. Buna göre BÇ, 108 m³'ten 85 m³'e, YBÇ 71 m³'ten 45 m³'e ve TBC 88 m³'ten 71 m³'e, düşmüştür. Bu, kepçe kapasitelerinde BÇ için %21,23, YBÇ için %36,62 ve TBC için %19,32 olarak yansımaktadır.
- Çekmekepçe filusunun en uygun çözümü sağladığı ve eş zamanlanmaya en yakın olduğu nihai dilim geometrisi Şekil 15'de verilmektedir. Çekmekepçe filosu için ortalama linyit ve örtü kalınlıkları kullanıldığından toplam kalınlığın 109 m'yi ya da örtü kalınlığının 70 m'yi geçtiği yerlerde bunun üzerindeki üst örtü, uygun kapasitede ve yaklaşık eşit doğrusal ilerleme hızı sağlayabilen bir DKE-OÜY sistemi ile alınmalıdır. Oldukça yumuşak karakterdeki bu organik toprak çekmekepçe yığınlarının ötesine ve üzerine dökülmek durumunda olduğundan Şekil 15'te gösterildiği üzere, ocak üzeri yayının yatay uzanımı en az 202,8 m ve daha fazla olmalıdır.



Şekil 12. Her iki bekleme tipi göz önüne alındığında üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak doğrusal ilerleme hızı (Deneme 16)



Şekil 13. Çalışma sonrasında bekleme göz ardı edildiğinde üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak doğrusal ilerleme (Deneme 16)



Şekil 14. Her iki bekleme türü göz ardı edildiğinde üst basamak kalınlığının fonksiyonu olarak doğrusal ilerleme (Deneme 16)

Çizelge 5. Kullanılan çekmekepeçlerin boyutları (Deneme 16)

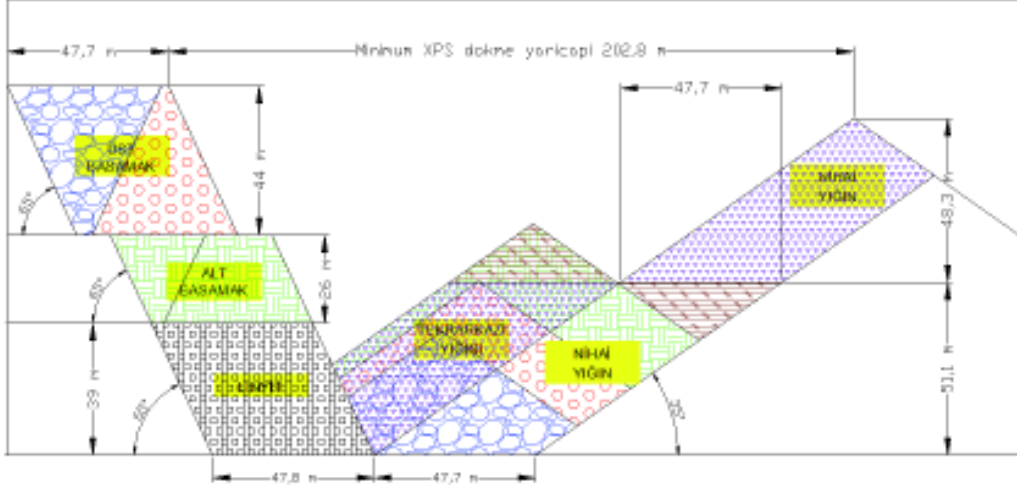
	BÇ	YBÇ	TBÇ
Çalışma yarıçapı (m)	110,9	93,9	103,6
Kova kapasitesi (m ³)	85,0	45,0	71,0
Tabla yarıçapı (m)	22,6	19,4	24,4
Adım boyu (m)	2,59	2,59	2,13
Yürüme hızı (m/dak)	241,0	225,0	-

5 SONUÇLAR

Bu çalışmada üç çekmekepeç ile bir DKE-OÜY ikilisinden oluşan örtükazı filosunun, yaklaşık 750×10^6 t linyit barındıran Afşin-Elbistan linyit havzası D-Sektörü gibi kalın kömür damarı üzerindeki derin örtü tabakalarında dekapaj yapmasını modelleyen bir optimizasyon modeli geliştirilmiştir. Model, en uygun çekmekepeç filosunu seçmek için üç amaç fonksiyonu kullanılmaktadır, bunlar: BÇ, YBÇ ve TBÇ nihai bekleme sürelerinin en az ve doğrusal ilerleme hızlarının da eşit olmasıdır. Ancak üç birimden oluşan bir filo seçerken bu fonksiyonların bireysel değil birlikte değerlendirilmesi gerekmektedir. Sonuçlar, çekmekepeç filosuna bırakılan 70 m² lik örtüden daha derin yerlerde üst tabakaların DKE-OÜY ikilisi ile kazılıp, taşınması koşulu ile üç adet büyük kapasiteli çekmekepeçenin proje öngörüsü olan yıllık 25×10^6 t linyitin üzerini açabileceğini ve gerekli yerinde $34,5 \times 10^6$ m³ dekapajı yapabileceğini göstermektedir.

Çizelge 6. Çekmekepeçlerin bekleme yüzdeleri (Deneme 16)

H _{US} (m)	BÇ, (%)		YBÇ, (%)			TBÇ, (%)			Toplam bekleme, (%)		
	2	Σ	1	2	Σ	1	2	Σ	1	2	Σ
30	0,00	0,00	0,76	0,00	0,76	36,29	0,00	36,29	37,05	0,00	37,05
32	0,00	0,00	0,73	0,00	0,73	34,50	0,00	34,50	35,23	0,00	35,23
34	0,00	0,00	1,12	0,00	1,12	31,25	0,00	31,25	32,36	0,00	32,36
36	0,00	0,00	0,81	0,00	0,81	30,88	0,00	30,88	31,70	0,00	31,70
38	0,00	0,00	0,78	0,00	0,78	23,89	0,00	23,89	24,67	0,00	24,67
40	0,00	0,00	1,22	0,00	1,22	21,71	0,00	21,71	22,93	0,00	22,93
42	0,00	0,00	0,79	0,00	0,79	16,83	0,00	16,83	17,62	0,00	17,62
44	11,15	11,15	1,11	2,60	3,70	12,76	1,89	14,65	13,86	15,64	29,50
46	7,73	7,73	4,73	6,57	11,30	8,86	5,56	14,42	13,59	19,85	33,44
48	3,34	3,34	15,86	2,14	17,99	12,76	1,40	14,16	28,62	6,87	35,49
50	0,70	0,70	25,31	-0,06	25,25	14,60	-0,36	14,24	39,91	0,28	40,19
52	0,00	0,00	34,64	0,00	34,64	17,76	0,00	17,76	52,40	0,00	52,40
54	0,00	0,00	43,34	0,00	43,34	20,83	0,00	20,83	64,17	0,00	64,17
56	0,00	0,00	51,04	0,00	51,04	20,37	0,00	20,37	71,41	0,00	71,41



Şekil 15. Erişilen en uygun çözüme ait dilim geometrisi (Deneme 16)

KAYNAKLAR

- B-E, 1977. *Surface mining supervisory training program*, Bucyrus-Erie Corporation, Wisconsin, USA, 224 pp.
- Bahr, A, 2007. Ensham gets creative, *Australia's Mining Monthly*, July, 87-89.
- Erdem, B, and Celebi, N, 1999. A method to synchronize the tandem dragline systems, *CIM Bulletin*, Vol. 92, No. 1029, 55-61.
- Kesimal, A, Tuncer, G, ve İpekoğlu, B, 1997. Cross-pit konveyörler ve maden sahasının yeniden ıslahındaki rolü, *Türkiye 15. Madencilik Kongresi Bildiriler Kitabı* (ISBN 975-395-216-3), 257-261, Ankara.
- Koçak, C, Kürkcü, NS, ve Yılmaz, S, 2003. Afşin-Elbistan linyit havzasının değerlendirilmesi ve linyit kaynakları arasındaki yeri, *Türkiye 9. Enerji Kongresi Bildiriler Kitabı*, Cilt 2, 15-24, İstanbul.
- Niemann-Delius, C, and Thiels, W, 1988. Planning and scheduling by mine equipment and mine simulation programs for combined cross pit spreader (XPS) and dragline operations, *Proceedings First Canadian Conference on Computer Applications in the Mineral Industry*, 369-372, Rotterdam.
- Rai, P, 2007. A critical case study on draglines operating in vertical tandem in a coal mine, *IE(I) Journal-MN*, 87, 3-9.
- Ural, S, and Yüksel, F, 2004. Geotechnical characterization of lignite-bearing horizons in the Afşin-Elbistan lignite basin, SE Turkey, *Engineering Geology*, 75, 129-146.
- WEB1, <http://www.teias.gov.tr>

World Bank, 1996. Mongolia coal project, *Staff Appraisal Report*, Project ID number. MN-PE-35697, The World Bank Infrastructure Operations Division.

Hidrolik Kaya Delicilerde Gelişmiş Teknolojilerin Kullanımı *The Use of High Technology in the Hydraulic Rock Drilling Machines*

E.A.Kantarıcı, G.Buyurgan

Atlas Copco Makinaları İmalat A Ş, Tuzla, İstanbul

ÖZET Kaya kazı işlerinde kazının rahat yapılabilmesi için yapılan patlatma öncesi delme, önemli bir maliyeti oluşturmaktadır. Bu da kaya delici makine üreticilerini farklı bakış açıları geliştirmeye yöneltmiştir.

Kaya kazılarının rahat yapılmasında patlatma sonucu önem taşımaktadır. Bunun için de, seçilmiş uygun delik düzeninin delme esnasında sahaya aynen uygulanabiliyor olması gerekmektedir.

Gelişmiş teknolojilerin adapte edildiği bu kaya delici makineler, yakıt sarfiyatını reform niteliği taşıyacak seviyelerde düşürürken, patlatma delik kalitesini de seçilen delik düzeninin uygulanması esnasındaki hassasiyetiyle çarpıcı bir şekilde arttırmaktadır. Delme esnasında toplanan veriler sayesinde kaya yapısı hakkında patlayıcı şarj planını olumlu etkileyecek bilgiler sağlamaktadır. Sadece kaya yapısı değil, hesaplamalarda kullanılabilir detaylı bilgiler kaydetmektedir.

Bu çalışmada, hidrolik delici makinelerde kullanılan gelişmiş teknolojinin kullanıcılara sağlayacağı katkılardan bahsedilmiştir.

Anahtar Kelimeler: delici makine, delik kalitesi, Hidrolik delici, HNS

ABSTRACT Drilling before blasting to provide efficient rock excavation works holds significant cost of operation. That reason pushes rock drilling machine industry to gain different perspective.

Blasting results are important for rock excavation. Chosen blasting pattern has to be applicable to field exactly.

High technology applied hydraulic rock drilling machines provide extraordinary oil savings as a reform and by applying chosen drill pattern to field precisely increases blast hole quality. Also, by collection of various data about rock type during drilling supplies beneficial information to be adapted to explosive charging plans. Not only about the rock type, SmartROC collect many other data to be used in cost calculations.

In this study, benefits of the high technology application has been presented

Keywords: Drilling machine, hole quality, Hydraulic Tracked Drilling Machine, HNS

1 GİRİŞ

Delme ve patlatma faaliyetleri, madencilikte ve kazı gerektiren inşaat işlerinde, işin yapılmasında büyük bir önem teşkil etmektedir. Gelişen teknolojilerin bu uygulamalarda maliyetlerin düşüşüne olumlu etkileri gün geçtikçe artmaktadır. Delme ve patlatma faaliyetlerinde maliyete etkisi bulunan tüm parametreler en başından detaylı bir şekilde değerlendirilmektedir.

Patlatma öncesi kaya delme işlemi için kullanılan hidrolik paletli delicilerin işletim maliyetleri gerek yakıt gerekse kaya delme sarf malzemeleri bakımından bir maliyet oluşturmaktadır. Teknoloji kaya delici makineler üzerinde de gelişme ve ilerlemelere neden olmuştur. Başta yakıt tasarrufu olmak üzere, kaya kazı işlemlerinde verime de etkide bulunacak şekilde birim maliyetlerin düşürülecek yeni teknolojiler geliştirilmiştir.

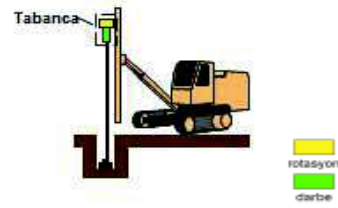
Kaya delme işlemlerinde delme esnasında delici ekipman ile darbenin yaratıldığı yere göre iki farklı metot kullanılabilir. Metodun seçimine karar verilirken, uygulama ve kaya yapısı göz önünde bulundurulmaktadır. Kaya yapısını göz önünde bulundurmak kaydıyla, düzgün ve paralel delikler delinmesi için bu metotlardan birisi seçilmektedir. Bu metotlardan üstten darbeli kaya delme metodu, delik kalitesinin yükseltilmesi için farklı teknolojilerin sıkça adapte edildiği bir yöntem olmaktadır (Şekil 1).



Şekil 1. Delme Metotları

1) Delik Tipi Darbe 2) Üstten Darbe

Üstten darbeli kaya delme metodu, paletli hidrolik delici makine üzerinde bulunan rotasyon ve darbe yaratan bir tabanca sayesinde, kayanın kırılması ve kırılan parçaların basınçlı hava yardımıyla dışarı atılmasıyla gerçekleşir. Tabancanın kaya ile teması için gerekli baskıyı makine üzerinde bulunan kızaktaki makara sistemi sağlamaktadır (Şekil 2). Bu sistem ile delinebilecek delik çapının kısıtlı olmasına karşın, yüksek performanslı bir delme metodudur. Üstten darbeli kaya delme metodunda delik kalitesinin yükseltilmesi ve patlatma veriminin de bu yönde değişmesi adına geliştirilen sistemler vardır.



Şekil 2. Üstten Darbeli Tabanca Sisteminin Makine Üzerindeki Konumu

2 KONTROL SİSTEMLERİNİN DELİK KALİTESİ VE PATLATMA VERİMİNE ETKİSİ

Uygulamaların başında belirlenmiş patlama planına uygun delme için operatörün dikkati çok önemlidir. Fakat geliştirilen sistemler yardımıyla, insan inisiyatifi bilgisayar kontrolüne devredilmiştir.

Delme patlatma planında yapılan hatalar, eğer bir kırma eleme tesisi varsa, bu tesiste maliyetlerin yükselmesinin gözlenmesi neden olmuştur.

Örnek olarak, delme planında bulunan 90° açılı yüzeye dik, birbirine paralel 10 metrelik delikler delinecektir. Fakat delme esnasında 0,5 metre fazla dip delgi ve 1° de pozisyonlamada hata yapılmıştır. Rakamsal değerlendirme yapmaksızın, oluşturabileceği ekstra maliyetlerden bahsedecek olursak,

- Oluşabilecek ekstra maliyetleri tahmin edilebildiği ölçüde değerlendirmeye çalışalım. 0,5 metre fazla delginin getireceği, patlayıcı şarjının getireceği bir maliyet oluşacaktır.
- 1° lik hatadan kaynaklanacak daha uzun delgi metrajı ve sapmadan kaynaklı olarak ortaya çıkabilecek aksesuar hasarlarından sarf malzeme maliyetleri doğacaktır.
- Delme hatası nedeniyle oluşacak kaya bloklarının tekrar delme/patlatma veya hidrolik kırıcı ile taşınabilecek boyuta indirilmesi için zaman ve para harcanacaktır.

- Patlatma enerjisinin homojen bir şekilde dağılmaması sebebiyle az yoğun şarj alanında kayanın serbest yüzey bulamamasından kaynaklanan geri çatılmalar ve bir sonraki delme işleminin daha maliyetli olmasına neden olacaktır.

3 MEVCUT ÜSTTEN DARBELİ KAYA DELME MAKİNELERİNDE BULUNAN KONTROL SİSTEMLER

Üstten darbeli kaya delme metodunda, delici aksesuarın korunması ve delik kalitesinin yükseltilmesi için geliştirilmiş sistemler bulunmaktadır. Tabancanın kayaya uyguladığı etkinin sonrasında kayanın verdiği tepkinin hesaplanması ve ölçülmesi ile makinenin ayarlarının değişmesi veya değiştirilmesi ile düzgün ve paralel delikler delinmesi sağlanmaya çalışılmaktadır.

a. Kaya yapısının yerine göre farklılıklar göstermesi sebebiyle, delici makineler üzerinde de birden fazla sistem yer almaktadır. Bu sistemler, FPCI (Baskı Basınç Kontrol Sistemi-Feed Pressure Control Impact) , RPCF Rotasyon Basıncı Kontrol Sistemi-Rotation Pressure Control of Impact), Otomatik Delgi Başlangıç Sistemi (Automatic Collaring) , DPC-I sistemleri bulunmaktadır.

Ayrıca delici tabanca ve aksesuarların yer aldığı kazağın otomatik pozisyonlama sistemi yardımıyla doğru açı ve derinliğe delik delmesi de delik kalitesini etkilemiştir. Özellikle açılı delik delinen uygulamalarda, bu fark gözle görülür şekilde gözlemlenebilmektedir.

a. FPCI (Baskı Basınç Kontrol Sistemi- Feed Pressure Control Impact)

Tabanadaki rotasyon basıncı arttığında, delik içerisinde bir zorlanma, kırılan malzemelerin veya herhangi başka bir etkinin delici takımın sıkışmasına neden olacağı sinyallerine karşı darbeyi azaltan sistemdir. Bu sayede delici takımın zarar görmesi engellenmektedir.

b. RPCF (Rotasyon Basıncı Kontrol Sistemi-Rotation Pressure Control of Impact)

Tabanca rotasyonu sağlarken zorlanma ile karşılaşır, takım üzerindeki baskıyı da azaltmaktadır. FPCI sisteminden farklı bir basınç aralığında devreye girmektedir. Bu sayede sistem kontrollü bir şekilde delik delmeye devam edebilmektedir.

c. Otomatik Delgi Başlangıç Sistemi (Automatic Collaring)

Delme işleminin en başında delici aksesuardan bitin başlangıç için kendisine kılavuz bir yer açmasına yardımcı olan ve dolayısıyla deliğin düzgün ilerleyebilmesi için çalışan sistemdir. Bu sistem devredeyken, rotasyon sabit kalırken darbe ve baskı düşük kalmaktadır. Delik için kılavuz yaratıldıktan sonra önce baskı sonra da darbe basıncı artmaktadır.

d. DPC-I (Damping Basıncı Kontrol Sistemi- Damper Pressure Control of Impact)

Bu sistem takıma uygulanan darbe basıncının delici takım üzerinden geri dönüşünü okuyan bir düzenek yardımıyla çalışmaktadır. Delgi

esnasında kaya yapısında herhangi bir boşluk/bozuk zemin ile karşılaşıldığında, delici takımın zarar görmesine en çok etkisi bulunan darbe basıncının kontrolünü sağlamaktadır. Tabanca içinde bulunan ek bir pistonun hareketine göre darbe azaltılıp arttırılmaktadır.

4 GELİŞTİRİLMİŞ ÜSTTEN DARBELİ DELİCİ MAKİNELERDE BULUNAN KONTROL SİSTEMLER

Var olan hidrolik delici ekipmanlarda yukarıda açıklaması yapılan delgi kontrol sistemlerinden bir veya bir kaç bulunurken, son teknoloji ürünü olan ekipmanlarda bu sistemler bilgisayar kontrolü yardımıyla işbirliği içinde çalışmaktadır.

Elektronik sistemlerin entegrasyonunun yardımıyla, bilgisayar yazılımlarının yaptığı hassas ölçüm ve hesaplamalarla delik kalitesinin artırılması hedeflenmiştir.

Bu sistemleri Delici Kontrol Sistemi RCS (Roc Control System) desteklemektedir. Özel yazılım sayesinde mekanik olarak algılanan değerler, hesaplanarak, makinenin ilgili ayarlamalarının yapılması sağlanmaktadır.

Ayrıca bilgisayar sistemleri bir arayüz yardımıyla delici makine çalışması esnasında, bazı verileri kayıt altına almaktadır (Şekil 3). Bu veriler, işletme maliyetlerini, operatörün çalışma verimini, delgi esnasında hangi aktivitede daha fazla vakit harcadığını ve buna benzer kontrol parametreleri ile ilgili kullanılabilir. Delgi



Şekil 3. Atlas Copco Delici Makine Veri Toplama ve İşleme İçin Hazırlanmış Bilgisayar Yazılımı

Yeni nesil delici makine üzerinde bulunan kontrol sistemleri, delik sapmalarına büyük ölçüde engel olmaktadır. Planlanan delgi düzenine uygun ve paralel delinmiş bir basamak veya kazı sahasında patlatma enerjisi homojen olarak dağılacığından hem daha kontrol edilebilir bir patlama sonucu hem de aynı şekilde beklentilere uygun tane boyutu ve kazıya uygun yüzeyler oluşturulabilecektir.

5 YENİ NESİL HİDROLİK DELİCİ MAKİNELERDE ENERJİ VERİMLİLİĞİNİ SAĞLAYAN SİSTEMLER

Yeni nesil hidrolik delici makinelerde, delik kalitesinin artırılmasının yanında, delgi işlemi yapılırken harcanan enerjinin verimli kullanılması da dikkate alınmaktadır. Kontrol sistemlerinin de yardımıyla makine üzerinde bulunan ve yakıt sarfiyatının temel sebeplerinden bir olan hava kompresörü, delgi işlemi esnasında aynı basınçta fakat farklı debilerde hava üretilebilmesine imkân sağlamaktadır. Temel olarak, delgi başladığında ilk birkaç metrede deliğin temizlenmesi için gereken hava miktarı ile sonrasında temizleme için gerekli olacak hava miktarı farklı olacaktır. Kompresörde üretilen havanın miktarının ayarlanması

sayesinde, delici makine yakıt sarfiyatının azaltılması amaçlanmıştır.

Mevcut makinelerde, motor soğutmasına ait fan hava şartları ne olursa olsun, sürekli aynı soğutma kapasitesiyle çalışmaktadır. Yeni nesil makinelerde ise, hava ve motor sıcaklığına bağlı olarak gerektiği kadar çalışmaktadır.

Makine üzerinde bulunan hidrolik sistem küçültülerek, sistem içerisindeki ısınma ve sürtünmede kaybedilen enerji miktarının azaltılması amaçlanmıştır. Aynı oranda hidrolik hortumların ve birleşim noktası miktarında da azalma gözlemlenmektedir. Tek bir noktadan dağılan hidrolik basınç, artık ulaşması gereken noktaya en yakın yerden yola çıkarak gitmektedir. Tasarruf sağlamanın yanı sıra, bakım esnasında değişmesi gereken hortum ve kaplin anlamına gelmektedir.

Delik kalitesini arttırmaya ilişkin sistemin tamamına HNS (Hole Navigation System) adı verilmiştir. Tabanca üzerinde bulunan mekanik kontrol sistemlerine ek olarak delici makine tabanca ve kızak sistemini otomatik olarak pozisyonlamayı sağlayan, GPS uydu sistemleri ile desteklenen sistem hazırlanmış delik düzeni planının doğru uygulanabilmesine yardım etmektedir. HNS sistemi sayesinde, delik düzeninin araziye çizilmesi için bir başka çalışana ihtiyaç duyulmazken, dikeyde fazla delgi yapılmasına da engel olmaktadır. Ayrıca açılı delme uygulamalarında, GPS sistemi ile referans alması sebebiyle yüksek başarı getirmektedir. Ayrıca bom hareketleri esnasında zaman kayıplarını en aza indirerek

yakıtın delgi işlemine harcanmasını sağlamaktadır. (Şekil 4).



Şekil 4. HNS Sisteminin Veri Akışı

Bu sistemlerin yanı sıra zemin ve kaya şartları için doğru delici sarf malzeme kullanılması da, enerji verimliliği sağlanmasına katkıda bulunacaktır. Sert ve yumuşak zeminlerde kullanılan delici bitin butonlarının balistik veya yuvarlak seçilmesi birim zamanda delinen metre miktarını önemli ölçüde etkileyecektir.

6 SONUÇLAR

Artan petrol fiyatları, kaya delme makinesi üreticilerini kullanıcıların adına bazı teknolojik geliştirmelere sürüklemektedir. Aynı kapasitede veya daha fazlasını, daha az enerji sarf ederek yapmayı sağlayacak sistemlerin geliştirilmesini zorunlu hale getirmektedir.

Bu doğrultuda, inşaat ve madencilik faaliyetlerinde önemli bir rol oynayan hidrolik delici ekipmanlarda yapılan işin kalitesinde hem de işletme maliyetleri konusunda birçok gelişme olmuştur. Delme esnasında kaya yapısına uygun baskı darbe ve rotasyonun sağlanmasına yardımcı sistemlerin yanı sıra, delme için gerekli

enerji miktarının sağlanması için de kontrol sistemleri geliştirilmiştir.

Hidrolik, kompresör hava debisinde ve soğutma sisteminde sağlanan gelişmeler, yeni nesil makinelerin %50'ye kadar tasarruf sağlanmasına yol açmaktadır.

Ayrıca bilgisayar kontrol sistemleri mekanik sistemlerden aldığı verileri işlemek suretiyle ve otomatik pozisyonlama sisteminin de yardımıyla, patlatma delikleri için hazırlanan plana uygun düzenli delikler delinmesini başarmaktadır.

Bilgisayar destekli kontrol sisteminde, arıza tespitinin de kolaylaşması sebebiyle, müdahale süreleri kısalmıştır. Bu da makinenin sahada iş yaptığı sürelerin belirli oranda artmasını sağlamaktadır.

Sonuç olarak, hidrolik delici ekipmanlar barındırdıkları yeni teknoloji sayesinde, birim maliyetlerin düşürülmesi ve delme kalitesindeki artış bakımından yeni bir çağın başlangıcı niteliğindedir.

KAYNAKLAR

Hole Quality Systems, Atlas Copco, SDE, Örebro Sweden

Drilling Control Systems, Atlas Copco, SDE, Örebro Sweden

“Atlas Copco Surface Drilling Reference Book”
Atlas Copco, SDE, Örebro Sweden

Üç-Boyutlu Sayısal Patlatma Hasar Analizi *Three-Dimensional Numerical Blast Damage Analysis*

Ö. Yılmaz, T. Ünlü
Bülent Ecevit Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Zonguldak

ÖZET Bu çalışmada, patlatma yüküne maruz bir kaya kütlelerinin davranışı üç-boyutlu sonlu farklar sayısal çözümleme yöntemi kullanılarak araştırılmıştır. Çözümlemelerde kaya kütleleri dayanımının karakterizasyonu için Mohr-Coulomb yenilme ölçütü kullanılmıştır. Patlatma deliği cidarına etkiyen gerilme, en yüksek değerine kısa bir zamanda ulaşan ve daha sonra kısmen uzun bir sürede sönümlenen üstel bir fonksiyonla modellenmiştir. Çözümlemelerde ayrıca gerinim oranının kaya malzemesinin mekanik özellikleri üzerindeki etkileri de göz önünde bulundurulmuştur. Patlatma hasarını araştırmak için farklı patlayıcı ve kaya türleri göz önünde bulundurulmuştur. Sonuçlar, kaya malzemesinin dinamik basınç dayanımının tahmini için önerilen eşitliğin genel önerilere çok iyi uyduğu göstermiştir. Son olarak yüksek dayanımlı kayaçlarda yüksek yoğunluklu, düşük dayanımlı kayaçlarda ise düşük yoğunluklu patlayıcıların daha iyi bir parçalanma sağlayacağı görülmüştür.

ABSTRACT In this study, the behaviour of rock mass subjected to blasting load is investigated using three dimensional finite difference numerical modelling. In the analyses, Mohr-Coulomb failure criterion has been used for the characterization of the rock mass strength. Stresses acting on the blasthole boundary have been simulated by an exponential function which reaches its maximum within a short time and then falls to zero value in a considerable period. The strain rate effect on the mechanical properties of rock material has also been taken into account in the analyses. Different explosive and site conditions have been studied to investigate the blasting damage. Results have shown that proposed equation for the dynamic compressive strength of rock material fits very well to general suggestions. Finally, it has been found that high density explosives are better at rock fragmentation in hard rock condition whereas low density explosives are better in relatively soft rock conditions.

1 GİRİŞ

Delme-patlatma yöntemiyle açılan bir yeraltı açıklığında meydana gelen patlatma kaynaklı hasar bölgesinin tahmini, uzun dönem duraylılık çalışmaları açısından oldukça önem taşımaktadır. Son 50 yıldır patlayıcı madde ile kaya parçalanma mekanizmasını tanımlamak için sayısız deneysel çalışmalar gerçekleştirilmiştir. Şimdiye kadar yapılan çalışmalarda, patlatma yükünün gerilme dalgası ve gaz basıncı oluşturduğu üzerinde

genel bir uzlaşmaya varılmış olmasına rağmen, önerilen parçalanma teorileri arasında bir birleşme yoktur. Ortaya atılan görüş ayrılıklarına kaya kütlelerinin heterojen doğasının yanı sıra aynı zamanda patlatma şok dalgalarının aşırı kısa zamanda olmasından ve çatlak ilerlemesinin çok hızlı bir şekilde gelişmesinden kaynaklanan deneysel çalışmalarla ilgili gözlem zorlukları da neden olabilmektedir. Diğer yandan, tam veya model ölçekli deneylerle kaya patlatmasının analizi çok pahalı ve oldukça

zahmetlidir. Deneysel çalışmalarda gözlemlenen bu zorluklara karşı sayısal gerilme çözümlenmeleri yöntemlerinde hızlı bir ilerleme kaydedilmiştir ve güçlü bilgisayar sistemlerinin kolay ulaşılabilirliği, sayısal gerilme çözümlenmelerini dinamik kaya parçalanma mekanizması üzerinde çalışmak için şimdilerde en çok kullanılan araç haline getirmiştir.

Patlatma gibi dinamik yüklere maruz kaya yapılarının bu yükler karşısındaki tepkisini kestirebilmek için, kaya malzemesinin dinamik mekanik özelliklerin belirlenmesi oldukça önem taşımaktadır. Sayısal gerilme çözümlenmeleri yapılmadan önce, bu çalışma kapsamında öncelikle kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımının kestirimi için basit bir görgül eşitlik önerilmiştir. Çalışmanın ilerleyen kısımlarında ise, üç-boyutlu sonlu farklar sayısal yöntemi kullanılarak, patlatma yüküne maruz bir kaya kütesinin davranışı araştırılmıştır.

FLAC^{3D} (sürüm 2.1) (Itasca, 2003) programı kullanılarak yapılan dinamik sayısal çözümlenmelerde, aşırı karmaşık olmayan basit sayılabilecek bir patlatma hasar analiziyle, silindirik bir patlatma deliğinin başarılı bir şekilde sayısal olarak modellenmesi amaçlanmaktadır. Analizlerde, farklı patlayıcı ve kayaç türleri göz önünde bulundurulmuştur. Bu teorik çalışmayla elde edilen verilen ışığında, bir patlatma deliği çevresindeki hasar bölgesi çapı önceden kestirilebilecek ve özellikle aşırı kazı gibi olumsuz etkiler en aza indirilebilecektir.

2 YÖNTEMİN ANA HATLARI

2.1 Patlatma Basıncın Hesaplanması

Bu çalışmada, kaya kütesindeki genişleyen gazların oluşturduğu basınç nedeniyle oluşan hasar göz önünde bulundurulmamıştır. Bununla birlikte, bazı araştırmacılar tarafından (Hao et al. 2002; Vanbrabant et al. 2002; Cho and Kaneko 2004; Jong et al. 2005; Lee et al. 2005; Ma and An 2008) elde edilen sayısal çözümlenme sonuçları, sadece gerilme (şok) dalgası kaynaklı hasar modellemelerinin kaya kütesinin patlatmaya

karşı olan tepkisinin tahmini için kabul edilebilir değerler verdiğini göstermiştir.

Silindirik bir deliğin duvarına etkiyen patlatma basıncını hesaplayabilmek için öncelikle infilak basıncı P_d 'nin (detonation pressure) hesaplanması gerekmektedir. İnfilak basıncı reaksiyon bölgesinin ilerisindeki, şok bölgesinde oluşan basınç olarak tanımlanmaktadır. İnfilak basıncını doğrudan ölçmek genellikle mümkün olamamaktadır. Çoğu araştırmacı infilak basıncının tahmini için patlayıcının kimyasal denge denklemleri ve arazi uygulamalarından elde edilen görgül faktörleri içeren eşitlikleri önermişlerdir. İnfilak basıncının hesaplanması için, ideal gazların durum denklemlerinden türetilmiş aşağıdaki basitleştirilmiş eşitlik kullanılabilir (Fickett and Davis 1979);

$$P_d = \frac{\rho_e V_d^2}{1+\gamma} \quad (1)$$

burada, P_d infilak basıncı (Pa), V_d infilak hızı (m/s), ρ_e rahatlız edilmemiş patlayıcı yoğunluğu (kg/m^3) ve γ özgül ısı oranıdır. Özgül ısı oranı, sabit basınçtaki ısı kapasitesinin sabit hacimdeki ısı kapasitesine oranıdır. Kaya patlatma uygulamalarında yaygın olarak kullanılan patlayıcılar için, özgül ısı oranı $\gamma=3$ kabulüyle, Eşitlik 1 en bilinen haliyle aşağıdaki şekli almaktadır (Persson et al. 1993).

$$P_d = \frac{\rho_e V_d^2}{4} \quad (2)$$

İnfilak basıncı P_d , deliğin ilk hacmine genişleyen gazların basıncı olan patlama basıncı P_e ile karıştırılmamalıdır. Patlama basıncı sabit bir hacimde reaksiyon tamamlandıktan sonraki reaksiyon ürünlerinin basıncına eşittir. Bu basınç sıklıkla sabit hacim patlama basıncı veya basitçe patlama basıncı olarak tanımlanır. Hustrulid (1999)'e göre patlatma deliğini tamamen kavramış (full coupled) bir patlayıcı için patlama basıncı P_e (Pa) aşağıdaki gibi hesaplanabilir.

$$P_e = \frac{P_d}{2} \quad (3)$$

Patlama basıncı patlayıcı deliği duvarına tamamen kavranmış delik basıncı olarak da adlandırılmaktadır. Eşitlik 3 ile hesaplanan

infilak basıncı tamamen kavranmış patlayıcı deliği için geçerlidir. Kavrama etkisini de hesaba katan delik basıncı P_b , Nie ve Olsson'a göre (2000) aşağıdaki formülle hesaplanmaktadır;

$$P_b = P_e r_c^{2\lambda} \quad (4)$$

Burada r_c , kavrama oranı olup patlayıcı (kartuş) çapı d_c 'nin delik çapı d_h 'a oranıdır. λ ise genişleyen gazların eşdeğer adyabatik üstüdür ve aşağıdaki eşitlikle hesaplanır (Fickett and Davis 1979);

$$\lambda = \sqrt{1 + V_d^2/Q} \quad (5)$$

burada, Q patlayıcının patlama ısısıdır (kJ/kg). Eşitlik 5'de, $\lambda=1.5$ (ortalama adyabatik sabit) kabulü yapılarak bu eşitlik basit olarak aşağıdaki şekli alır (Persson et al. 1993),

$$P_b = P_e \left(\frac{d_c}{d_h}\right)^3 \quad (6)$$

ve sonuç olarak delik duvarına etki eden delik basıncı P_b aşağıdaki eşitlikle hesaplanabilir.

$$P_b = \left(\frac{\rho_e V_d^2}{8}\right) \left(\frac{d_c}{d_h}\right)^3 \quad (7)$$

Bu çalışmada gerçekleştirilen sayısal çözümlerinde, yüksek delik basıncı elde etmek için yüksek infilak hızlı patlayıcı, düşük delik basıncı elde etmek için ise düşük infilak hızlı patlayıcı seçilmiştir. Bu amaçla, için yüksek infilak hızlı patlayıcı için emülsiyon tipi patlayıcı, düşük infilak hızlı patlayıcı için ise ANFO tipi patlayıcı seçilmiştir. Vanbrabant vd. (2002), 10 m uzunluğundaki ANFO (teorik infilak hızı $V_d=4000$ m/s) ve Emülsiyon (BLASTEX) (teorik infilak hızı $V_d=5500$ m/s) şarjı için infilak hızı ölçümleri yapmıştır. Bu çalışmaya göre, ANFO için infilak hızı 4052 m/s, emülsiyon tipi patlayıcı için infilak hızı 5582 m/s olarak belirlenmiştir. Sayısal analizlerde gerekli olan delik basıncı, yeraltı patlatma uygulamalarında yaygın olarak kullanılan 38 mm çapındaki bir patlatma deliği için, patlayıcı maddenin patlatma deliğini tamamen doldurduğu varsayılarak Eşitlik 3 kullanılarak hesaplanmıştır. Çizelge 1'de bu çalışma için seçilen iki farklı

patlayıcı türü özellikleri ve hesaplanan delik basıncıları sunulmaktadır.

Çizelge 1. Çözümlerinde kullanılan patlayıcı özellikleri

Özellik	ANFO	Emülsiyon
İnfilak Hızı, (m/s)	4052	5582
Yoğunluk, (kg/m ³)	780	1250
Delik Basıncı, (GPa)	1.6	4.9

Delik cidarına etki eden gerçek dinamik basınç zamana bağlı olarak değiştiğinden, kaya patlatmasının dinamik analizinin doğru bir şekilde yapılabilmesi için delik basıncının zamana bağlı değişiminin göz önünde bulundurulması gerekmektedir.

Bu çalışmada, özgün olarak Starfield ve Pugliese (1968) tarafından önerilen ve Jong vd. (2005) tarafından değiştirilen şok dalgası fonksiyonu, kaya kütleline etkiyen dinamik basıncın zamana bağlı davranışını benzetmek için kullanılmıştır. Bu fonksiyona göre basınç dalgası aşağıdaki gibi tanımlanır;

$$P_t = 4P_b \left(e^{-\beta t/\sqrt{2}} - e^{-\sqrt{2}\beta t} \right) \quad (8)$$

burada, P_t delik basıncının zaman bağlı değişimi (Pa), P_b önceden de tanımlandığı gibi delik basıncı (burada maksimum basınç değerini ifade eder) (Pa), β sönümlenme faktörü (1/s) ve t zamandır (s). Eşitlik 8'in zamana bağlı türevi alınıp sıfıra eşitlenirse, en yüksek basınca ulaşma zamanı yani patlayıcının yükseliş süresi aşağıdaki eşitle bulunabilir.

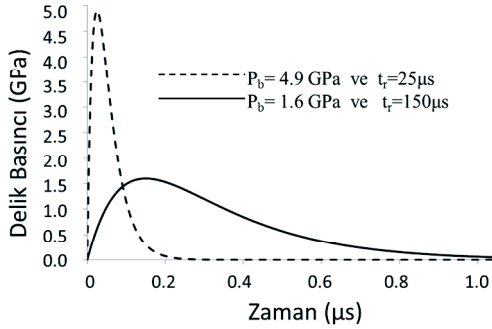
$$t_r = \frac{-\sqrt{2} \ln(1/2)}{\beta} \quad (9)$$

Sönümlenme faktörü basınç-zaman eğrisinin şeklini belirleyen önemli bir değişirge olup patlayıcıdan patlayıcıya değişmektedir. Belirli bir patlayıcı için bu faktör yerinde yapılan ölçümlerle belirlenmelidir. Sönümlenme faktörü patlayıcının en yüksek basınca ulaşma zamanına zamanı (t_r , rise time: yükseliş zamanı) bağlı olarak aşağıdaki eşitlikle hesaplanabilir.

$$\beta = -\frac{\sqrt{2} \ln(1/2)}{t_r} \quad (10)$$

Böylece önceden belirlenen yükseliş sürelerine göre sönümlenme faktörü

hesaplanabilir. Birçok araştırmacının, en yüksek basınca erişme zamanını birkaç milisaniye olarak belirtmesine rağmen, aynı zamanda en yüksek basınca ulaşma zamanının patlayıcı tipi ve patlayıcının sınırlandırılmasına bağlı olarak 20 ila 150 mikro saniye olduğunu gösteren delik ölçümleri de vardır (Saharan et al. 2006). Sayısal analizlerde, ideal ve ideal-olmayan infilak davranışı gösterene patlayıcı maddeler için 38 mm çapındaki bir patlatma deliğinde tipik sayılabilecek olan 25 ve 150 μ s yükseliş süresi esas alınmıştır. Şekil 1’de Eşitlik 8 kullanılarak elde edilen tipik şok dalgası işlevleri sunulmaktadır.

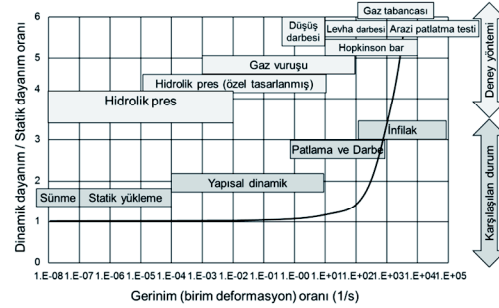


Şekil 1. Çözümlemelerde kullanılan patlayıcı şok dalgası fonksiyonları

2.2 Gerinim (Birim Deformasyon) Oranının Dayanım Üzerindeki Etkileri

Gerinim oranı veya birim deformasyon oranı, birim deformasyondaki zamana bağlı değişimin oranı olarak tanımlanır ve $\dot{\epsilon}$ sembolü ile gösterilmektedir. Gerinim oranının beton, kaya, seramik ve kompozit malzemeler gibi değişik mühendislik malzemelerinin üzerindeki etkisi birçok araştırmacı tarafından çalışılmıştır (Malvern and Ross 1985; Bischoff and Perry 1991; Zhao 2000; Grote et al. 2001; Fukui et al. 2004; Li et al. 2008; Zhou and Hao 2008). Bu çalışmalarda gerinim oranı arttıkça malzeme dayanımının da artacağı görüşü genel olarak kabul görmüştür. Kaya mekaniği uygulama alanlarında kaya kütlelerin maruz kaldığı gerinim oranını 10^{-14} 1/s’den 10^8 1/s’ye kadar çok geniş bir

aralıkta değişmektedir (Olsson 1991). Düşük gerinim oranlarında, statik dayanımları elde etmek göreceli olarak daha kolayken, orta ve yüksek gerinim oranlarında kaya malzemesinin gerilme-gerinim ilişkisinin karakteristiğini elde etmek için farklı yaklaşımlar gerekmektedir. Erişilebilir gerinim oranı yükleme makinesi tipine göre değişmektedir. Pratik açıdan mühendislik uygulamalarında karşılaşılan gerinim oranları, dinamik özellikleri elde etmede kullanılan yöntemlerle birlikte Şekil 2’de gösterilmiştir (Cai et al. 2007).



Şekil 2. Dinamik problemlerin ve deney yöntemlerinin sınıflandırılması (Cai et al. 2006)

Birçok beton yapı; deprem, darbe ve patlama gibi etkilerin denen olduğu yüksek oranlı dinamik yüklemeye maruz kalabilmektedir. Bu nedenle, yapının bu yükler karşısındaki tepkisini kestirebilmek için beton malzemesinin dinamik koşullar altındaki davranışının bilinmesi oldukça önemlidir. Geçmişte betondaki dinamik basınç dayanımındaki artış ilk olarak Abrams (1917) tarafından gözlenmiştir. Bu çalışmadan sonra beton, harç, geomateryal vb. gibi beton benzeri malzemelerin gerinim oranı duyarlı olduğu geniş çapta kabul edilmiştir (Malvern and Ross 1985; Bischoff and Perry 1991; Tedesco and Ross 1998; Donze et al. 1999; Grote et al. 2001; Li and Meng 2003).

Son zamanlarda yeraltı yapılarına karşı ilgi giderek artmaktadır. Kaya içerisindeki yapılarının tasarımı ve analizi için dinamik karakteristikleri elde etmek ve farklı gerinim oranlarında kayanın dinamik özelliklerini

anlamak oldukça önemlidir. Bu nedenle kayaçların dayanımının gerinim oranı ile birlikte artışı özellikle son yarım yüzyıldır birçok araştırmalara konu olmuştur.

Kaya ve beton dayanımının gerinim oranına bağımlılığı birkaç teori ile açıklanabilir. Bunlardan birisi, radyal gerilmenin artmasıyla yanıl gerilmenin artmasını belirten atalet (durgunluk) etkisidir. Bir diğeri ise, gerinim oranı artışı nedeniyle mikro-hasarların (çatlaklar, fisürler vb.) gecikmesi veya azalmasıdır. Yükleme oranının artmasıyla, kaya içerisindeki zayıf kusurlar veya hasarlar parçalanma sürecine önemli bir katkıda bulunacak fırsatı bulamayabilir.

10^0 1/s ve daha yüksek gerinim oranında yapılan çalışmalar, dinamik basınç dayanımının yüksek gerinim oranlarında Eşitlik 11'de verildiği gibi belirlenebileceğini göstermiştir (Birkimer 1971; Grady and Kipp 1979).

$$(\sigma_{ci})_{dyn} = K(\dot{\epsilon})^{1/3} \quad (11)$$

Burada, $(\sigma_{ci})_{dyn}$ kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımı ve K malzeme sabitidir. Li'ye (1994) göre kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımı uygulanan gerinim oranına bağlı olarak aşağıdaki gibi hesaplanabilir;

$$(\sigma_{ci})_{dyn} = \sigma_{ci} \dot{\epsilon}^{1/3} \quad (12)$$

burada, σ_{ci} kaya malzemesinin statik tek eksenli basınç dayanımıdır. Dolayısıyla Eşitlik 12 kullanılarak laboratuvar deneylerinden elde edilen statik dayanım verileri kullanılarak kayanın malzemesinin dinamik dayanım verileri elde edilebilir (Li et al. 2011).

Zhao vd. (1998, 1999b) tek eksenli basınç dayanımı ve gerinim oranı arasındaki ilişki için yarı-logaritmik bir bağıntı önermişlerdir.

$$(\sigma_{ci})_{dyn} = A \log(\sigma'_{cd}/\sigma'_c) + \sigma_{ci} \quad (13)$$

burada, σ'_{cd} ve σ'_c sırasıyla dinamik ve statik yükleme hızı olup σ'_c yaklaşık 0.05 MPa/s'dir ve A malzeme sabiti olup granit için yaklaşık 11.9 bulunmuştur (Zhao et al. 1998, 1999b). Bu eşitlik kırılğan kaya

malzemesi için genel bir yaklaşım vermektedir. Bununla birlikte malzeme sabiti olan A katsayısı kaya tipine göre değişmektedir. Örneğin, Zhao vd. (2000) çimento harcı için A katsayısını 4.9 olarak rapor etmiştir.

Li vd. (2005), statik tek eksenli basınç dayanımı 159 MPa olan granit örnekleri üzerinde Eşitlik 11'de verilen bağıntının yüksek seviyedeki (10^1 - 10^2 1/s) gerinim oranlarında uygulanabilirliğini araştırmışlardır. Bu araştırma sonucunda Li vd. (2005) granit için basınç dayanımı-gerinim oranı arasındaki ilişki için aşağıdaki eşitliği önermişlerdir.

$$(\sigma_{ci})_{dyn} = 65 (\dot{\epsilon})^{1/3} \quad (14)$$

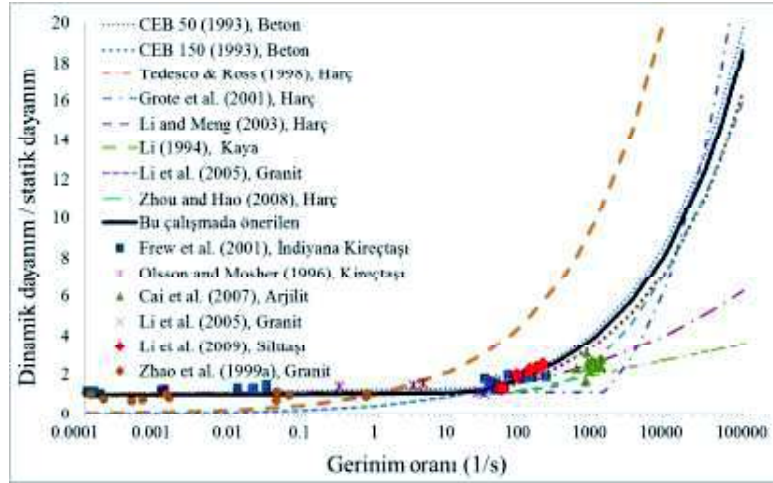
Daha önce bu konu üzerinde yapılan çalışmalar değerlendirildiğinde, düşük gerinim oranı duyarlılığından yüksek gerinim oranı duyarlılığına geçişin 10^0 - 10^1 1/s gerinim oranı arasında olacağı söylenebilir. Bu çalışmada, düşük gerinim oranı duyarlılığından yüksek gerinim oranı duyarlılığına geçişin 30 1/s gerinim oranı seviyesinde olacağı ön görülmektedir. Bu gerinim oranı değerine kadar olan yükleme hızı artışlarında, kaya malzemesinin basınç dayanımında ancak %20'lik bir artış olacağı tahmin edilmektedir. Bu gerinim oranının seviyesinden sonra ise, kaya malzemesinin dinamik basınç dayanımının diğer araştırmacıların (Birkimer 1971; Grady and Kipp 1979; Li 1994; Li et al. 2005) önerdiği gibi gerinim oranının 1/3'üncü kuvveti olarak artacağı kabul edilmiştir. Bu literatür çalışması kapsamında elde edilen bir diğer önemli bulgu da, Eşitlik 11'deki K katsayısının kaya malzemesinin tek eksenli basınç dayanımının % 40'ı olarak tahmin edilebileceğidir. Bu çalışmada sonuç olarak kaya malzemesinin dinamik dayanımı ve statik dayanımı arasındaki genelleştirilmiş ilişkinin aşağıdaki eşitliklerde gösterildiği gibi olacağı tahmin edilmektedir.

$$\dot{\epsilon} \leq 30 \text{ 1/s için} \quad (\sigma_{ci})_{dyn} = 0.0074 \sigma_{ci} (\log \dot{\epsilon}) + 1 \quad (15.a)$$

$$\dot{\epsilon} > 30 \text{ 1/s için} \quad (\sigma_{ci})_{dyn} = 0.4 \sigma_{ci} (\dot{\epsilon})^{1/3} \quad (15.b)$$

Şekil 3’de kayanın basınç dayanımındaki dinamik artış faktörü (dinamik dayanımın statik dayanıma olan oranı) ve gerinim oranı arasındaki ilişki için bu çalışmada önerilen eşitlikler kullanılarak elde edilen ve diğer araştırmacıların önermiş oldukları

yaklaşımların bir karşılaştırılması sunulmaktadır. Bu şekilden de görülebileceği gibi, Eşitlik 3.15’in diğer araştırmacıların sonuçlarıyla karşılaştırıldığında uyumlu sonuçlar vermektedir.



Şekil 3. Dinamik artış faktörü için bu çalışmada önerilen yaklaşımının diğer çalışmalarda karşılaştırılması

Bu çalışma kapsamında üç-boyutlu dinamik sayısal gerilme çözümleri kullanılarak yapılan analizlerde, kaya kütesinin dayanımının Eşitlik 15’e göre davranacağı varsayılmıştır. Bir patlatma deliğinin yakın çevresindeki kaya malzemesinde, infilak anında oluşan gerinim oranı 10^3 ila 10^5 1/s arasında değiştiğinden (Cai et al. 2007), Eşitlik 15 kullanılırken ortalama bir değer olarak 10^4 gerinim oranı değerinin seçilmesi uygun bulunmuştur.

2.3 Kaya Kütesinin Dinamik Mekanik Özelliklerinin Belirlenmesi

Bu çalışmada dayanım açısından iki farklı kaya tipi seçilmiştir. Bunlar, yüksek dayanımlı kaya için granit ve nispeten daha düşük dayanımlı kaya için ise kumtaşı cinsi kayalardır. Bu türdeki kaya malzemeleri için tipik sayılabilecek statik mekanik özellikler Çizelge 2’de sunulmaktadır.

Bu çalışmada silindirik bir patlatma deliğini çevreleyen kaya kütesinin elasto-plastik olarak davrandığı ve dayanımının Mohr-Coulomb yenilme ölçütü ile tanımlandığı varsayılmıştır. Mohr-Coulomb yenilme ölçütüne göre yenilme (kırılma) anındaki asal gerilmeler arasındaki ilişki,

$$\sigma_1 = \frac{2c_i \cos \phi_i + \sigma_3 (1 + \sin \phi_i)}{1 - \sin \phi_i} \quad (16)$$

şeklinde verilmektedir (Jaeger and Cook 1969). Burada, σ_1 ve σ_3 sırasıyla, en büyük ve en küçük asal etkin gerilmeler, c_i kaya malzemesinin kohezyonu ve ϕ_i ise kaya malzemesinin içsel sürtünme açısıdır. Bu eşitlikte en küçük asal gerilme yerine 0 yazılırsa kaya malzemesinin tek eksenli basınç dayanımı veren aşağıdaki eşitlik elde edilebilir.

$$\sigma_{ci} = \frac{2c_i \cos \phi_i}{1 - \sin \phi_i} \quad (17)$$

Çizelge 2. Çalışmalarda kullanılan kaya malzemelerinin tipik sayılabilecek statik mekanik özellikleri

Sağlam kaya malzemesinin statik mekanik özellikleri	Granit	Kumtaşı
	Bukit Timah (Singapur) Zhao 1999	Zonguldak (Türkiye) Gerçek ve Müftüoğlu 1993
Tek eksenli basınç dayanımı (σ_{ci}) (MPa)	186	98
Young (Deformasyon) Modülü (E_i) (GPa)	84	31
Poisson oranı (ν)	0.25	0.23
Yoğunluk (ρ_i) (kg/m ³)	2610	2638
Dolaylı çekme dayanımı (σ_{tB}) (MPa)	-11.4	-7.9
Hoek-Brown dayanım parametresi, mi	15.3	11.1

Eşitlik 16 ve 17'den yararlanılarak, dinamik yükler altındaki kaya malzemesi için Mohr-Coulomb yenilme ölçütü,

$$(\sigma_1)_{dyn} = (\sigma_{ci})_{dyn} + \frac{1+\sin\phi_i}{1-\sin\phi_i} (\sigma_3)_{dyn} \quad (18)$$

şeklinde yazılabilir (Zhao 2000). Burada, $(\sigma_1)_{dyn}$ ve $(\sigma_3)_{dyn}$ sırasıyla, en büyük ve en dinamik asal gerilmeler ve $(\sigma_{ci})_{dyn}$ kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımıdır. Zhao'ya (2000) göre kaya malzemesine ait içsel sürtünme açısı ve Hoek-Brown yenilme ölçütü sabiti m_i gibi değerleri yüklem hızının değişiminden önemli derecede etkilenmemektedir. Bu nedenle, dinamik yüklem koşullarında kaya malzemesinin yenilme ölçütünün tanımlanması için m_i ve $(\sigma_{ci})_{dyn}$ değerlerinin belirlenmesi yeterli olmaktadır.

Kaya malzemesinin dayanım özelliklerinin yanı sıra deformasyon özellikleri de dinamik yüklem koşullarında değişmektedir. Çok farklı türde kaya malzemesi üzerinde yapılan deneyler, dinamik deformasyon modülünün genellikle statik deformasyon modülünden daha yüksek değerlerde olduğunu göstermiştir (Bieniawski 1984; Eissa and Kazi 1988). Eissa ve Kazi (1988), kaya malzemesinin statik ve dinamik deformasyon modülü arasında çeşitli kayaç türlerini içeren 76 adet veri kullanarak aşağıdaki görgül eşitliği önermiştir:

$$(E_i)_{dyn} = (E_i/10^{0.02})^{1/0.77} / \rho_i \quad (19)$$

Burada; E_i (GPa) ve $(E_i)_{dyn}$ (GPa) sırasıyla kaya malzemesinin statik ve dinamik

deformasyon modülü ve ρ_i (g/cm³) ise kaya malzemesinin yoğunluğudur. Çizelge 3'de Eşitlik 15 ve 19 ile hesaplanan kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımı ve dinamik deformasyon modülü değerleri sunulmaktadır.

Çizelge 3. Kaya malzemesinin dinamik mekanik özellikleri

Kaya malzemesinin dinamik mekanik özellikleri	Granit	Kumtaşı
$(\sigma_{ci})_{dyn}$ (MPa) (Eşitlik 15)	1600	843
$(E_i)_{dyn}$ (GPa) (Eşitlik 19)	141	31

Yapılan sayısal çözümlere kaya kütesinin dayanım ve deformasyon değıştirgelerinin tahmini için ise, 1997 yılında kaya kütesinde ölçek etkisini dikkate alan bir parametre olarak Hoek-Brown yenilme ölçütüne geliştiriciler tarafından dahil edilen jeolojik dayanım indeksi (GSI)'den yararlanılmıştır. Bu çalışmada her iki kaya cinsi için de jeolojik dayanım indeksi değeri 85 (yüzey koşulları çok iyi veya iyi durumda olan sağlam ya da az bloklu kaya kütesi) olarak seçilmiştir. Buradaki amaç, incelenen iki farklı türdeki kaya malzemesi için de kütesel özellikleri benzeştirmek ve farklılıkları elemine etmektir. Çizelge 4'de sayısal çözümlelerde kullanılmak üzere, iki farklı kaya kütesi türü için GSI değerlerinden yararlanılarak hesaplanan dinamik mekanik özellikler sunulmaktadır.

Çizelge 4. GSI değeri 85 olan kaya kütleinin dinamik mekanik özellikleri

Kaya kütleinin dinamik mekanik özellikleri	Granit	Kumtaşı
$(E_{rm})_{dyn}$ (GPa)	106	29
$(\sigma_{tm})_{dyn}$ (MPa)	-33.8	-24.5
$(c_m)_{dyn}$ (MPa)	173	90
$(\varphi_m)_{dyn}$ (°)	44	41

Çizelge 4’de verilen dinamik kaya kütleinin deformasyon modülü $(E_{rm})_{dyn}$, dinamik kaya kütleinin çekme dayanımı $(\sigma_{tm})_{dyn}$, kaya kütleinin dinamik kohezyonu $(c_m)_{dyn}$ ve kaya kütleinin dinamik içsel sürtünme açısı $(\varphi_m)_{dyn}$ değerleri; kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımını $(\sigma_{ci})_{dyn}$, kaya malzemesinin dinamik deformasyon modülü $(E_i)_{dyn}$ ve GSI değerlerinden yararlanılarak, sırasıyla Hoek ve Diederichs, 2006; Hoek ve Brown, 1988 ve Hoek et al., 2002’de önerilen bağıntılar kullanılarak tahmin edilmiştir. Ayrıntılı bilgi için bu kaynaklardan yararlanılabilir. Bu eşitlikler araştırmacılar tarafından özgün olarak statik durum için verilmiştir. Ancak bu çalışmada, kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımını $(\sigma_{ci})_{dyn}$ ve kaya malzemesinin dinamik deformasyon modülü $(E_i)_{dyn}$ statik olanların yerine yazılarak eşitlikler dinamik durumlar için adapte edilmiştir

Burada belirtilmesi gereken önemli bir husus ise dayanım zarfı dağılım aralığı olarak tanımlanan $(\sigma_{3max})_{dyn}$ ’nin hesaplanan Mohr-Coulomb değıştirmeleri üzerinde doğrudan bir etkiye sahip olduğudur. Bu çalışmada $(\sigma_{3max})_{dyn}$ değeri kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımının dörtte biri olarak seçilmiştir. Bu değer, dayanım zarfı dağılım aralığının yaklaşık olarak tek eksenli basınç dayanımının dörtte birinden az olduğunda oluşan kırılma yenilmeyle ilişkili olarak ampirik gözlemlere dayanan bir gerilme dağılım aralığıdır (Hoek et al. 2002).

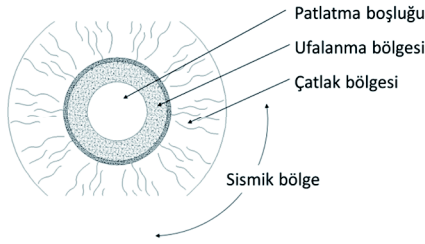
2.4 Sınır Koşulları ve Dinamik Sönümlenme

Derin yeraltı açıklıklarının, normalde sonsuz bir ortam tarafından çevrelendiği varsayılırken; yüzey ve yüzeye yakın yeraltı yapılarının, yarı sonsuz bir ortamda olduğu varsayılmaktadır. Statik çözümlenmelerde, sabit veya elastik sınırlar ilgili bölgeden belli bir mesafede yer alabilirler. Bununla birlikte, dinamik sayısal problemlerde bu tür sınır koşulları, dışa doğru yayılan dalgaların modelin içine yansımaya neden olmakta ve gerekli enerjinin yayılımına izin vermemektedir. Geniş bir modelin kullanımı bu sorunu azaltabilmektedir. Çünkü malzemenin kendi sönümlenmesi, uzaktaki sınırdan yansıyan dalgalarındaki enerjinin çoğunu absorbe etmektedir. Ancak, geniş bir modele ait çözüm, hesaplama işlemini bir hayli uzatmaktadır. Bu olumsuz etkilerden sakınmak için alternatif olarak viskoz (absorbe eden) sınırlar kullanılabilir. Bu çalışmada kullanılan FLAC^{3D} paket programında Lysmer ve Kuhlemeyer (1969) tarafından geliştirilmiş viskoz sınır kullanılmaktadır.

Sönümlenmenin bir yapının maksimum tepkisini kontrol etmedeki öneminin darbemsi bir yükte, periyodik ve harmonik yüklere olandan çok daha az olduğu bilinmektedir (Clough and Penzien 1975). Darbemsi bir yüke olan maksimum tepkiye, sönümlenme kuvvetleri yapıdan fazla enerji absorbe etmeden önce, çok kısa bir zamanda ulaşılacaktır. Bununla birlikte, eğer plastik malzeme davranışı göz önünde bulunduruluyorsa, Mohr-Coulomb gibi doğrusal bir yenilme ölçütü kullanıldığı zaman, malzeme özelliği olarak yapay bir sönümlenme gerekmemektedir. Çünkü doğrusal yenilme ölçütünün kendisi erken yenilme veya plastik davranışına neden olmaktadır. Bu etki nedeniyle yüksek hızlı patlatma türü yüklemelerde yapay sönümlenmenin tepkisi önemsiz sayılabilmektedir.

3 PATLATMA KAYNAKLI HASAR BÖLGELERİNİN HESAPLANMASI

Kaya kütlesi içerisinde silindirik bir patlayıcı şarjının infilakıyla birlikte oluşan hasar bölgesinin yarıçapı bilimsel amaçlı yapılan patlatma tasarımlarında gerekli olan en önemli parametrelerden birisidir. Patlayıcı şarjını çevreleyen kaya kütlesinde oluşan parçalanma süreci öyle karmaşıktır ki kesin bir matematiksel açıklaması henüz mümkün değildir. Patlatma deliği çevresinde, patlayıcı maddenin gücü ve kaya kütlesinin dayanımına bağlı olarak farklı büyüklüklerde uflanma (kırılma) bölgesi, çatlak bölgesi ve sismik bölge olarak adlandırılan bölgeler oluşmaktadır (Şek. 4).



Şekil 4. Patlatma sonrasında delik civarında oluşan kırılma bölgeleri

Patlatma deliği çevresinde oluşan uflanma bölgesinin boyutunun tahmini için literatürde bazı yaklaşımlar önerilmiştir. Uflanma bölgesinin büyüklüğünün kestirimine yönelik yaklaşımlardan ilki II'yushin tarafından 1971 tarafından önerilmiştir. II'yushin (1971), uflanma bölgesindeki kaya davranışı izotropik, sıkıştırılmaz, tanecikli ve kohezyonlu bir ortam modeli ile tanımlamıştır. Bu modele göre uflanma bölgesinin yarıçapı, r_c (mm) aşağıdaki eşitlikle verilmektedir.

$$r_c = r_0 \left(\frac{P_b}{-(c/\phi) + [\sigma_c + (c/\phi)] L^{2\phi/(1+\phi)}} \right)^{1/2\lambda} \sqrt{L} \quad (23.a)$$

$$L = \frac{E/(1+\nu)}{\sigma_c [1 + \ln \sigma_c / \sigma_t]} \quad (23.b)$$

Burada, r_0 patlatma deliğinin yarıçapı (mm), P_b delik basıncı (Pa) (bkz. Eşitlik 7), λ patlayıcının adyabatik genişleme sabiti (bkz. Eşitlik 5), c kaya malzemesinin kohezyonu (Pa), ϕ kaya malzemesinin içsel sürtünme

açısı ($^\circ$), σ_c kaya malzemesinin tek eksenli basınç dayanımı (Pa), σ_t kaya malzemesinin çekme dayanımı (Pa), E kaya malzemesinin deformasyon modülü (Pa) ve ν kaya malzemesinin Poisson oranıdır.

Szuladzinski (1993) bir patlatma deliği çevresindeki uflanma bölgesini geçici (transient) dinamik çözümleme kullanarak modellemiştir. Bu yaklaşımda, kaya parçalanabilen ve parçalanma dayanımına sahip elastik bir ortam olarak modellenmiştir. Bu modele göre uflanma bölgesinin yarıçapı, r_c (mm) aşağıdaki eşitlikle verilmektedir.

$$r_c = \sqrt{\frac{2r_0^2 \rho_e Q_{ef}}{(\sigma_c)_{dyn}}} \quad (24)$$

Burada, r_0 patlatma deliğinin yarıçapı mm, ρ_e patlayıcı maddenin yoğunluğu (g/mm^3) Q_{ef} patlayıcı maddenin efektif enerjisi (Nmm/g) (tamamlanmış reaksiyonun ısısının 2/3'ü olarak kabul edilebilir) ve $(\sigma_c)_{dyn}$ kaya malzemesinin dinamik tek eksenli basınç dayanımıdır (MPa).

Xu ve Lui (1995) elastisite teorisindeki kalın duvarlı silindir problemini kullanarak, çatlak bölgesi yarıçapının tahmini için bir model önermişlerdir. Bu modelde, çatlak bölgesinin yarıçapı; delik çapı, patlayıcının delik basıncı ve kaya malzemesinin çekme dayanımının bir işlevidir (Lui vd. 2009). Çatlak bölgesinin yarıçapının tahmini için önerilen bağıntı;

$$r_{cr} = r_0 \sqrt{P_b / \sigma_t} \quad (25)$$

şeklindedir. Burada r_{cr} (mm) çatlak bölgesinin yarıçapı, P_b delik basıncı (Pa), σ_t kaya malzemesinin çekme dayanımı (Pa) ve r_0 delik çapıdır (mm).

Djordjevic (1999), Griffith yenilme ölçütüne dayanan bir model önermiştir. Bu modelde uflanma bölgesinin yarıçapı r_c (mm),

$$r_c = \frac{r_0}{\sqrt{24\sigma_t/P_b}} \quad (26)$$

bağıntısı ile verilmektedir. Burada, r_0 patlatma deliğinin yarıçapı (mm), σ_t kaya malzemesinin çekme dayanımı (Pa) ve P_b ise delik basıncıdır (Pa).

Kanchibotla vd. (1999), ufalanma bölgesinin yarıçapını basit olarak, delik çapının, infilak basıncının ve kaya malzemesinin tek eksenli basınç dayanımının bir işlevi olarak tahminine yönelik bir model önermişlerdir. Bu modelde ufalanma bölgesinin yarıçapı r_c (mm),

$$r_c = r_0 \sqrt{P_d / \sigma_{ci}} \quad (27)$$

şeklinde verilmektedir. Burada r_0 patlatma deliğinin yarıçapı (mm), P_d infilak basıncı (Pa) ve σ_{ci} kaya malzemesinin tek eksenli basınç dayanımıdır (Pa).

Hustrulid (1999), patlatma hasar bölgesinin (R_d) pratik olarak tahmini için bir model önermiştir. Bu pratik hasar bölgesi, ufalanma ve çatlak bölgelerinin her ikisini de kapsamaktadır. Bu yaklaşıma göre hasar yarıçapı patlayıcı etki yarıçapına eşittir. Hustrulid'e (1999) göre, patlatma hasar bölgesinin yarıçapının R_d (m) aşağıdaki gibi verilebilir,

$$R_d = 25r_0 \sqrt{\frac{\rho_e S_{ANFO}}{\rho_{ANFO}}} \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}} \quad (28)$$

Burada r_0 patlatma deliğinin yarıçapı (m), ρ_e patlayıcı maddenin yoğunluğu (g/cm^3), ρ_r kaya malzemesinin yoğunluğu (g/cm^3), ρ_{ANFO} ANFO yoğunluğu (g/cm^3) ve S_{ANFO} patlayıcı maddenin ANFO'ya göre kuvvetidir.

Esen vd. (2003), ufalanma yarıçapını doğrudan ölçmeye olanak sağlayan model ölçekli deneysel patlatma çalışmalarına dayalı bir yaklaşım önermişlerdir. Esen vd.'e (2003) göre, ufalanma bölgesi yarıçapı r_c (mm), patlatma deliği yarıçapı r_0 (mm), ideal-olmayan infilak teorisine göre hesaplanan delik basıncı P_b (Pa), kaya malzemesinin tek eksenli basınç dayanımı σ_c (Pa) ve kaya katılığı K (Pa) arasında bir ilişki vardır. Ufalanma bölgesindeki kaya katılığı homojen ve izotropik olarak kabul edilerek aşağıdaki bağıntıyla verilmektedir;

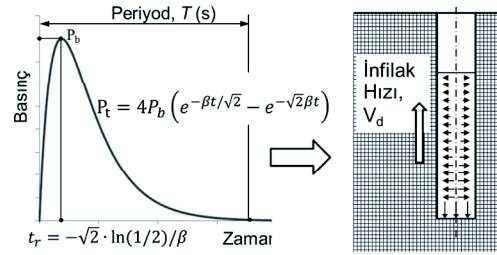
$$K = \frac{E_{dyn}}{(1+\nu_{dyn})} \quad (29)$$

burada E_{dyn} ve ν_{dyn} sırasıyla dinamik deformasyon modülü ve Poisson oranıdır. Ufalanma bölgesi yarıçapını kestirmek için önerilen bağıntı ise aşağıdaki gibidir;

$$r_c = 0.812r_0 CZI^{0.219}, CZI = \frac{P_b^3}{K \sigma_c^2} \quad (30)$$

4 SAYISAL ANALİZLER

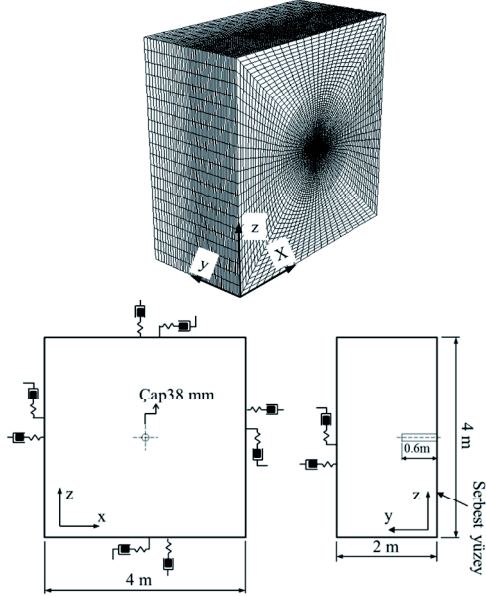
Son zamanlarda yapılan çalışmalar, sonlu bir silindirik şarjın infilakı ile oluşan gerilme dalgasının oldukça karmaşık ve küresel bir şarjın oluşturduğu gerilme dalgasından farklı olduğunu göstermiştir (Blair and Minchinton 1997). Bu duruma neden olarak, infilakın çok yüksek hızına rağmen, infilak hızının kaya içerisinde yayılan dalga hızlarıyla aynı büyükte olması gösterilebilir. Bu nedenle, bir patlayıcı maddenin infilakı ani veya darbesel bir etki olarak düşünülemez. Yapılan üç-boyutlu dinamik çözümlerinde, silindirik bir deliğin içerisine yerleştirilmiş olan patlayıcının infilak hızı da ayrıca dikkate alınarak, şok dalgasının zaman kaydının silindirik deliğin uzun eksenli boyunca infilak hızında hareket etmesi sağlanmıştır (Şek. 5).



Şekil 5. Delik cidarına infilak hızında uygulanan basınç-zaman kaydı

Şekil 6'da dinamik çözümlerde kullanılan üç-boyutlu model geometrisi ve viskoz sınır uygulanan bölgeler gösterilmektedir. Tipik bir yeraltı patlatması koşullarını çalışmak için üç-boyutlu modelin sadece delik açılan yüzeyi serbest yüzey olarak tanımlanmıştır. Üç-boyutlu sonlu farklar ağı için $4 \times 4 \times 2$ m boyutlarında bir dikdörtgen prizması hazırlanmıştır. Model boyutlarının bu şekilde seçilmesinde dinamik çözümlere zorlukları ve program kısıtlamaları etkili olmuştur. Hazırlanan model 393600 bölge (zone) ve 400221 düğüm noktasına (grid point) sahiptir. Bu yoğunlukta bir sonlu farklar ağının dinamik çözümü oldukça uzun zaman gerektirmekte ve yapılacak değiştirgesel bir çalışmayı oldukça zorlaştırmaktadır. Bu nedenlerden ve patlatma deliğinin uzun eksenli boyunca yapılacak çözümlemenin

delik çevresinde elde edilecek radyal yenilme bölgelerini etkilemeyeceği gerçeğinden dolayı, tamamen pratik amaçlar doğrultusunda model boyutları gerçek arın atımları kadar derin olarak seçilmemiştir. Patlatma deliği için yeraltı patlatmalarında sıklıkla kullanılan 38 mm çapında bir patlatma deliği seçilerek delik uzunluğu 0.6 metre olarak belirlenmiştir. Delik uzunluğunun üçte birlik kısmı sıkılama boşluğu olarak bırakılmış ve infilak delik dibinden başlayacak şekilde 0.4 m'lik bir patlayıcı şarjı modeli oluşturulmuştur.

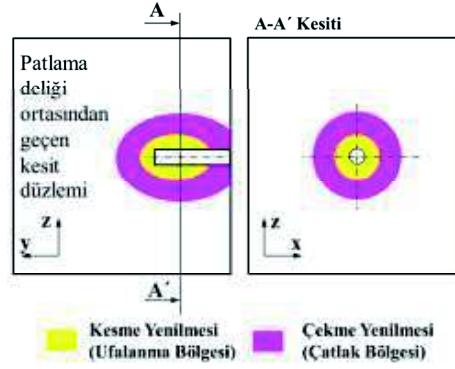


Şekil 6. Çözümlerde kullanılan üç-boyutlu model geometrisi ve sınır koşulları

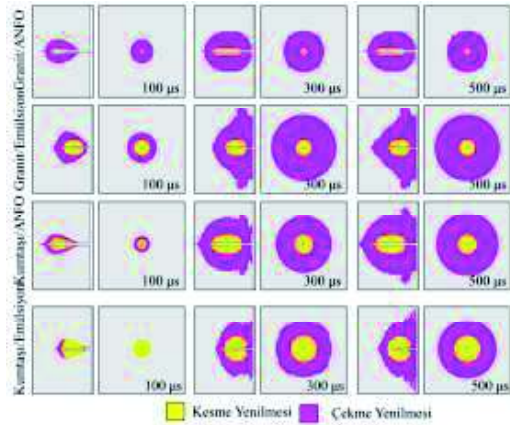
Üç-boyutlu sayısal gerilme çözümlerinin sonucunda, patlayıcı maddenin infilakı sonrasında patlatma deliği çevresinde oluşan kesme ve çekme yenilmesi bölgelerinin gösterilmesindeki izlenen yaklaşım Şekil 7'de sunulmaktadır. Patlatma deliğinin uzun eksenine boyunca (y-ekseni) aksel simetri olmasından dolayı, delik içerisinde elde edilen üç-boyutlu sonuçların sadece patlatma deliği merkezinden geçen x-düzlemi üzerinde (y-z düzlemi) verilmesi yeterli olmaktadır. Bununla birlikte, kesme ve çekme yenilmesi bölgelerinin daha kolay

kıyaslanabilmesi ve görsel kolaylık açısından, ek olarak patlayıcı şarjının orta noktasından geçen y-düzlemi üzerindeki bir kesit düzleminde elde edilen yenilme bölgelerinin sunulması uygun bulunmuştur.

Şekil 8'de göz önünden bulundurulmuş iki farklı patlayıcı tipi için, granit ve kumtaşı cinsindeki kayalar üzerinden yapılan çözümler sonucunda elde edilen yenilme bölgelerinin infilak başlangıcından 100, 300 ve 500 μ s sonraki durumları sunulmaktadır. Çözümlerinde, infilak başlangıcından 500 μ s sonra bir yenilme artışı gözlenmemiştir. Bu nedenden dolayı, çözümlere 500 μ s'den sonra devam ettirilmemiştir.



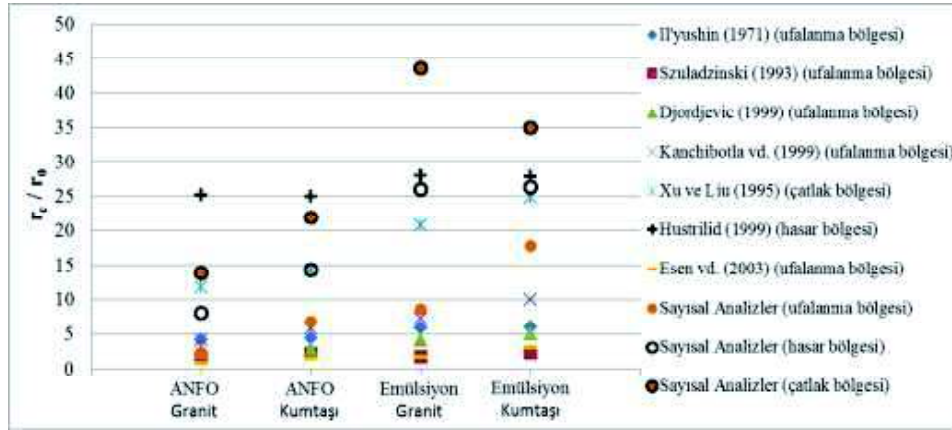
Şekil 7. Sonuçların sunulmasında izlenen yaklaşım



Şekil 8. Sayısal çözümler sonucunda elde edilen sonuçlar

Daha önce Bölüm 3’de verilen patlatma deliği çevresinde oluşan hasar bölgelerinin hesaplanmasına yönelik bağıntılarla hesaplanan ufalanma ve çatlak bölgesi büyüklüklerinin, dinamik sayısal çözümlerle elde edilen değerlerle karşılaştırılması ise Şekil 9’da verilmektedir. Burada gösterilen hasar bölgesi Hustrilid ve Johson’nın (2008) önerdiği gibi ufalanma ve çatlak bölgesin orta noktası olarak kabul edilmiştir.

Şekil 9’dan da görülebileceği gibi, bu çalışmada sayısal çözümlerle elde edilen ufalanma ve çatlak bölgesi büyüklükleri görgül bağıntılarla elde edilenlerden daha büyüktür. Bu duruma neden olarak, sayısal çözümlerde mekanik özellik olarak kaya malzemesi yerine kaya kütlesi özelliklerin kullanılması gösterilebilir.



Şekil 9. Sayısal çözümlerle elde edilen sonuçların görgül yaklaşımlarla elde edilen sonuçların karşılaştırılması

5 SONUÇLAR

Şekil 9’da sunulan sonuçlar değerlendirildiği zaman, özellikle hasar bölgesi göz önünde bulundurulursa, sayısal çözümlerle elde edilen sonuçların patlatma kaynaklı hasar bölgesinin tahmininde kabul edilebilir sonuçlar verdiği söylenebilir. Bu çalışmada elde edilen bir diğer sonuç ise yüksek gerinim oranlarındaki ($\dot{\epsilon} > 30$ 1/s) yüklemelere maruz kaya malzemesinin dinamik basınç dayanımının tahmini için $(\sigma_{ci})_{dyn} = 0.4\sigma_{ci}(\dot{\epsilon})^{1/3}$ şeklinde önerilen bağıntının kullanılabilirliği.

Özellikle düşük dayanımlı kayada yapılan analizlere bakıldığında, emülsiyon tipi patlayıcının çok daha büyük ufalanma bölgesi oluşturmasına rağmen oluşturduğu çatlakların sınırlı bir büyüklükte kaldığı görülmektedir. Başka bir deyişle, bu tür zayıf

kayaçlarda ANFO türü patlayıcı daha fazla çatlak bölgesi oluşturmakta ve böylece daha iyi bir parçalanma sağlamaktadır. Özetlemek gerekirse, sağlam kayaçta emülsiyon tipi patlayıcı daha iyi kaya parçalama sağlarken nispeten düşük dayanımlı kayada düşük yoğunluklu bir patlayıcı olan ANFO’nun daha iyi bir parçalama sağladığı görülmektedir. Bu olgu pratikte çalışmalarla uyumluluk göstermektedir.

Bu çalışmada gerçekleştirilen üç-boyutlu dinamik çözümler ve bu çözümlerin sonuçlarıyla ilgili karşılaştırmalar değerlendirildiğinde, bu çalışmada önerilen sayısal yöntem kullanılarak bir patlatma deliğinin dinamik çözümlenmesinin başarılı bir şekilde modellenebileceği söylenebilir. Ek olarak, bu teorik çalışmanın ileride pratik bazı

deneylerle desteklenerek daha iyi sonuçlar elde edilebileceği söylenebilir.

Sonuç olarak böyle bir sayısal çözümlemeyle elde edilen veriler ışığında, patlayıcı-kayaç etkileşimleri incelenerek arazi koşullarına uygun patlatma şablonları hazırlanarak aşırı kazı miktarı gibi çevre kayaca verilebilecek zararların en aza indirilebileceği söylenebilir.

KAYNAKLAR

- Abrams, DA, 1917. Effect of rate of application of load on the compressive strength of concrete, *ASTM J.*, Vol. 17 pp. 364-377.
- Bieniawski, ZT, 1984. Rock Mechanics Design in Mining and Tunnelling, A.A. Balkema, Rotterdam.
- Birkimer, DL, 1971. A possible fracture criterion for the dynamic tensile strength of rock, in: Clark G.B. (ed.), *Dynamic Rock Mechanics*, Balkema, Holland, pp. 573-90.
- Bischoff, PH, Perry, SH, 1991. Compressive Behavior of Concrete at High Strain Rates, *Materials and Structures*, Vol. 24, pp.425-450.
- Blair, D, Minchinton, A, 1996. On the damage zone surrounding a single blasthole. *Fragblast 5*, Montreal, Canada.
- Cai, M, Kaiser, PK, Suorineni, F, Su, K, 2007. A study on the dynamic behavior of the Meuse/Haute-Marne argillite, *Physics and Chemistry of the Earth*, Vol. 32, pp. 907-916.
- CEB 1993. *Comite Euro-International du Beton, CEB-FIP model code 1990*, Redwood Books, Trowbridge, Wiltshire, UK.
- Cho, SH, Kaneko, K, 2004. Influence of the applied pressure waveform on the dynamic fracture processes in rock, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, Vol. 41, Elsevier, pp. 771-784.
- Clough, RW, Penzien, J, 1975. *Dynamics of structures*, McGraw-Hill, New York.
- Djordjevic, N, 1999. Two-component of blast fragmentation. *Fragblast 6*, Johannesburg, South Africa.
- Donze, FV, Magnier, SA, Daudeville, L, Mariotti, C, Davenne, L, 1999. Numerical study of compressive behavior of concrete at high strain-rates, *ASCE J. Engng. Mech.*, Vol.125, pp. 1154-1163.
- Eissa, EA, Kazi, A, 1988. Relation between static and dynamic Young's moduli of rocks. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.* 25 (6), 479-482.
- Esen, S, Onederra, I, Bilgin, HA, 2003. Modeling the size of the crushed zone around a blasting, *Int. J. Rock Mech. and Min.Sci.*, Vol.40, pp. 485-495
- Fickett, W, Davis, WC, 1979. *Detonation*, University of California Press, Berkeley, CA.
- Frew, DJ, Forrestal MJ, Chen W, 2001. A split Hopkinson pressure bar technique to determine compressive stress-strain data for rock materials, *Experimental Mechanics*, Vol. 41 (1), 7 pp.
- Fukui, K, Okubo, S, Ogawa, A, 2004. Some aspects of loading-rate dependency of Sanjome andesite strengths, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, Vol. 41, pp. 1215-1219.
- Gerçek, H, Müftüoğlu YV, 1993. Failure characteristics of coal measure rocks. In: *International Symposium on Assessment and Prevention of Failure Phenomena in Rock Engineering*, İstanbul.
- Grady, DE, Kipp, ME, 1979. The micro mechanics of impact fracture of rock, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.*, Vol. 16, pp. 293-302.
- Grote, DL, Park, SW, Zhou, M, 2001. Dynamic behavior of concrete at high strain-rates and pressures: I. experimental characterization, *Int. J. Impact Engng.* Vol. 25, pp. 869-886.
- Hao, H, Wu, C, Zhou, Y, 2002. Numerical analysis of blast-induced stress waves in a rock mass with anisotropic continuum damage models-part i: equivalent material property approach, *Rock Mechanics and Rock Engineering* 35, 79-94.
- Hoek, E, Brown, ET, 1988. The Hoek-Brown failure criterion-a 1988 update. In: *Proceedings of the 15th Canadian Rock Mechanics Symposium-In Rock Eng. for Underground Excavations*, Toronto.
- Hoek, E, Carranza-Torres, CT, Corkum, B, 2002. Hoek-Brown failure criterion-2002 edition. In: *Proceedings ARMS-TAC Joint Conference*, Toronto.
- Hoek, E, Diederichs, MS, 2006. Empirical estimation of rock mass modulus. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 43, 203-215.
- Hustrulid, W, 1999. *Blasting Principles for Open Pit Mining, Volume 2 – Theoretical Foundations*, A.A. Balkema, Rotterdam, pp. 383-1013
- Hustrulid, W, Jhonson, J, 2008. A gas pressure-based round design methodology. In: *5th International Conference on Mass Mining*, Lulea, Sweden.
- Il'yushin, AA, 1971. *The mechanics of a continuous medium*. Izd-vo MGU. Moscow. Translated in: Hustrulid, W., 1999. *Blasting principles for open pit blasting*, Rotterdam, Balkema (in Russian).
- Itasca, 2003. *FLAC 3D-Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions (Version 2.1)*. Itasca Consulting Group Inc., Minneapolis, Minnesota.
- Jaeger, JC, Cook, NGW, 1969. *Fundamentals of Rock Mechanics*, Chapman and Hall, London, p.593.
- Jong, Y, Lee, C, Jeon, S, Cho, YD, Shim, DS, 2005. Numerical modeling of the circular-cut using

- particle flaw code, 31st *Annular Conf. of Explosives and Blasting Technique*, Orlando, Kanchibotla, SS, Valery, W, Morrell, S, 1999. Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding. In: Proceedings of Explo'99-A Conference on Rock Breaking, Kalgoorlie, Australia.
- Lee, IM, Park, BK, Cho, KH, Park, CW, 2005. Probabilistic analysis of blasting-induced rock damages in tunneling, *Underground Spaces Use: Analysis of the Past Lessons for the Future*, London, pp.1079-1084.
- Li, H, Xia, X, Li, J, Zhao, J, Liu, B, Liu, Y, 2011. Rock damage control in bedrock blasting excavation for a nuclear power plant. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 48 (2), 210-218.
- Li, QM, Meng, H, 2003. About the dynamic strength enhancement of concrete-like materials in a split Hopkinson pressure bar test, *International Journal of Solids and Structures*, Vol. 40, pp. 343-360.
- Li, XB, Zhou, Z, Zhao, F, Zuo, Y, Ma, C, Ye, Z, Hong, L, 2008. Rock properties under coupling loads, *Journal of Rock Mech. Geotech. Engng*, Vol. 1 (1), pp. 1-8.
- Li, XB, 1994. Shock dynamics of rock, *Changsha*, Central South University Press, (in Chinese).
- Li, XB, Lok, TS, Zhao, J, 2005. Dynamic characteristics of granite subjected to intermediate loading rate, *Rock Mech. Rock Engng.*, Vol. 38(1), pp. 21–39.
- Lysmer, J, Kuhlemeyer, RL, 1969. Finite dynamic model for infinite media. *Journal of Eng. Mech.* 95(EM4), 859-877.
- Ma, GW, An, XM, 2008. Numerical simulation of blasting-induced rock fractures, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, Vol. 45, Elsevier, pp. 966-975.
- Malvern, LE, Ross, CA, 1985. Dynamic response of concrete and concrete structures, *Second Annual Technical Report*, AFOSR contract no. F49620-83-K007.
- Nie, S, Olsson, M, 2000. Study of fracture mechanism by measuring pressure history in blastholes and crack lengths in rock. In: Proc. 27th Annual Conf. Explosives and Blasting Technique, Orlando, USA.
- Olsson, WA, 1991. The compressive strength of Tuff as a function of strain rate from 10^{-6} to 10^3 sec, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.*, Vol. 28, pp. 115–118.
- Olsson, B, Mosher, D, 1996. Sandia National Laboratories, Albuquerque, NM. Unpublished notes sent to M. Z. Forrestal, November.
- Persson, A, Holmberg, R, Lee, J, 1993. *Rock Blasting and Explosives Engineering*, CRC press.
- Saharan, MR, Mitri, HS, Jethwa, JL, 2006. Rock fracturing by explosive energy: review of state-of-the-art, *Fragblast*, Vol. 10, pp. 61-81.
- Starfield, AM, Pugliese, JM, 1968. Compression waves generated in rock by cylindrical explosive charges: a comparison between a computer model and field measurements, *Int. J. Rock Mech. and Mining Sci.* Vol. 5 pp. 65-77.
- Szuladzinski, G, 1993. Response of rock medium to explosive borehole pressure, in: Proceedings of the Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast-4, Vienna, Austria.
- Tedesco, JW, Ross, CA, 1998. Strain-rate dependent constitutive equations for concrete, *ASMEJ. Press.Vessel Technol.* Vol. 120, pp. 398–405.
- Xu, BY, Liu, XS, 1995. Applying Plasto Elasticity Mechanical, Tsinghua University Press.
- Vanbrabant, F, Chacon, EP, Quinones, LA, 2002. P and S mach waves generated by the detonation of a cylindrical explosives charge-experiments and simulations, *Fragblast*, Vol. 6, No. 1, pp. 21-35.
- Zhao, J, Li, HB, Zhao, YH, 1998. Dynamics strength tests of the Bukit Timah granite, *Geotechnical Research Report NTU/GT/98-2*, Nanyang Technological University, Singapore.
- Zhao, J, Zhou, YX, Hefny, AM, Cai, JG, Chen, SG, Li, HB, Liu, JF, Jain, M, Foo, ST, Seah, CC, 1999a. Rock dynamics research related to cavern development for Ammunition storage, *Tunnelling Underground Space Technol.*, Vol. 14(4), pp. 513–526.
- Zhao, J, Li, HB, Wu, MB, Li, TJ, 1999b. Dynamic uniaxial compression tests of a granite, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, Vol. 36, pp. 273-7.
- Zhao, J, 2000. Applicability of Mohr-Coulomb and Hoek-Brown strength criteria to the dynamic strength of brittle rock, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, Vol. 37, pp. 1115-1121.
- Zhou, XU, Hao, H, 2008. Modelling of compressive behaviour of concrete-like materials at high strain rate, *International Journal of Solids and Structures*, Vol. 45, pp. 4648–4661.

Bilgisayar Destekli 3 Boyutlu Açık Ocak Tasarımlarının Değerlendirilmesi

Computer-Aided 3D Designs on Open Pit Mining

M.Yurdakul

NETCAD Ulusal Cad ve GIS Çözümleri A.Ş., Cyberpark, Bilkent, Ankara

ÖZET Madenleri çağdaş madencilik bilim ve teknolojisine uygun bir şekilde üretmek gerekir. Bu işe gerçekçi bir üretim modellemesi ve tasarımı gerçekleştiren yazılımlarla mümkündür. Bu çalışmada değerlendirilecek kısım, bilgisayar destekli olarak 3 boyutlu açık ocak tasarımlarının yapılması, hızlı bir şekilde yetkin tasarımların sahaya adapte edilmesi, farklı ocak tasarımları arasında sonuçların değerlendirilmesidir.

Yazılım ile üretilen ocak ve pasa harman tasarımlarının gerek kullanıcı tanımlı, gerek otomatik olarak oluşması sağlanmaktadır. Böylece pek çok ocak alternatifini hızlı bir şekilde değerlendirmek mümkün olmaktadır. Düzgün bir tasarım ve planlama ile yapılmayan üretim sonucu kaynaklar kullanılamaz hale gelmektedir.

Türkiye’de madencilik endüstrisinin büyümesine paralel olarak kaynakların daha bilimsel ve rasyonel bir şekilde kullanılmasına duyulan gereksinim artmaktadır. Ülke madenlerimizin etkin ve verimli kullanılması açısından bu tekniklerin kullanılması bir zorunluluktur.

ABSTRACT Mines should be produced in accordance with the modern mining science and technology. It is possible by using software which produces realistic production model and design. In this study, creation of the computer-aided 3 dimensional open pit designs, adapting them into real field and evaluating the results by using different designs will be analyzed.

Pit and blend design are being generated manually or automatically by using the software. Thus, it is possible to evaluate alternative pit designs in a short time. Productions without proper design and planning are emerging useless sources.

In Turkey, the need of scientific and rational use of the sources is increasing in parallel with the growth of mining industry. These techniques are necessity to use the national mining resources effectively and efficiently.

1 GİRİŞ

Ülkemizde maden kaynaklarının çağdaş madencilik, bilim ve teknolojisine uygun olarak üretilmesi maden fiyatlarına bağlı olarak oldukça önem kazanmıştır. Madencilik endüstrisinin büyümesine paralel olarak kaynakların daha bilimsel ve rasyonel bir şekilde kullanılmasına duyulan

gereksinim artmaktadır. Madenlerimiz verimli bir şekilde üretildiklerinde ekonomiye çok ciddi katkı yapma potansiyeline sahiptir.

Özel sektör firmaları ve kamu kurumları tarafından bilgisayar destekli cevher yatağı modellemesi ve maden tasarımları da daha yaygın bir şekilde yapılmaya başlamıştır.

Maden sahalarının üretime yönelik bilgisayar destekli olarak otomasyonunu; modellemeler ve tasarımlar olarak iki açıdan değerlendirebiliriz. Modelleme başlığı daha çok cevherin, fayın, damar yapılarının, ara kesmelerin veya jeolojinin modellenmesi olarak ele alınabilir. Tasarımlar başlığı altında ise galeri tasarımları, açık ocak tasarımları gibi işletmeyi optimum şekilde planlamayı hedefleyen tasarım süreçleri oluşturmaktadır.

Modelleme işlemlerinin sağlıklı olması ilerleyen süreçlerin doğruluğunu ve yapılan çalışmaların geleceğini doğrudan etkilemektedir.

Maden üretiminin yönetilmesinde, özellikle karar destek süreçlerinde bilgisayar destekli tasarımlar daha güvenilir ve hızlı sonuçlar verirler.

Açık ocak faaliyetlerinin bir parçası olan rampalar, yol tasarımları ile yer altı madenciliği ile ilgili galeri tasarımları ve bu konudaki havalandırma hesabı gibi parametrelerin elde edilmesinin de bilgisayar destekli tasarımlarında önemi oldukça fazladır.

Bu çalışmada, Tunçbilek linyit sahası içerisindeki açık ocak çalışmaları esnasında oluşan yeni topografya, basamak ve şevler üzerinde yapılan tasarımların bilgisayar destekli olarak 3 boyutlu oluşturulması değerlendirilmektedir. Bu çalışmada açık ocak tasarımları NETPRO/Mine madencilik otomasyon ve tasarım yazılımı ile gerçekleştirilmiştir.

2 SAHANIN MODELLENMESİ

Açık ocak projelerinde modelleme sonrasında tesisin tenör ve miktar beklentileri üzerine ocak tasarımı yapılması üretimin sürekliliği ve karlılığını artırır.

Linyit rezervlerinin ekonomik ve teknik değerlendirmesinde önemli bir problem linyit kalitesi-rezerv eğrilerinin kestirimi ve bu kestirime ilişkin belirsizliğin değerlendirilmesidir (A.E. Tercan, E. Akcan, 2005).

NETPRO/Mine yazılımı ile verimliliği artırmak, zaman tasarrufu sağlamak, daha hızlı ve doğru bir şekilde maden üretim verilerine uygun tasarımlar gerçekleştirmek hedeflenmektedir. Kullanıcılar bu amaca yönelik kullanabilecekleri özel yazılım araçlarına ihtiyaç duymaktadırlar. Madencilik ile ilgili modelleme ve tasarım işlemlerini bütünleşik yapıda gerçekleştirmeyi sağlayan ileri düzeyde profesyonel ve aynı zamanda kullanıcı dostu yazılımsal araçlara ihtiyaç vardır.

Benzetim gerçeğin bir modeli olup jeostatistiksel benzetim, mevcut verilerin belirli özelliklerini yeniden elde edecek şekilde değerler üretmeyi amaçlar. Eğer benzetim değerleri mevcut veriler gibi aynı histogram ve aynı variogramla sahip benzetim yöntemi koşulsuz, bunlara ek olarak mevcut veri noktalarındaki değerlerle aynı ise koşullu benzetim adını alır (A.E. Tercan, M.A. Hindistan, B. Ünver, 2012).

Sondaj datalarına ek olarak yüzeyden alınan mostra örnekleri ve okumaları, tabaka eğim ve doğrultuları, faylar, yeraltı galeri çalışmalar, jeofiziksel çalışmalar ve araştırma çukurları da modelleme sürecine bilgi sağlayarak doğru modellemenin yapılmasına olanak sağlarlar. Doğru bir modellemenin gerçekleştirilmesi bilgilerin birbirini destekleyecek şekilde kullanılarak güzel bir kompozisyonda sunulması ile mümkün olabilir.

Çalışmada konu olan saha Kütahya ilinin Domaniç ilçe sınırlarında, Tunçbilek 'in kuzeyinde bulunmaktadır. Şekil 1' de linyit üretiminin devam ettiği inceleme alanının yer bulduru haritası verilmektedir.

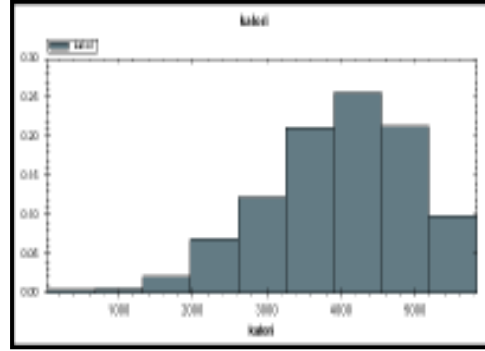


Şekil 1. Çalışma alanının yer bulduru haritası

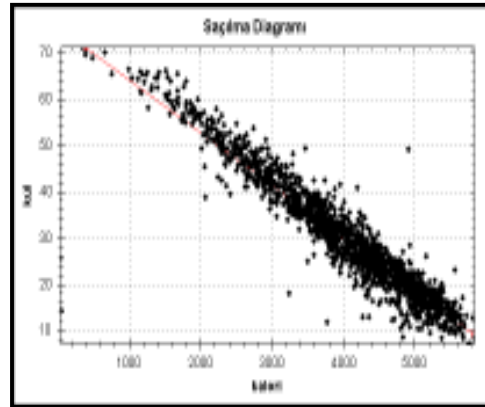
Bölgenin jeolojisinden çok kısa bahsetmek gerekirse, Domaniç, Tavşanlı, Kütahya ve Gediz volkanik ve sedimanter Tersiyer çökelleri geniş bir yayılım ile yaşlı birimler üzerinde uyumsuz olarak gelmektedir. Bölgenin güneyinde Tavşanlı – Tunçbilek arası Eosen yaşlı kireçtaşları, bölgenin genelinde geç miyosen volkaniklerine rastlanmaktadır(Pekmezçiler, S,1955).

Bölgeye ait veriler kullanılarak NETPRO/Mine programında veri tabanı oluşturulmuştur. Bu veri tabanlar üzerinde modelleme süreçlerini en fazla etkileyen süreç kompozitleme işlemidir. Kompozitlemenin doğru bir şekilde sahayı temsil eder şekilde yapılması ilk başta saha üzerinde bir öngörü oluşmasına olanak sağlamaktadır. Kompozitleme işlemi sonrasında saçılma diyagramları ve histogramları oluşmaktadır (Şekil 2-3). Bu grafikler saha için ön değerlendirmenin temelini oluştururlar.

Linyit kalite değişkenleri olarak ısı değer, kül ve kükürt içeriği dikkate alınmıştır. Benzetim yöntemi olarak ardışık normal benzetim (sequential Gaussian simulation) yöntemi kullanılmıştır. Modellemeden sonraki bölümünde tasarım kısmı ile ilgili detaylara ağırlık verilmiştir.



Şekil 2. Linyit kömürü numunelerine ait örnek histogram grafiği



Şekil 3. Linyit kömürü numunelerine ait örnek saçılma diyagramı

NETPRO/Mine programı yardımı ile sahanın dijital yükseklik modeli, sondaj veri tabanı ile birleştirilmiştir. Blok model oluşturulmadan önce sondaj verilerinin kompozitlenmesi gerçekleştirilmiştir. Böylelikle linyit kömüründen alınan numune boyları eşitlenmiş ve aynı ağırlıklı ortalamaya getirilerek jeostatistikte kullanılabilir hale gelmesi sağlanmıştır. Kompozitleme işlemi kompozit aralığı ortalama karot boyundan yüksek alınarak kompozitleme yapılmıştır.

Maden sahasını modellemek için öncelikle katı model oluşturulmuş ve yatak bloklara ayrılmıştır. Bloklama ayırma işleminden sonra bloklara cevherin dağılımı en iyi şekilde gösterecek kestirim yöntemi ile değer atılması en önemli kısımdır. Uygun jeostatistik yöntemi kullanıcının da saha ve jeostatistik deneyimi ile doğru orantılı olarak sahanın gerçekçi modellenmesini sağlayacaktır.

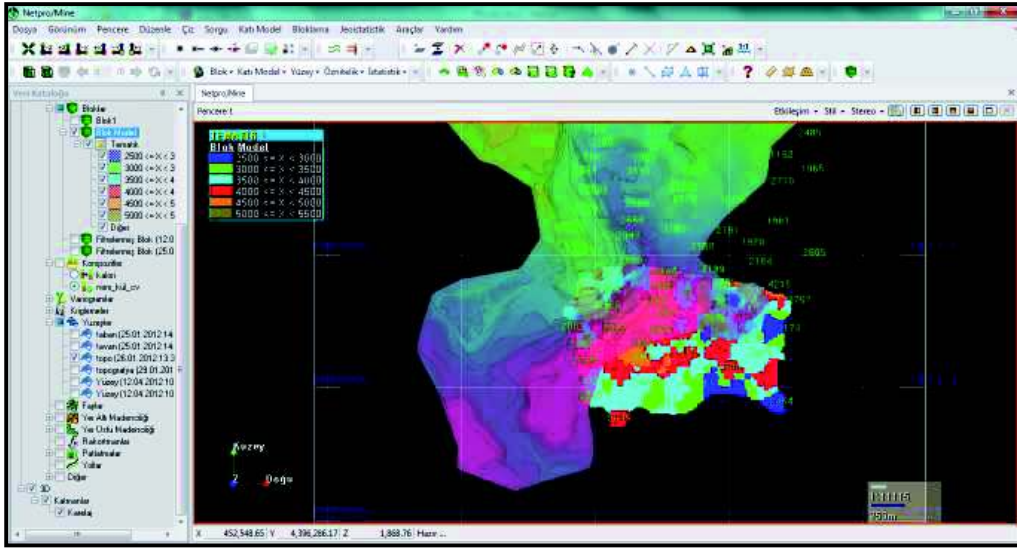
Saha da gerçekleştirilen blok model oluşturma ve kestirim işlemleri sonrasında sahada modelleme ile ilgili ilk görüntüler oluşmaktadır (Şekil 4).

3 AÇIK OCAK TASARIMI

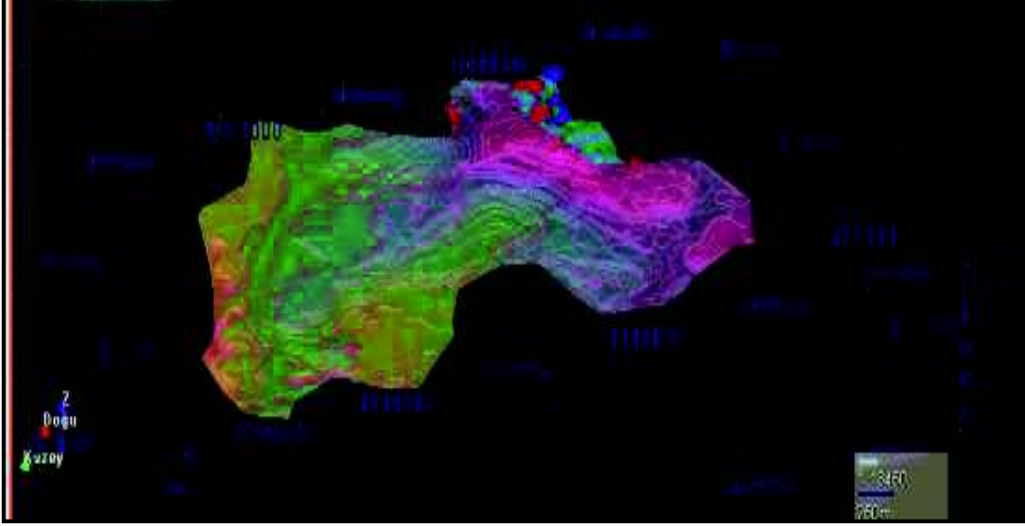
Açık ocak Madencilğinde ocak tasarımı, ocak içi ve maden içi bağlantı yollarının tasarımı olarak ele alınan süreçte tasarım başlığı önemlidir. Tasarım işleri modellemeden farklı deneyim ve uzmanlık gerektirse de modellemenin sonuç ürünü tasarımın girdi verileri olmaktadır.

Her bir sahanın kendine has özelliklerine göre tasarım kriterleri belirlenmektedir. Açık ocak maden planları madenin cinsine, konumuna ve çevre kayacın dayanımı gibi birbirinden farklı birbiri ile ilişkili kriterlere göre tasarlanmaktadır. Pek çok kriter gerektiren genel anlamda bir maden ocağı tasarımı ve nihai görünümünü elde etmek hedeflenmektedir (Şekil 5a ve 5b).

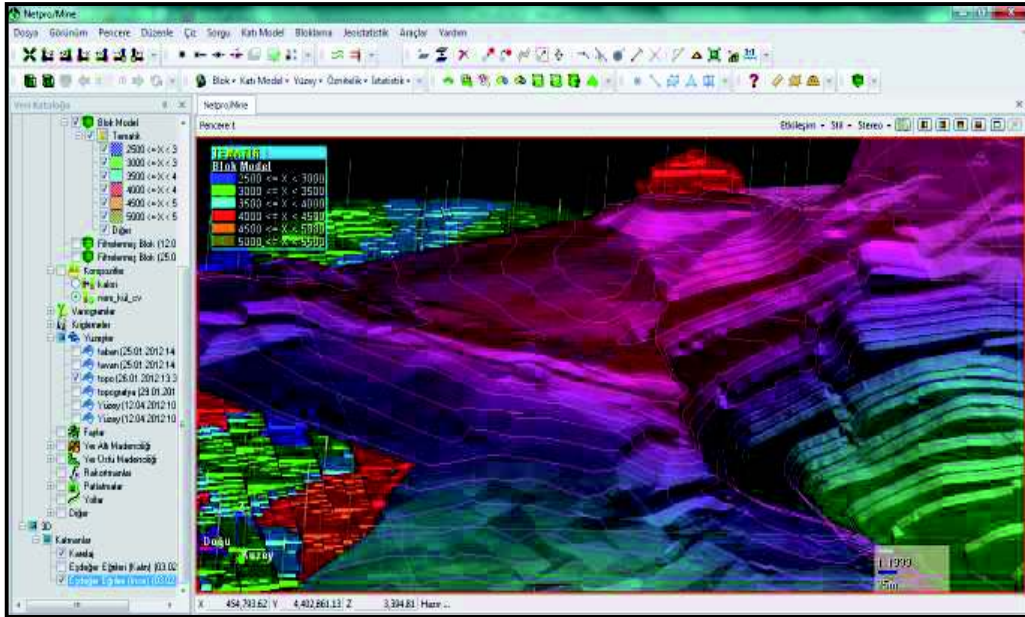
Kömür tavan ve taban kotları incelenmiş ve kömüre ait taban yüzeyi ters uzaklık kestirimi ile elde edilerek ocak tabanı olarak bu yüzey tasarımda esas alınmıştır. Kömür tabanı ile topografya arasında tasarıma uygun olarak örtü kalınlığı elde edilmiştir.



Şekil 4. Sahanın mevcut topografik durumu blok model ile birlikte gösterimi



Şekil 5a. Maden ocağı tasarımı ve nihai görünümü



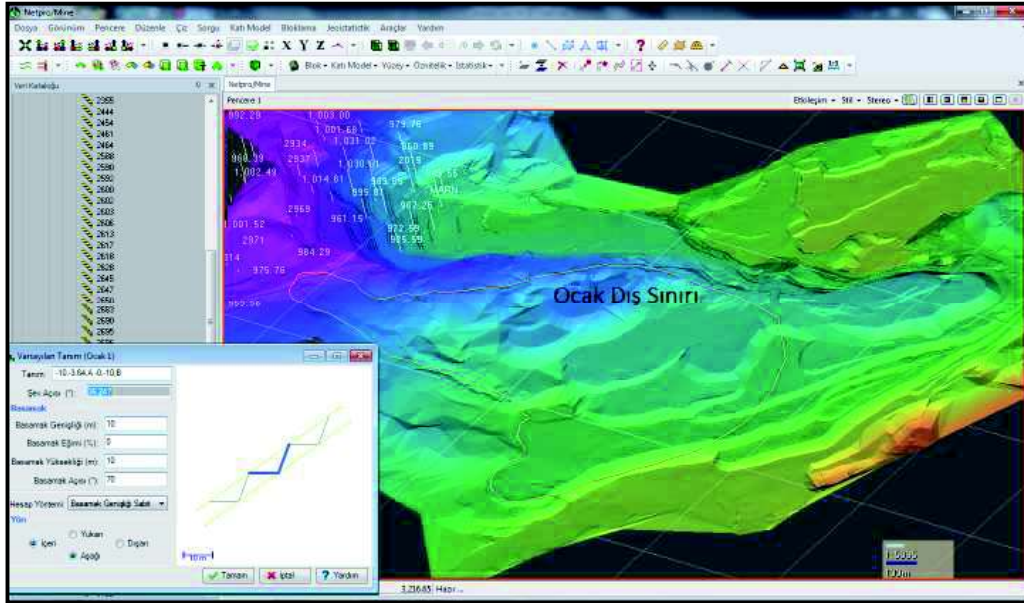
Şekil 5b. Maden ocağı tasarımı ve nihai görünümü

Açık ocaklarda şevlerin ve basamakların tasarımı ocak tabanından ocak taç kısmına doğru gerçekleşebileceği gibi aynı zamanda üst şevlerden başlayarak tabana doğru da gerçekleştirilebilmektedir. Basamak tasarımı ve ocak şekli, kömürün şekli, kalınlığı ve örtü kalınlığına bağlı olarak değişir.

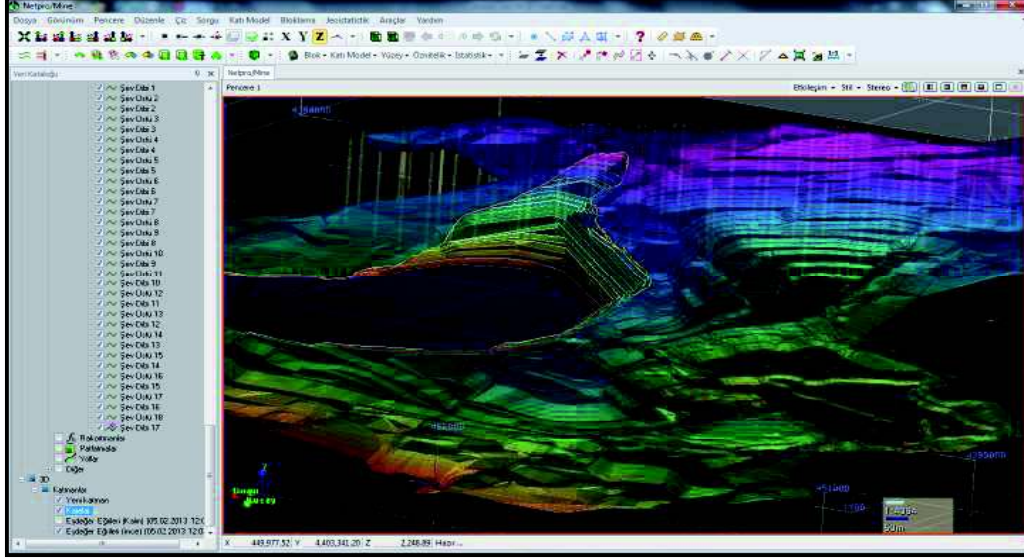
Tasarımın yönüne karar veren ocak için sınırlayıcı alanların olmasıdır. Eğer ocak tasarımında çevresel faktörler, izin alanları ve buna benzer yüzeysel alan kısıtlamaları olduğunda tasarımda cevhere göre ocak tasarımı yapmak mümkün olmamaktadır. Bu durumlarda topografya üzerinde kısıtlamalar sonrasında oluşan sınırlarda tasarım yapılır. Sınıra göre topografya üzerinden tabana doğru ocak tasarlanmaktadır. Bu şekilde tasarlanmış ocaklarda elde edilen ocak tabanı sınır çizgisi cevher tabanına göre de güncellenerek ocak yeni ocak tabanına göre tekrar tasarlanabilir. Ocak tasarımında kullanılacak genel şev açısının belirlenmesi, basamak açıları ve basamak yükseklikleri ile ocak sınır alanlarına göre tasarım gerçekleştirilmiştir. (Şekil 6)

Örtü kazı oranı parametresi hesaplaması yapılarak en uygun oranı yakalamak hedeflenmektedir. Program ocak tasarımında kısıtlama olmadan birden çok ocağın aynı anda değerlendirilmesine olanak sağlamaktadır.

Hesaplama kriterlerinin belirlenmesinde genel şev açısı veya basamak genişlikleri sabit alınarak hesaplamalar yapılmaktadır. Uygun olduğu tespit edilen sınıra göre elde edilen açık ocak için hacmini hesaplamak için, hesaplama yapılacak kotlar arasını raporlayarak sonuç hacimleri vermektedir. Aynı zamanda görsel olarak da oluşan açık ocak mevcut topografya ile birleşerek nihai son durumu oluşturabiliriz (Şekil 7).



Şekil 6. Ocak tasarım kriterlerine göre ocak sınırlarının belirlenmesi



Şekil 7. Nihai ocak tasarımı

4 SONUÇLAR

Bilgisayar destekli modelleme ile tasarım arasındaki ilişkinin doğru kurulması ile optimum bir ocak tasarımını gerçekleştirmek mümkün olabilir.

Tasarımların elle yapılmasından çok daha hızlı gerçekleştirmek mümkün olmaktadır. Böylece farklı ocak alternatiflerini de planlama ve içlerinde en uygununu seçme açısından da kolaylık sağlamaktadır. 3 boyutlu olarak ocakları değerlendirmek ve proje çıktıları almak; tasarım hatalarını minimize etmekte, koordinat ile ilgili hata yapılmasını engellemekte ve kullanım açısından hız ve performans sağlamaktadır.

Kullanıcıların yoğun ve doğru veri girmesi çalışmaların güvenilirliğini arttırmakta ve kullanıcılarına değerlendirme aşamalarında karar destek imkânı sunmaktadır.

Madencilik yazılımları ile açık ocak tasarımları yaparken verimliliği artırmak, zaman tasarrufu sağlamak, daha hızlı ve doğru bir şekilde maden üretim verilerini yönetmek hedeflenmektedir.

Modellemede yapılan saha için tüm cevherin üretimine yönelik nihai ocağın tasarlanması bilgisayar destekli yazılımlar ile yapılabilmektedir. NETPRO/Mine sunduğu profesyonel ve aynı zamanda kullanıcı dostu araçlara bu süreçte tasarımcıya yardımcı olmaktadır.

KAYNAKLAR

- A.E. Tercan, E. Akcan (2005), "Linyit Kalitesi-Rezerv Egrilerindeki Belirsizliğin Jeostatistiksel Benzetimle Değerlendirilmesi: Örnek Bir Çalışma", Madencilik, 44, 2, 3-16
- A.E. Tercan, M.A. Hindistan, B. Ünver (2012), "Resource Estimation of a Coal Deposit Using NETPRO/Mine", 21st International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2012), Kasım, Yeni Delhi, Hindistan, 861-870
- Pekmezçiler, S., 1955, Seyitömer linyit havzası 1955 aramalarına ait rapor, 3, Cilt, MTA Dergi, No, 2282

Assessment of Landscape by Photogrammetry Proximity Uav Survey Technique: A Case Study of an Abandoned Mine Site in the Furtei Area (Sardinia-Italy)

S. Cara, M. Fiori, C. Matzuzzi

Consiglio Nazionale delle Ricerche – IGAG-UOS di Cagliari, Cagliari, Italy

ABSTRACT In the past open pit excavations often created risks and environmental impacts derived by the mining activities that deeply changed the landscape. In South Sardinia the Furtei area, at Monte Porceddu, is a typical example of kaolinitic clays open pit mine, where exploitation activities have deeply altered the original landforms. After mining closure this site was totally abandoned and represents an extremely dangerous place. Nowadays the possibility to recovering this site depends on the knowledge of local geolithological asset and the hydrological characteristics of the sub-surface drainages. In this paper we present a method based on a detailed photogrammetric UAV survey to generate multiple high quality dense digital surface models (DDSMs) in order to provide basic terrain analysis. The photogrammetric UAV method allows to survey risky areas with reliability, accuracy and safety and, after some post-elaboration procedures, to point out complex geometric surfaces characteristics related to geological and hydrological informations.

1 INTRODUCTION

In the rehabilitation of abandoned mining areas the final result is mainly conditioned by a consistent reconstruction based on the accurate measurement of the morphological alteration of the post-mining landscapes.

The success of a rehabilitation program depends on the understanding of the new geomorphological and hydrological asset as well as the erosion processes derived from post-mining activities. Digital surface models of landscapes are more and more used to reconstruct and evaluate this degradation processes, particularly for the risk assessment of a landform design (Fadda et al. 2010). High quality digital elevation model of a mining site was created with a UAV multirotor platform photogrammetry system. The aim of our research is to describe the erosion processes caused as a result of the abandonment of the mining area. We mainly focused our survey on the

quarry vertical walls and on landfill mining tailings, creating digital high resolution georeferenced digital surface models (DSMs) and digital elevation models (DEMs). Due to the variability of surfaces morphometry, in this case has not been possible to define a unique DSMs resolution that could be applied to the whole area. Therefore the resolution of the DSMs, compared to the average size of the drainage network, was designed to enable the representation of the smaller process, on the basis of the minimum pixel dimension.

This method reduces the approximation of digital models due to interpolation errors, especially in presence of strong steepness, giving a more detailed DSMs. The more detailed models highlight the degradation processes taking place on the surfaces that otherwise could not be properly identified and quantified. This DSMs allow to study not only the erosion of the mining area, obtained on the basis of tools such as terrain

analysis degradation and erosion risk mapping in a GIS environment, but also the evolution of degradation of landforms.

The successful applications of unmanned aerial vehicle (UAV) in the field of close-range photogrammetry (Neitzel et al. 2011) on abandoned mine areas have encouraged the development of new methods for rapid low-altitude image survey (from a few meters to a max. of 80 meters of altitude).

With a GPS basis grid, acquired with accuracy below the meter, the UAV photogrammetry platform equipped with SLR high-resolution digital camera is capable of performing a very accurate photogrammetric data acquisition.

However, this accuracy is not sufficient for the geoprocessing computations that need, besides the GPS flight log, the acquisition of ground planimetric and altimetric ground control points (GCP) coordinates using a real-time kinematic GPS (RTK-GPS).

The processing of aerial photographs was performed with the PhotoScan software (AgiSoft LLC), particularly suitable for photogrammetric survey of morphologically complex surfaces (Verhoeven 2011).

The photogrammetric method proposed in this work is based on several missions (flight and data acquisition) planned in the lab with dedicated software, starting from the area of interest (AOI) and the required ground sample distance (GSD), knowing the parameters of the digital camera. The photogrammetric acquisitions was performed both by horizontal and vertical planes data acquisition, needed to the generation of orthophotos, DEMs and 3D objects.

2 STUDY AREA AND GEOLOGICAL SETTING

The studied area covers about one square km near the Monte Porceddu, between the basins of Rio S'Alluminu and Rio Maccioni. This abandoned mining area offers wide artificial landscape landforms that show several geometrical complexities (Fig. 1). It is characterized by several quarries with high vertical wall, stratified with layers affected

by hydrothermal and intermediate to advanced argillic alteration and silicification.

This study is focused, at the moment, on the northern area of the Monte Porceddu mine (AOI, Fig. 2), where the argillic alteration is characterized by kaolinite and dickite as main minerals, accompanied by quartz, pyrite and pyrophyllite. This alteration involves the complete transformation of the pre-existing andesitic rock, with obliteration of the particular former textures.

The ore grade kaolin occurrences coincide with areas where the advanced argillic alteration reached a pervasive level: this happened especially where the original rocks were very permeable, thus exposed to etching by acid solutions. The kaolinized bodies have been no longer exploited because of low quality of the ore which is too rich in silica and pyrite. The silicification type is due to deposition of mobilized silica, both as impregnation of volcanic and volcano-sedimentary rocks and as crusts. In fact, a broadly tabular, flat-lying crops on the top of Monte Porceddu overlies the kaolinized area. This silica body is characterized by the occurrence of chalcedony and small shallow-seated eruption breccias. All these features suggest that this may be a silica cup, formed in the surficial part of the epithermal system, above the water table, by acidic and relatively cool steam-heated fluids. The silicification alteration occurs also at the contacts between andesitic domes and the epiclastic-pyroclastics units. Within the latter, the intensity of silicification is also controlled by the permeability of the layers. The distribution of silicic alteration suggests that hydrothermal fluid flows channeled preferentially along lithological contacts.

A complete understanding of the geological structures in relationship with degradation landforms, derived by past mining activities, is the most important factor to define the different consistent resolution of DEMs and the appropriate scale for planning the photogrammetric survey of this area.



Figure 1. Photographs of a variety of morphological asset of the open pit mine (AOI).

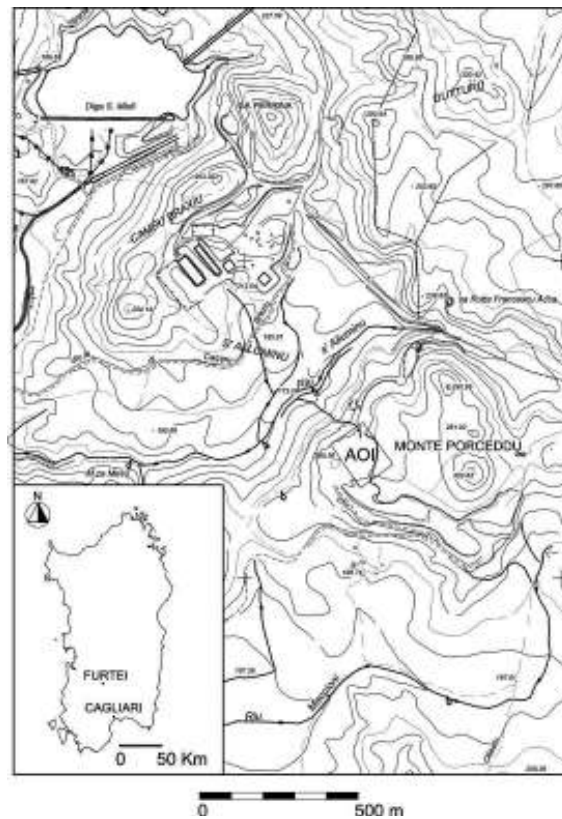


Figure 2. Topographic map of Furtei area and open pit of Monte Porceddu (AOI).

3 METHOLOGICAL APPROACH AND EQUIPMENT

The close-range photogrammetric survey was performed with an UAV multirotor platform, assembled with OEM electronic components by Mikrokopter HiSystems GmbH. This platform is equipped with a Canon 5D Mark II digital SLR camera and linked to a Ground Station control unit. For the acquisition of ground control points have been used a Topcon real-time kinematic (RTK) Global Positioning System (Tab. 1).

This UAV photogrammetry system has been used to solve the problem of surveying the dangerous abandoned mining areas and to create surface models (DSMs) correctly interpolated, especially in areas of high steepness (vertical walls), and at risk of collapse.

The DSMs were taken at different consistent resolutions using mainly two fixed focal lengths: 20mm and 35mm. These DSMs have been used as a basis to correlate the morphological characteristics of the site and the changes taking place, in order to understand the origin of the process of accelerated erosion and the consequent development of the network of surface runoff. Recently, several studies have shown that there is a close relationship between the resolution of the DEMs and the dimension of hydraulic model grid size (Claessens et al. 2005). With a ground sample resolution <5 cm, areas with a great tendency to instability caused by accelerated erosion can be delineated more precisely than at lower GSR (> 1 m).

Table 1. Equipment for aerial and terrestrial survey and data acquisition.

<p>The UAV system - Mikrokopter OEM HiSystems GmbH</p> <p>Positioning: Standalone GPS LEA-6S U-BLOX (accuracy 2.5 m) Diameter: 1 m - Net weight: 2000 g Power supply: Lithium-Polymer Accumulator (2 x 5000 mAh, 14.8 V) Take-off weight: 1600 g (with camera Canon Mark II 5D) Flight parameters radius and altitude: max 200 m – max 80 m Flight time: 10 min (with camera Canon Mark II 5D with fixed lenses) Number of mission (waypoints): 1 (9), 2 (55), 3 (19), 4 (40)</p>
<p>The Camera system - Canon 5d Mark II</p> <p>Camera type: Full Frame (35.8x23.9 mm) CMOS Resolution sensor: 21 Mpixel CCD matrix - 5616 x 3744 – Raw16 bit Fixed lense: 20 mm - 50 mm precalibrated (Focal length (f x , f y), Principal point (c x , c y), K1, K2, K3, P1, P2) RMSE Calibration: 0.091 pix Stereo photos acquired in total aerial session: 284 Overlap and Sidelap: >70% - >50%</p>
<p>The GPS system - Topcon RTK-GPS Real-Time receiver</p> <p>Antenna: Legant GGD – Center of phase zero Receiver: Legacy-H GD 40 L1 GPS Datum and coordinates: WGS 84 – Geographic UTM-WGS 84 Number of Satellites: 5-9 – 15 degree angle of visibility GPS points and GCP acquired in topography survey: 54 – 12 RMSE < 2 cm</p>

During our investigation we have planned the flights of different sectors according to their geolithological, geomorphological and vegetation coverage characteristics.

For each sector have been defined the single different consistent resolutions needed for the elaboration of the DEM of the fronts, the quarry lay, the landfills, the derbies accumulations and for the over-flow furrows. This area of interest (AOI) investigated includes a front of about 215 m long with an average height of 15m, which defines a quarry area of about 9.361 square meters. The quarry lay morphologically consists of several levels resulting in both phases of mineral extraction and different sizes sterile materials accumulation. Inside this quarry there are different degradation processes like collapses from vertical walls, diffuse runoff, accelerated and differential erosion.

These problems are particularly acute in the northern portion of the quarry lay, where the action of the water has given rise to deep furrows, gradually conveying the surficial runoff materials to the Rio S'Alluminu.

The photogrammetric survey of this area has been developed in three steps. The first step is the camera calibration performed in bundle adjustment, with the set of fixed focal length lenses to be used, and correcting.

The second step is the planning of the very first flight, used for the construction of an orthophoto of the AOI. The orthophoto was generated using as a basis a network of GPS points, geo-tagged with the UAV-GPS flight log (latitude, longitude and elevation). This flight was performed at the altitude of 80m usith fixed focal length of 20mm, in order to guarantee a fast coverage of the area.

The orthophoto was finally imported in the dedicated software "MikroKopterTool" (by MikroKopter) as a base to accurately planning (in terms of flight altitudes and a safe distance from the walls the next photogrammetric flight).

The different altitudes of the acquisition flights (from 5 to 50m) have been established taking into account the ground

sample distance (GSD) needed (0.02 to 0.06 m/pix) in relation to the fixes focal lenses of 35 and 50mm used.

After the definition of these parameters the flyght was planned by waypoints, according to the photogrammetry rules: longitudinal overlap >70% and cross-overlap >=50% (Fig. 3).

The flight planning is a very important phase, especially when the surfaces that have to be reproduced, as in our case, show different material characteristics, strong steepness and different exposition to the incident light.

The flights were performed at various distances from the surface, taking always convergent photos. Any combination of photographs, whether in stereo pairs, stereo triples, strips, sub-blocks or blocks, is handled by forming the set of observation. In addition, the UAV platform used allowed to replace the traditional photo capture from the ground, performing some very low-altitude flights (5m) with GPS flight log. The total number of photos captured is 284.

The third step of our work has been the use of the Topcon RTK-GPS receiver for collecting GCPs field data points with an accuracy of RMSE measurements <2.0 cm. For this purpose a local geodetic control network were first established by a few GCPs markers, used as main control points and positioned in Geographic UTM - "World Geodetic System 1984 (WGS84)" coordinate system.

This set of points was imported into PhotoScan software were was connected to the coordinate system of the local Regional Technical Cartography (Gauss Boaga-ED50 orientation datum ROMA40 - scale 1:10.000) available for the area also in digital format.

A total of 12 ground control points (GCPs) were collected, in order to compare the oriented photogrammetric data coordinates with the corresponding ground survey data.



Figure 3. The UAV multirotor platform assembled with OEM electronic components (by MikroKopter HiSystems GmbH) with Ground Station control unit and waypoints of the flight plans pre-elaborated with “GeoMapTool 4.0” (by Alex Demeo) for “MikroKopterTool. 1) Preliminary flight plan, 2) Complete Nadiral flight plan and 3),4) vertical flight plans.

4 DEM-ORTHO PROCESSING

During the last years, in the field of close-range photogrammetry, the techniques of automatic aerial triangulation

(AAT - namely the correct identification of a number of bonding points between the images) have been improved.

As mentioned above, the aerial images taken over the quarry were processed with PhotoScan software by AgiSoft LLC. According to Verhoeven (2011) for a good 3D reconstruction the photos have been taken as perpendicular as possible to the surfaces. The “dense stereo matching” algorithm supported by PhotoScan (called Exact, Smooth, Height Field and Fast) has been used during data elaboration, allowing an optimal result in our DSMs generation (Fig. 4). In the aerial photogrammetry the use of “Height Field” and “Exact method” features are particularly recommended to

obtain the best reconstruction of the terrain surface characteristics. It’s very interesting how new aerial images can be added or deleted at any time of the elaboration to obtain the best composition for a geo-referenced orthomosaic, or the best definition of DSMs and DEMs. The DSMs surfaces were reconstructed using a automatic or semi-automatic procedure, with very dense point clouds. Finally we have realized 3 DMSs models of the quarry with 2.651 points square meters, automatically created from the image pairs.

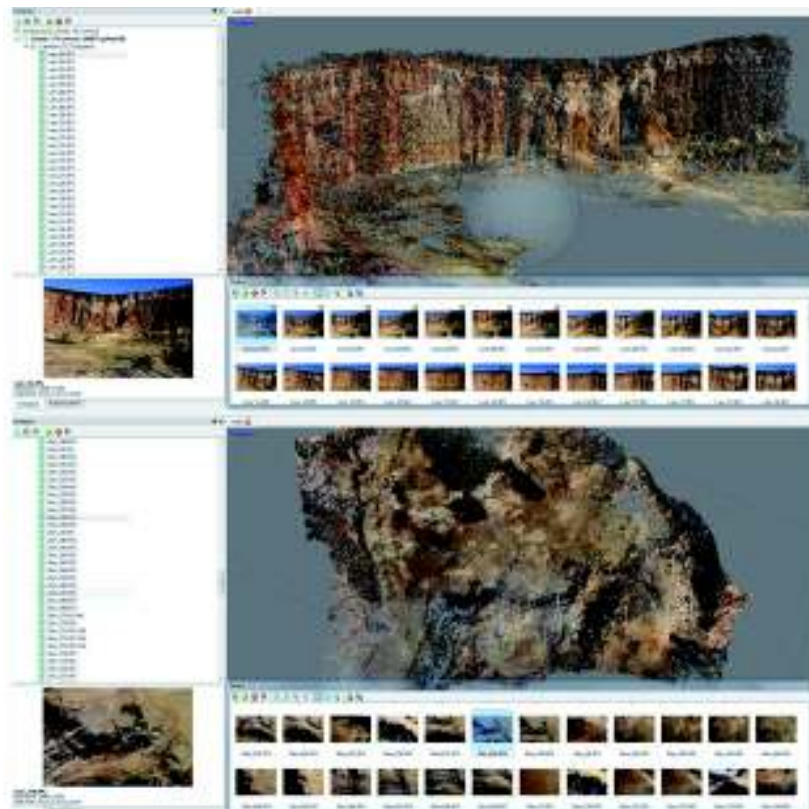


Figure 4. Screenshots of Photoscan interface with some point clouds generated.

The result of the elaboration is a very good geometry representation with RGB value extracted from the photos, giving to the point clouds a realistic textured appearance (Tab. 2).

Table 2. Final results of data processing

Ortomosaic and DEM
Number of Orthomosaic and DEM: 3
Coverage area: 9.361 m ²
GSDs: 0.02-0.06 m/pix
DEM Resolution: 0.06-0.10 m/pix
Point density: 2.651 points m ²
RMSE 0.278682 pix

Some mesh editing has been required after automated processing to fill some “holes” and remove boundary errors.

Finally, for each pixel have been assigned the spatial coordinates (x, y, z) and the true-color information (RGB) in order to generate a fully textured 3D model. (Fig. 5) shows a complete reconstruction of the quarry investigated. The use of very dense clouds requires the decimation of the data points, in order to create valid DSMs. This technique works at is best with landforms with a high surface asperity and with a low vegetation cover.

5 CONCLUSION

This work was aimed at the optimization of a method for low altitude photogrammetry with an UAV multirotor platform, for the creation of models DSM at consistent resolution. The proposed method results reliable, quick, accurate and safe.

This is particularly indicated for abandoned mine sites, or wherever the access is limited by safety problems. During the data post-elaboration process a lot of information and measures have been carried out from the calculated geometrical shapes and landforms models.

The results of this work constitute the basis for a future development, into a GIS environment, of a detailed terrain degradation analysis. The development of our research will provide the survey to the other quarries to realize a complete model of the M.te Porceddu mining area. The data analyses carried out by the application of this method constitute the required background for the elaboration of risk maps for the planning of a reclamation and restoration project.

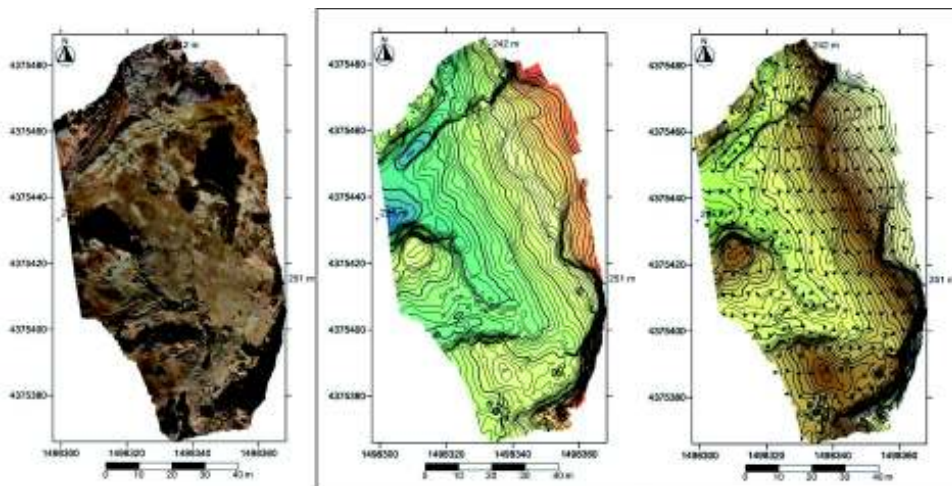


Figure 5. Orthomosaic and DEM of the test area (georeferenced in Gauss-Boaga) with contour map and over flow vectors.

REFERENCES

- Claessens L., Heuvelink G. B. M., Schoorl J. M and Veldkamp A., 2005, DEM resolution effects on shallow landslide hazard and soil redistribution modelling, *Earth Surface Process and Landforms* 30, pp. 461–477.
- Fadda S., Fiori M., Matzuzzi C., 2010, Developing Rehabilitation Design for the Abandoned Mine Excavations in Central Sardinia, Italy, *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, pp. 286-306.
- Neitzel F., Klonowski J., 2011, Mobile 3d mapping a low-cost uav system. *International Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences*, Vol. XXXVIII-1/C22 UAV, *Conference on Unmanned Aerial Vehicle in Geomatics*, Zurich, Switzerland, pp. 1-6.
- Verhoeven G., 2011, Taking Computer Vision Aloft-Archaeological Three-dimensional Reconstruction from Aerial Photographs with Photoscan, *Arheological Proscpection* 18, pp. 67-73

Madencilik Faaliyetlerinde Coğrafi Bilgi Sistemleri Kullanımı: Afşin-Elbistan Linyitleri Açık İşletmesi Örneği

The Use of Geographical Information Systems on the Mining Activities: A Sample of Open Cast Mining in Afşin-Elbistan

B.A. Mert

Mustafa Kemal Üniversitesi, Petrol ve Doğalgaz Mühendisliği Bölümü, Hatay, TÜRKİYE

A. Dağ

Çukurova Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Adana, TÜRKİYE

ÖZET Bu çalışmada, madencilik faaliyetlerini içeren bir maden bilgi sistemi oluşturularak, madencilik faaliyetleri ve ürün hareketlerinin izlenmesi, gerekli sorgulamalar ve analizlerin yapılarak en uygun kararın verilmesi hedeflenmiştir. Bu amaçla, öncelikle Afşin-Elbistan linyit havzasındaki madencilik faaliyetlerinde kullanılan harita materyalleri CBS tekniklerinden faydalanılarak sayısal haritalara dönüştürülmüş, daha sonra sondaj verileri ile jeostatistik yöntemler kullanılarak linyit yatağı 3 boyutlu olarak modellenmiştir. Bu şekilde elde edilen tablosal ve grafiksel veri tabanları CBS ortamında birleştirilerek rezerv-kalite dağılımlarının tespiti gibi konuma bağlı analizleri gerçekleştirme olanağı sağlanmıştır. Bu çerçevede, ekrandan seçilen veya koşullu analizler ile tanımlanan hacimler üzerinden veritabanlarında bulunan tüm özniteliklerin veya sorgulamalarla oluşturabilecek diğer veritabanlarının istatistiksel bilgilerine ve rezerv miktarlarına ulaşılabileceği, ayrıca tematik haritalarının hazırlanabileceği ortaya konulmuştur.

ABSTRACT In this study, by creating mine information system containing the mining activities, monitoring of the mining activities and product movements, making right decision by carrying out the necessary inquiries and analyses were intended. For this purpose, firstly thematic maps used in the activities of mining of the Afşin-Elbistan lignite basin have been converted into digital maps by using of GIS techniques and then the lignite basin have been modeled by using three dimensional geostatistical analyses with the geological and drilling data. By combining the obtained in this way tabular and graphical data in GIS environment, the ability to perform location-based analyses such as the distribution of the reserve-quality have been provided. Within this frame, the amount of reserves and statistical information of all the attributes in databases or other querying databases from volumes defined by conditional analyses or selected on screen can be achieved and preparation of thematic maps of them can be also prepared have been put forward.

1 GİRİŞ

Etkin bir üretim planlaması için öncelikle maden yatağının nitel ve nicel özelliklerinin saptanması gereklidir. Nitel özellikler, yapılacak jeolojik ve jeofizik çalışmalarla ortaya konulur. Kalite ve miktar gibi nicel özellikler ise, yapılan hesaplamaların hassasiyetine bağlı olarak farklı şekillerde

tanımlanır. Genellikle ilk adım araştırma-geliştirme sondajları ve arazi çalışmalarının tamamlanmasıdır. Daha sonra bu çalışmadan elde edilen bilgiler ışığında, maden yatağının geometrisi, cevherleşme ve sürekliliği, linyit kalitesi ve miktarı gibi özelliklerini belirlemek üzere yatağın jeolojik blok modeli çıkarılır. Bir cevher kütlesinin blok

modeli cevher kütlesinin soyut küçük bloklara bölünmesiyle elde edilir. Herhangi bir blok modelde tek bir blok, üçlü indeks sistemi (i,j,k) ile tanımlanabilir. Bu blokların boyutlarını belirlerken, kalite değişimleri, jeolojik devamlılık, üretim makinelerinin kapasiteleri, kaya mekaniği özellikleri ve bilgisayar veri kapasitesi gibi faktörler göz önüne alınmaktadır.

Bu çerçevede, maden yataklarının değerlendirilmesi için önem arz eden değişkenlerin, linyit için örnek verecek olursak kalınlık, kalori, kül ve nem içeriği gibi değişkenlerin yatak boyunca nasıl bir dağılım sergilediğinin tahmini amacıyla birçok yöntem geliştirilmiştir. Bu yöntemlerin ortak gayesi, öncelikle jeolojik blokların kalite değerlerinin doğru bir tahmini, daha sonra verilerin haritalanarak analiz edilebilmesidir.

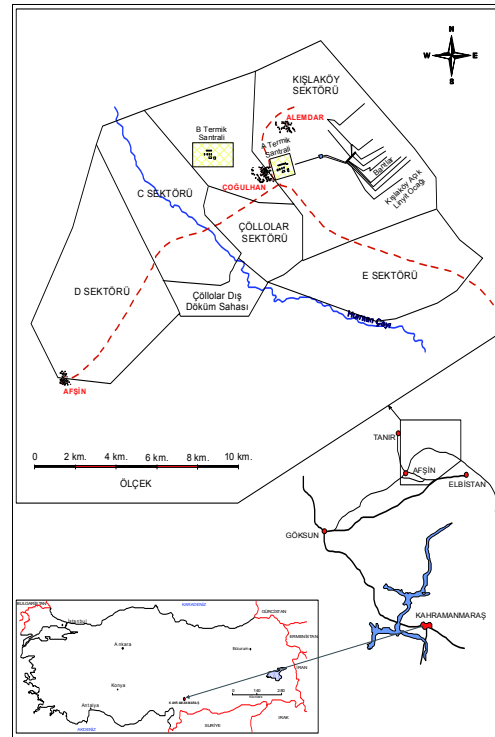
Haritaların analizinde, geleneksel olarak harita üzerindeki ölçek yardımıyla konum-koordinat hesaplamaları yapılmakta, harita lejandı sayesinde de konum-kalite bilgisine ulaşılmaktadır. Günümüzde geliştirilen Coğrafi Bilgi Sistemi (CBS) içerikli bilgisayar yazılımları sayesinde ise bu hesaplamalar ile birlikte harita üzerinde iki boyutta gösterilmesi çok karmaşık olan birçok bilgi kolaylıkla elde edilmektedir.

CBS kavramı kısaca veritabanları ile ilişkilendirilmiş mekansal objelerin haritalanması olarak nitelenebilir (Church, 2002). Madencilik alanında harita kullanımının yaygın olduğu düşünülürse CBS'nin madencilikte kullanım alanı bulmaması düşünülemez. Konuya kömür madenciliği açısından örnek verilecek olursa; klasik üretim haritasında basamaklar ve kömürün kalınlık eğrileri aynı anda gösterilebilir, fakat nem eğrileri veya birkaç değişken daha harita üzerinde gösterilmek istenirse harita içinden çıkılmaz bir hal alacaktır. İşte bu noktada coğrafi bilgi sistemleri mantığı ile hazırlanmış bir haritada her değişken bir katman olarak ifade edilir ki, istenilen katman üzerinde çalışma yapabileceği gibi haritayı ifade eden rezerv/kalite gibi birçok sayısal veriye de rahatça ulaşılabilir (Mert, 2010).

Bu kapsamda, madencilik faaliyetlerinde CBS'nin birçok uygulama alanı ortaya çıkmakla birlikte, bu araştırma çalışmasında, madencilik faaliyetlerini içeren bir bilgi sistemi oluşturularak, maden mühendisinin tüm madencilik faaliyetlerini toplu halde bir sistemde görmesi, gerekli sorgulamaları ve analizleri yaparak en uygun kararı vermesine olanak sağlanması amaçlanmaktadır.

2 ÇALIŞMA ALANININ TANIMI

Kahramanmaraş İli'ne bağlı Afşin ve Elbistan İlçelerinin kuzeyinde bulunan ve yaklaşık 120 km²'lik bir alanı kapsayan linyit havzası; Kışlaköy (A), Çöllolar (B) ve Afşin (C) adı verilen üç ana sektör ile D, E ve F sektörlerinden oluşmaktadır (Şekil 1).



Şekil 1. Çalışma alanının yerbulduru haritası

2.6 milyar ton rezerv ve ekonomik örtü/linyit oranı ile öncelikle değerlendirilmesi gereken saha olma özelliğine sahip bu havzanın fizibilite raporu 1969 yılında hazırlanmış ve gerek açık

işletme derinliğinin Kışlaköy sektörü kuzeyinde düşük olması, gerekse diğer sektörlerde de termik santral kurulması gerektiği düşüncesinden dolayı linyit kazı çalışmalarının ilk olarak Kışlaköy sektöründe başlatılması kararlaştırılmıştır (Yörükoğlu, 1991, Ural vd., 2000).

Linyit havzanın kuzey doğusunda yer alan Kışlaköy açık işletmesi, altı adet döner kepçeli kazıcı, 55 km uzunluğunda bant konveyör sistemi ve beş adet dökücü ile teçhiz edilmiş, ortalama 55 milyon m³/yıl örtü kazı ve 20 milyon ton/yıl linyit üretebilecek şekilde tasarlanmıştır.

3 MATERYAL VE YÖNTEM

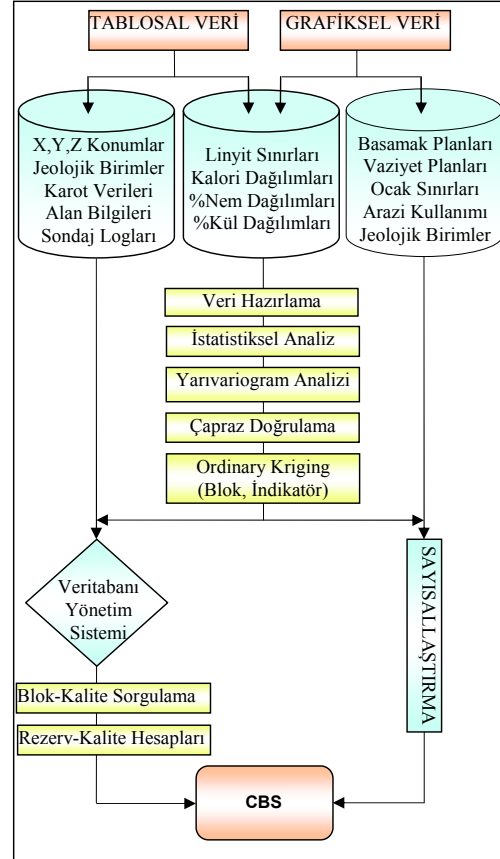
3.1 Materyal

CBS analizlerinin sağlıklı yürütülebilmesi ve gerçekçi sonuçların üretilmesi, mevcut veri tabanının yeterli ve güvenilir olmasını gerektirmektedir. Bu kapsamda çalışmaya ait coğrafi ve coğrafi olmayan öznitelik verileri çeşitli kuruluşların mevcut veri tabanlarından sağlanmış ve analiz edilmeden önce gerekli düzeltmeler ve eklemeler yapılarak sisteme dahil edilmişlerdir. Bu kapsamda, linyit havzasında gerçekleştirilen 778 adet sondaja ait loglar, 1/25.000 ölçekli topografik ve 1/5000 ölçekli kartografik haritalar ile güncel ve geçmişteki arazi kullanım haritaları, araştırmanın temel materyallerini oluşturmaktadır. Ayrıca jeoistatistik analizlerde Datamine, CBS analizlerinde ise MapInfo 9.0 yazılımları ile çalışmalar yürütülmüştür.

3.2 Yöntem

CBS teknolojisinin Afşin-Elbistan linyit havzasındaki madencilik faaliyetlerinde kullanım olanaklarının araştırılmasına yönelik olarak, öncelikle madencilikte kullanılan harita materyalleri CBS tekniklerinden faydalanılarak sayısal haritalara dönüştürülerek grafiksel veritabanları, daha sonra sondaj verileri ile jeoistatistik yöntemler kullanılarak linyit yatağı modellenmiş ve tablosal veritabanları hazırlanmıştır.

Elde edilen tablosal ve grafiksel veri tabanları CBS çatısı altında birleştirilerek rezerv-kalite dağılımlarının tespiti gibi konuma bağlı analizleri gerçekleştirme olanağı sağlanmıştır.



Şekil 2. Çalışmanın genel akım şeması

4 CBS ANALİZLERİ

CBS için veritabanı çatısının oluşturulması, verilerin veritabanına girilmesi, projenin en önemli ve en çok emek-zaman alan kısmıdır. Elde edilecek verilerin kalitesi, yapılacak analizleri ve dolayısıyla da sonuçları doğrudan etkilemektedir. Bu çerçevede, çalışma alanının sınırları, kullanılacak koordinat sistemi, gerekli olacak veri katmanları ve verilerin nasıl kodlanarak organize edileceği önceden belirlenerek, çalışmanın ileri aşamalarında ortaya çıkabilecek değişiklikler için veritabanının

doğru tasarlanması gerekmektedir. Bu bölümde, uygulama alanı olarak seçilmiş Afşin-Elbistan Linyit Havzası sınırları içerisinde yer alan yapıları, karayollarını, ocak içi yolları, üretim kademeleri v.b. bilgileri içeren vaziyet planları, linyit yatağının kalite dağılımları ve jeolojik birimlere ait veriler için, CBS veri tabanının oluşturulması ve veritabanı yönetim sisteminin aşamaları anlatılmıştır. Bu aşamalar sırasıyla;

- Grafikselleştirilmiş veritabanlarının oluşturulması,
- Tablosal veritabanlarının oluşturulması,
- Veri tabanı yönetim sisteminin kurulması olarak belirlenmiştir.

4.1 Grafikselleştirilmiş Veritabanının Hazırlanması

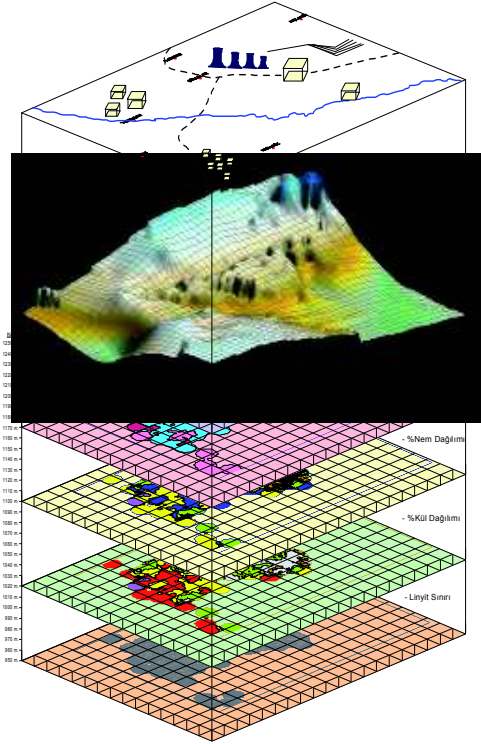
Grafikselleştirilmiş veritabanının oluşturulmasında ilk olarak söz konusu çalışma sahasını da kapsayan 1/25.000 ölçekli L38/A1-A4, L37/B2-B3, 1/100.000 ölçekli L37 ve L38 pafta numaralı topoğrafik ve jeolojik haritalar tarayıcı kullanılarak bilgisayar ortamına aktarılmış ve üzerinde görsel yorumun daha iyi yapılabilmesi için Adobe Photoshop programı yardımıyla gerekli filtrelemeler uygulanmıştır. Daha sonra harita, MapInfo 9.0 programı ortamında UTM projeksiyon sisteminde 37. Zone - 39. Dilim Orta Meridyeninde ve ED50 elipsoide uygun olarak düzlemsel izdüşüme oturtularak memleket koordinatlarına dönüştürülmüştür.

Sayısallaştırma sürecinde harita üzerinde farklı türden her eleman sınıfı farklı katmanlarda sınıflandırılmıştır. Benzer mantıkla Afşin-Elbistan Termik Santraline halen kömür tedarik eden Kışlaköy ve Çöllolar açık kömür ocaklarının 2009 Nisan ayına ait vaziyet planları, üretim ve jeolojik haritaları sayısallaştırılmış, basamak sınırları ve ocaktaki diğer coğrafi koordinatlar GPS ile ölçüm yapılmak suretiyle sisteme dahil edilmiştir. Böylelikle çalışma alanına ilişkin grafikselleştirilmiş bir veri tabanı oluşturulmuştur.

Çalışmalarda kullanılan grafikselleştirilmiş verilerden karayolları, ocak içi yollar, üretim nakil bantları çizgisel olarak sayısallaştırılırken, ocak sınırları, ruhsat sınırları, idari sınır ve binalar, yeşil alanlar, basamaklar, şevler ve jeolojik birimler alan

olarak sayısallaştırılmıştır. Herhangi bir çizgi ya da alan ile temsil edilemeyen sondaj lokasyonu, ilçe, bucak, köy, vb. yerler ise noktasal olarak sayısallaştırılmıştır.

Grafikselleştirilmiş verilerin hazırlanmasında ikinci aşama olarak; coğrafi koordinatları bilinen linyit havzası, yatay eksenler boyunca 100x100 m eninde, düşey eksen boyunca 112 ayrı seviyede 2.5 m'lik boylarda bloklara bölünmüş (Şekil 3), her bir bloğun ortalama ısı değeri, %Kül, %Nem değeri ve linyit sınırları, ayrıntıları Bölüm 4.2. de ele alınacak kriging tahmin teknikleri ile modellenerek çizgisel olarak sayısallaştırılmıştır.



Şekil 3. Grafikselleştirilmiş veri tabanının bileşenleri

4.2 Tablosal Veritabanının Hazırlanması

Sayısallaştırılan grafikselleştirilmiş verilerin öz niteliklerinin bulunduğu tablosal veritabanını hazırlamak, bu çalışmanın önemli bir kısmını oluşturmaktadır. Eleman sınıflarının öz niteliklerinin seçimi çalışmanın doğru sonuçlanması bakımından

önemlidir. Bu nedenle, kullanılacak sorgulamalar da göz önünde bulundurularak, oluşturulan grafiksel veri tabanı katmanlarının, her biri için farklı içerikte öznelik belirlenmiştir. Örneğin, jeolojik birim alanları, karakter olarak tanımlanır iken, üretim bantlarının uzunluk özneliği sayısal olarak veri tabanında yer almıştır.

Topoğrafik haritalar üzerinde bulunan eşyükselteler, yollar ve dereler gibi çizgisel grafiklerin tablosal veri tabanı girişi için geliştirilen topoğrafik harita sayısallaştırma programı sayesinde kullanıcı çizgileri oluşturan noktaları veya bir tepe noktasını coğrafi koordinatları (x,y,z) ve isimleri ile tanımlama imkânı elde ederek, oluşturulan tablolar sayesinde eş yükselti eğrilerinin CBS ortamında korelasyonuna ve üç boyutlu görünümüne imkân sağlanabilmektedir.

Bilindiği üzere, iki boyutlu grafiksel veriler, x-y düzlemlerinde bir haritada tüm detayları ile tanımlanabilmelerine rağmen, üç boyutlu bir grafiksel veri iki boyutta ancak lejant verilmesi suretiyle gösterilebilmektedir. Bu sebeple, düşeyde 2.5 m'lik 112 ayrı seviyeye bölünerek tanımlanan Isıl değer, %Kül, %Nem ve linyit sınırlarının, çeşitli öznelikleri ve konumlarına bağlı tablosal veri tabanları her katman için ayrı ayrı oluşturulmuştur. Daha sonra bu tablosal veriler, grafiksel veritabanı ile ilişkilendirilerek, iki boyutlu bir harita üzerinde, üç boyutlu koordinatları GPS alıcısı ile tespit edilmiş bir noktanın, üçüncü boyuttaki öznelikleri sorgulanabilir hale getirilmiştir.

Tablosal veri tabanlarımızda bulunan Isıl değer, %Kül, %Nem gibi değişkenlerin ortak özelliği linyit yatağına özgü olmaları ve koordinatlarla ifade edilebilmeleridir ve sadece linyit yatağımızın sondajlar ile tespit edilmiş noktalarında bellidirler, diğer noktalarındaki bilinmeyen değerleri hesaplamak gerekmektedir. Bilinmeyen bir değer hesaplanması ise sondajlar ile elde edilen gerçek değerler yardımıyla yapılmaktadır. Bu amaçla, öncelikle linyit içeren seviyeler ve sınırları tahmin edilmeye çalışılmış daha sonra bu sınırlar dahilindeki kalite dağılımlarının tablosal ve grafiksel verileri hazırlanmıştır. Yapılan analizlerde

jeostatistik yöntemler kullanılmış olup, bir sonraki başlık altında ise analizlerden elde edilen bulgular verilmeye çalışılmıştır.

Jeostatistik yöntemlerle yapılan bir analiz dört ana gruba ayrılabilir. Bu gruplar ise;

1. Yöresel değişkenin değerleri arasındaki farkların, uzaklığa bağlı değişimlerini belirlemeye yarayan yarıvariogram modellerinin tespit edilmesi,

2. Yarıvariogram modellerinin test edilmesi,

3. Kriging tahmin tekniği ile noktasal, alansal veya bir hacmi temsil eden tahminlerin yapılması,

4. Yapılan tahmin hatalarının belirlenmesi, şeklinde sıralanabilir.

Jeostatistiksel bir çalışmada bu unsurların hepsinin sistematik olarak yapılması gerekir (David, 1988, Isaaks et al., 1989).

Linyit yatağını tanımlayan ısıl değer, kül, nem gibi değişkenlerin belirlenen yatak sınırları içerisindeki dağılımını belirlemek amacıyla, bu değişkenlerin deneysel yarı variogramları incelenmiş ve elde edilen bu deneysel yarıvariogram yapılarına karşılık teorik yarı variogramlardan biri uydurulmaya çalışılmıştır.

4.2.1 Linyit Yatağı Sınır Analizi

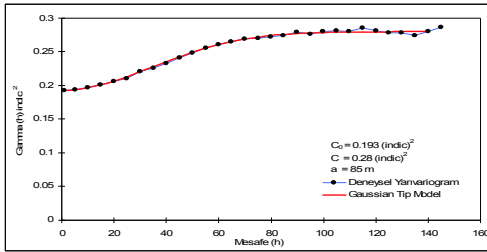
Isıl değer, %Kül, %Nem gibi değişkenlerin tablosal veri tabanlarının hazırlanması için öncelikle linyit içeren seviyeler ve sınırları tahmin edilmeye çalışılmış, daha sonra bu sınırlar dahilindeki kalite dağılımlarının, tablosal ve grafiksel verileri hazırlanmıştır.

Bu çerçevede, cevherleşmenin karakteristiğini belirlemek amacıyla sondajlara ait kalite verileri ele alınarak, tanımlayıcı istatistikleri belirlenmiş ve linyit yatağının düzenli yataklanma gösterdiği tespit edilmiştir. Çalışmamızda kullanılan veri setine, yaklaşık normal dağılım ve tolere edilebilir düzeyde düzensizlik gösterdiği için, herhangi bir "normal dağılım dönüşümü" uygulanmamış, sadece dört sondaja ait veriler veri setimizden uzaklaştırılarak gerçek veriler üzerinden jeostatistiksel analizler yapılmıştır.

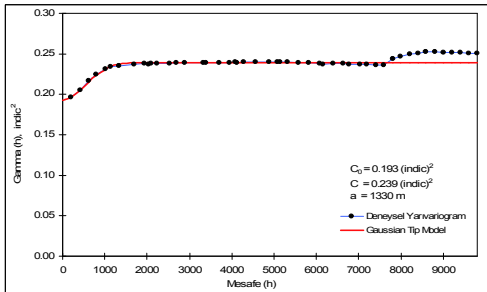
Linyit yatağının sınırlarının belirlenmesi amacı ile bölgede yapılan 774 adet sondajdan elde edilen 25791 karotun

sonuçları cevher kesip kesmediğine göre sınıflandırılmış; karot değerlerine eğer linyit ise “1”, linyit değil ise “0” indikatör değeri atanmıştır (Tercan, 1999). Bu indikatör değışkene dayanarak modellenen teorik yarı variogramına göre, indikatör kriging tahmin tekniğı ile linyitli seviyeler ve sınırları, olasılıklı olarak belirlenmiştir.

Kriging tahminlerimizde indikatör veriler kullanıldığından kriging denklem sistemindeki yarı variogramların yerini indikatör yarı variogramlar almıştır. Ayrıca çalışmamız üç boyutlu veriler içerdiğinden yarı variogramlarımızın da üç boyutlu modellenmesi gerekmiştir. Üç boyutlu yarıvariogram analizlerinde yatay eksenlerde ve düşey ekseninde muhtemel birçok anizotropi yönü oluşacağı düşüncesiyle çeşitli yönlerde yatayda 10°’den artarak başlayan, düşeyde de 5° ile 22.5° arasında açı toleranslarında birçok anizotropi analizi yapılmış, neticede indikatör deneysel yarıvariogram eğrisini temsil eden uygun modelin Gauss tip yarıvariogram modeli olduğu belirlenmiştir (Şekil 4-5).



Şekil 4. İndikatör değerlerin deneysel ve teorik düşey yarı variogramı



Şekil 5. İndikatör değerlerin deneysel ve teorik yatay yarı variogramı

Elde edilen teorik yarıvariogram parametrelerinin doğruluğunu test etmek amacıyla çapraz doğrulama test tekniğı uygulanmıştır. Bu yöntemde 25791 tane gerçek değer içinden veriler sırasıyla uzaklaştırılmış, sanki veri bilinmiyormuş gibi kalan 25790 veri yardımıyla ve ordinary kriging yöntemiyle tahmin edilmiştir. Tahminlerde kriging arama elipsoidinin içine düşen, en çok 64 en az 4 gözlem değeri kullanılmıştır. Daha sonra gerçek değerlerle tahmin edilen değerler arasındaki farkların sonuç tahminin varyansına bölünmesi suretiyle indirgenmiş hatalar elde edilmiştir. Clark ve Harper, 2000’e göre yansız bir tahmin yapabilmek için indirgenmiş hataların varyansının “1” veya $1 \pm 2\sqrt{2/N}$ (N=veri sayısı) sınırları arasında, ortalamasının ise “0” olması beklenir. Mevcut analizde indirgenmiş hataların ortalaması -0.0005 yakın ve varyansı $1 \pm 2\sqrt{2/25791}$ sınırları içinde kalmaktadır. Bunun sonucu olarak seçilen yarı variogram model parametreleri geçerlidir denilebilir.

Yatağın sınırlarının belirlenmesinde 2. aşama olarak cevher yatağını temsil eden bölge 100 m x 100 m x 2.5 metre bloklara bölünerek bütün bu blokların orta noktalarına, ordinary blok kriging yöntemiyle linyit içerebilme olasılıklarına göre değerler atanmıştır. Kriging için, belirlenmiş indikatör yarıvariogram modellerinin testi için ele alınan parametreler kullanılmış, kriging sonrası 0 ile 1 arası gösterge sınırları elde edilmiştir.

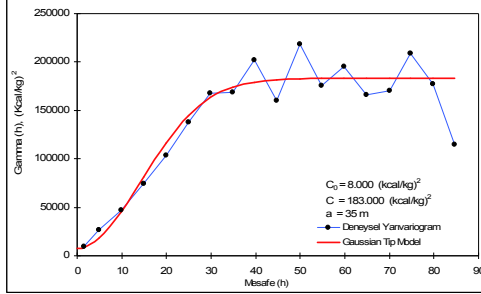
Görünür, muhtemel ve mümkün rezerv tanımlamalarına bakılacak olursa görünür rezerv için %20 hata, muhtemel rezerv için %40 hata ve mümkün rezerv içinde %50 hata öngörülmektedir. Bu bilgiler ışığında indikatör kriging sonrası elde ettiğimiz 0 ile 1 arası gösterge sınırları sınıflandırılmış ve 1 ile 0.8 indikatör değerleri arasının görünür rezerv sınırlarını, 0.8 – 0.6 arasının muhtemel rezerv sınırlarını ve 0.6 – 0.5 gösterge sınırlarının da mümkün rezerv sınırlarını temsil ettiği düşünülmüştür (Dağ vd., 2008). Bu kapsamda, Visual Basic programlama dilinde bir veritabanı programı geliştirilerek 0-1, 0.8-1, 0.6-1, 0.5-1 indikatör sınıf aralıkları ayrı birer veritabanı

olarak saklanmıştır. Bu veritabanlarındaki her blok ileriki bölümlerde yapılacak kalite tahminlerinden elde edilecek ilgili seviye ve blok kalite değerleri ile eşleştirilerek CBS analizlerinde kullanılacak veritabanları haline dönüşecektir. Bu sayede linyit sınırları ve dahilindeki rezerv/kalite dağılımları olasılıklı olarak belirlenebilecektir.

Bu aşamada, indikatör verilerin ilgili olasılıklar dahilinde grafiklenmesi ile her kot seviyesi için linyit yayılım haritaları elde edilebilmektedir (Şekil 13).

4.2.2 Linyit Yatağı Kalite Dağılım Analizi

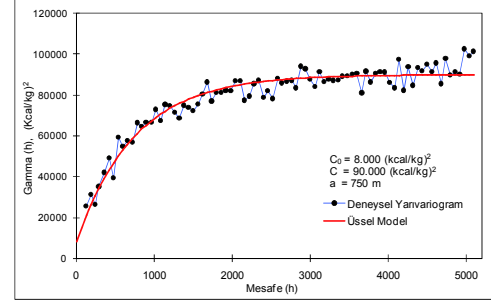
Bilinen linyit yatağı sınırlarına göre kalite dağılımlarını belirlemek amacıyla Isıl değer, %Kül, %Nem değişkenlerinin öncelikle yarıvariogram analizleri yapılmış ve elde edilen deneysel Isıl değer, %Kül, %Nem yarıvariogram yapılarına karşılık en uygun teorik yarıvariogram belirlenerek çapraz doğrulama tekniği ile doğrulanmıştır (Şekil 6-12).



Şekil 6. Isıl değer (kcal/kg) değerlerinin deneysel ve teorik düşey yarı variogramı

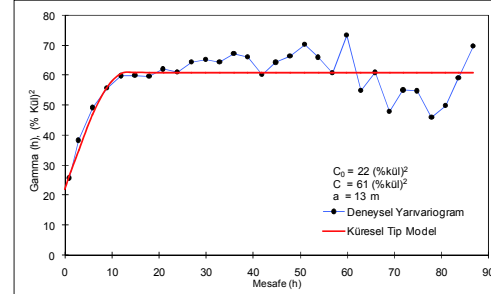
Isıl değer (kcal/kg) değişkeninin düşey yöndeki ilişkisinin etki mesafesi olan 35 m jeostatistik analizinin bir sonraki adımı olan kriging tahmininde ilgili yarıvariogram fonksiyonuna göre o noktadan düşey yönde 35 metreden daha uzaklıktaki verilerin tahminde kullanılmaması yönünde bir anlam taşımaktadır. Yatay yöndeki variogramların etki mesafesi ise yine aynı mantıkla birbirine 750 metreye kadar uzaklık dahilindeki örneklerin üssel fonksiyonla tanımlanan ilişkisi olduğunu, daha yüksek uzaklıklardaki örneklerin tahminlerde

kullanılmasında ise hataların yüksek olacağını açıklamaktadır (Şekil 6-7).

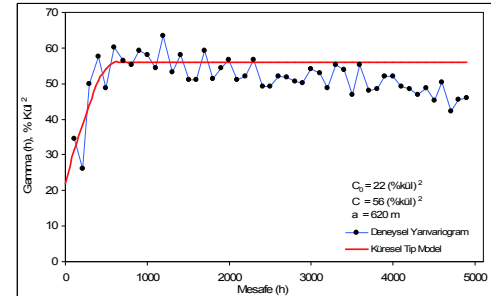


Şekil 7. Isıl değer (kcal/kg) değerlerinin deneysel ve teorik yatay yarı variogramı

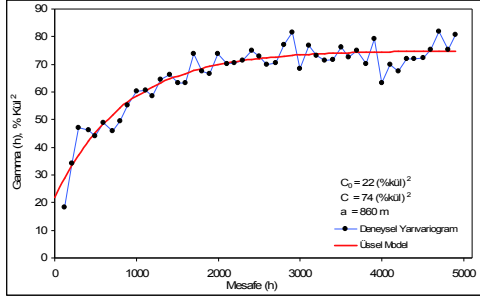
%Kül değerlerinin deneysel yarıvariogram analizlerinde 0° ve 90° yönleri ile 45° ve 135° yönlerinde farklı eşik değer ve etki mesafelerine sahip olduğu görülmektedir. Kuzey-Güney, Doğu-Batı doğrultularında zonal anizotropi gösteren %Kül verilerinin bu doğrultulardaki yarıvariogramları ayrı ayrı modellenerek tahmin yoluna gidilmiştir (Şekil 8-10).



Şekil 8. %Kül değerlerinin deneysel ve teorik düşey yarı variogramı

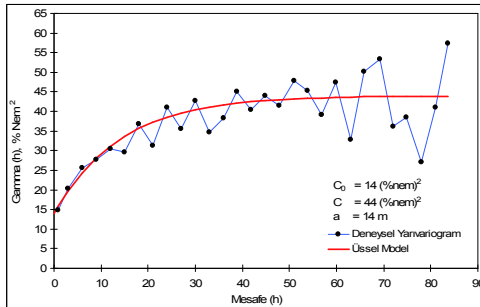


Şekil 9. %Kül değerlerinin deneysel ve teorik kuzey yönlü yarı variogramı

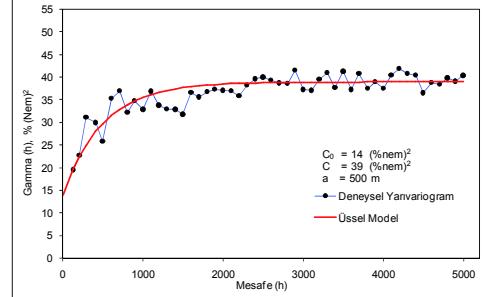


Şekil 10. %Kül değerlerin deneysel ve teorik doğu yönlü yarı variogramı

%Nem değerlerin deneysel ve teorik düşey yarı variogramı incelendiğinde farklı yönler göre eşik değerin %36 (nem)² seviyesinde olduğu bu eşik değere ulaşmak için ise ortalama 1000 m etki mesafesinin aynı kaldığı görülmektedir (Şekil 11-12). Bu ise yatakta yatay yönlerde kül değişkeni için geometrik ve zonal anizotropi olmadığını göstermektedir.



Şekil 11. %Nem değerlerin deneysel ve teorik düşey yarı variogramı



Şekil 12. %Nem değerlerin deneysel ve teorik yatay yarı variogramı

Linyit yatağını tanımlayan ısıl değer, kül, nem değişkenlerine ait mesafeye bağlı ilişki fonksiyonlarının tanımlanması ile artık bu değişkenlerin yatak boyunca, yatay ve düşeyde nasıl bir dağılım gösterdiği tahmin edilebilir. Bu amaçla öncelikle, linyit sınırları koordinatları belli olan bir poligon alanı olarak tanımlanmış, daha sonra coğrafi koordinatları 316800 - 337300 (doğu-batı), 4237200 - 4250000 (kuzey-güney), 950 - 1250 m (yükseklik) olan çalışma alanı, 100x100x2.5 m boyutlarında toplam 2.938.880 adet bloğa bölünerek, her bir bloğun ortalama kalite değerleri ordinary blok kriging yöntemi ile tahmin edilerek tablosal veritabanları hazırlanmış ve 0-1 indikatör sınıf aralıklarında saklanmış veri tabanları ile birleştirilerek rezerv, olasılıklı yatak sınırı ve kalite dağılımlarının tespiti amacıyla kullanılmak üzere tablosal veritabanı olarak saklanmıştır (Çizelge 2).

Çizelge 1. Deneysel ve teorik yarıvariogram model parametreleri

Değişken Adı	Yön Açısı	Deneysel Yarıvariogram				Lag Mes. m.	Teorik Yarıvariogram			
		Tolerans Açısı	Düşey Açısı	Tolerans Açısı	Düşey Açısı		Model	Kontrolsüz Etki (C ₀)	Eşik Değer (C)	Etki Mes. (A), m
İndikatör	Düşey	0°	0°	90°	5°	3	Gauss	0.193	0.28	85
	Yatay	90°	90°	0°	0°	200	Gauss	0.193	0.239	1330
Isıl değer (kcal/kg)	Düşey	0°	0°	90°	5°	3	Gauss	8.000	183.000	35
	Yatay	90°	90°	0°	0°	50	Üssel	8.000	90.000	750
%Kül	Düşey	0°	0°	90°	5°	3	Küresel	22	61	13
	Kuzey	0°	22.5°	0°	0°	100	Küresel	22	56	620
	Doğu	90°	22.5°	0°	0°	100	Üssel	22	74	860
%Nem	Düşey	0°	0°	90°	5°	3	Üssel	14	44	14
	Yatay	90°	90°	0°	0°	100	Üssel	14	39	500

ile tematik haritaları belirlenmeye çalışılmıştır.

Çizelge 2’de verilen veritabanı incelendiğinde her bloğun indikatör değerine göre linyit olma olasılığı bulunmaktadır. Bu yaklaşımla veritabanı olasılık sütunu istenilen aralıklarda sınıflandırılıp grafiklendiğinde, linyit yatağının ilgili olasılıkta sınırları tespit edilebilmektedir. Bu sayede sınırlar dahilindeki kalite dağılımları da belirlenebilmektedir. Benzer şekilde istenilen kalite sınıf aralıkları ve kot farkları arasında tematik haritaların oluşturulabilmesi planlamacılara yerinde karar vermede büyük üstünlükler sağlayacaktır.

4.3.1 Rezerv/Kalite Dağılımlarının Tespiti

CBS ortamında, kriging teknikleri ile hazırlanmış olduğumuz veritabanları kullanılarak, istenilen kot farkları arasında Isıl değer, %Kül ve %Nem verilerinin tematik haritaları oluşturulabilmektedir. Ayrıca, ekrandan seçilen rastgele alanlar üzerinden veritabanında bulunan tüm özneliklerin veya sorgulamalarla oluşturabilecek diğer veritabanlarının istatistiksel bilgilerine ulaşılabilir. Blok hacimlerinin oluşturulan veritabanlarında birer öznelik olarak yer alması rezerv miktarlarının da hesaplanmasına olanak sağlamaktadır. Madencilikte ve özellikle Afşin-Elbistan Termik santralinde önem arz eden kalite kontrolü, bu türden analizlerle gerçekçi bir şekilde yapılabilmektedir. Bu amaçla MapInfo 9.0 programı yardımıyla bazı uygulamalar geliştirilerek aşağıda özetlenmiştir.

Çizelge 2’de verilen veri tabanı tablomuz üzerinden yapılan koşullu veritabanı analizlerinde, yüksekliğin 930-1250 m arasında ve indikatör verinin 0.8-1, 0.6-1, 0.5-1 arasında olması şartları aranarak üç ayrı sorgu tablosu oluşturulmuştur (Şekil 14). Elde edilen tabloların tematik haritaları hazırlanarak sektör sınırları dahilindeki istatistikler sorgulanmış, sektör bazında kalite ve rezerve ilişkin aşağıdaki sonuçlara ulaşılmıştır (Çizelge 3-5).



Şekil 14. Veritabanı analizlerinde aranan koşullardan bir görünüm

Çizelge 3. Linyit havzasının görünür rezerv miktarları ve kalite dağılımları

Tanımlı Poligon	0.8-1 Olas. Sın. (Gör. Rez., ton*)	Isıl Değer (kcal/kg)	% Nem	% Kül
A Sekt.	1.152.810.000	1082.64	52.56	21.96
B Sekt.	582.120.000	1174.2	50.79	20.00
C Sekt.	399.240.000	1044.26	51.13	21.57
D Sekt.	184.020.000	1031.15	50.59	21.69
E Sekt.	158.280.000	1113.45	50.70	19.49
Toplam	2.503.950.000	1094.69	51.65	21.24

* Linyit yoğunluğu 1.2 ton/m³ olarak alınmıştır.

Çizelge 4. Linyit havzasının muhtemel rezerv miktarları ve kalite dağılımları

Tanımlı Poligon (+Muh. Rez., ton*)	0.6-1 Olas. Sın.	Isıl Değer (kcal/kg)	% Nem	% Kül
A Sekt.	1.482.900.000	1090.06	52.53	21.82
B Sekt.	852.900.000	1171.05	50.94	19.95
C Sekt.	537.720.000	1043.06	51.00	21.50
D Sekt.	202.710.000	1028.96	50.53	21.66
E Sekt.	220.230.000	1110.58	50.65	19.46
Toplam	3.327.450.000	1099.61	51.62	21.12

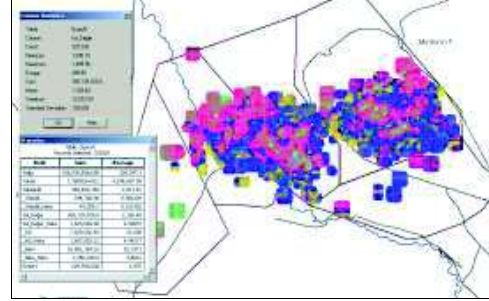
* Linyit yoğunluğu 1.2 ton/m³ olarak alınmıştır.

Çizelge 5. Linyit havzasının mümkün rezerv miktarları ve kalite dağılımları

Tanımlı Poligon (+Müm. Rez., ton*)	0.5-1 Olas. Sın.	Isıl Değer (kcal/kg)	% Nem	% Kül
A Sekt.	1.882.680.000	1092.85	52.45	21.76
B Sekt.	1.185.630.000	1166.96	51.02	20.03
C Sekt.	749.520.000	1033.12	50.88	21.46
D Sekt.	253.260.000	1024.97	50.60	21.66
E Sekt.	295.800.000	1104.09	50.52	19.36
Toplam	4.405.140.000	1098.28	51.56	21.07

* Linyit yoğunluğu 1.2 ton/m³ olarak alınmıştır.

Benzer mantıkla, Kışlaköy açık linyit ocağı basamaklarının tavan ve taban kotları, ekrandan yapılan yükseklik ölçümleri ile tespit edilmiş, 1. basamağın sınırına kadar tavan ve taban kotları arasında linyit üretilmesi şartı gözetilerek veritabanları analiz edilmiş, oluşturulan tematik haritalar ile basamak haritalarının eşleştirilmesi sonucu yapılan istatistiksel sorgulamalar neticesinde aşağıdaki sonuçlara ulaşılmıştır



Şekil 15. 1050-1100 m kot farklarında 1000-1500 kcal/kg arası kalite dağılımı

Çizelge 6. Üretim kademeleri boyunca tavan-taban kotu arası rezerv ve ortalama kalite dağılımları

Tanımlı Poligon	(Gör. Rez., ton)*	Tab. (m)	Tavan (m)	Isıl Değ (kcal/kg)	% Nem	% Kül
1.Kad.	4.698.750	1182	1161	854.3	53.6	21.5
2.Kad.	13.730.625	1161	1141	991.5	55.7	22.3
3.Kad.	27.375.000	1141	1119	1052.1	54.5	21.4
4.Kad.	31.660.000	1119	1102	999.8	53.8	21.0
5.Kad.	28.248.750	1102	1078	1041.6	53.2	20.5
6.Kad.	29.137.500	1078	1057	1042.2	53.2	20.6

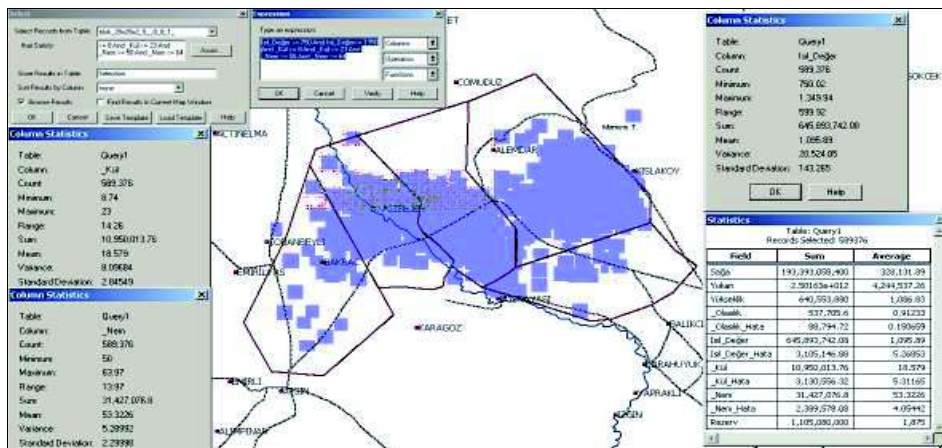
* Nisan 2009 yılına ait kademe sınırları

Sorgulamaya esas kalite dağılım haritalarının hazırlanması amacı ile havza bazında 1050-1100 m kotları arasında, Isıl değeri 1000 kcal/kg'den büyük 1500 kcal/kg'den küçük alanlar görüntülenmek istenmiş, yapılan sorgulamalarla oluşturulan tematik kontur haritası ve istatistikleri Şekil 15'de sunulmuştur.

Afşin - Elbistan Termik Santralinde yakılabilecek linyit özellikleri (Çizelge 7) baz alınarak yapılan bir çalışmada ise havzada doğrudan yakılabilecek linyitin görünür rezerv miktarı hesaplanmıştır (Çizelge 8, Şekil 16)

Çizelge 7. Santrale verilecek linyitlerin orijinal bazdaki değerleri (TEK, 1992)

Baz kalorifik değer	1050 ± 100 kcal/kg
Minimum kalorifik değer	750 kcal/kg
Maksimum kalorifik değer	1350 kcal/kg
Kül oranı	% 8-23
Nem oranı	% 50-64
Küldeki CaO Oranı	% 20-40



Şekil 16. Termik santralde doğrudan yakılabilecek linyit dağılımı ve istatistikleri

Çizelge 8. Santralde doğrudan yakılabilecek linyitin görünür rezerv miktarı

Tanımlanan Poligon	0.8-1 Olasılık Sınırı (Görünür Rezerv, ton*)	Isıl Değer (kcal/kg)	% Nem	% Kül
Tüm Havza	1.105.080.000	1095.89	53.32	18.57

* Linyit yoğunluğu 1.2 ton/m³

Veritabanı yönetim sistemleri ile yapılan koşullu analizler ile elde edilen grafikler ve tanımlayıcı istatistikleri neticesinde maden yatağının üretim planlaması aşamasında veya üretimiyle eşzamanlı olarak, sayısal karar vermede kolaylık sağlayacak çok sayıda bilgiye ulaşılabilmektedir. CBS'nin benzer birçok uygulamaya imkân sağladığı, yapılacak sorgulamaların boyutlarının kullanılan veritabanlarının gücü ile paralel olduğu söylenebilir. Bu veritabanları sayesinde tüm haritalar aynı programda, birbirleriyle karşılıklı olarak kullanılabilir, tek başlarına ya da birbirleriyle karşılaştırılarak değerlendirilmeler yapılabilmektedir.

5 SONUÇLAR

Madencilik faaliyetlerinde CBS kullanımının araştırılmasına yönelik yapılan bu çalışma ile madencilik faaliyetlerinde kullanılan verilerin birçoğu düzen içerisinde oturtularak erişilebilirlikleri artırılmıştır. Bu sayede de madencilik faaliyetlerini yerine getirilmesinde optimum kararlar verebilmek, maden faaliyetlerini bir bütünlük içerisinde irdelemek, madenlere ait konumsal ve konumsal olmayan verilerin ilişkilendirilip gerekli sorgu ve analizlerin yapılmasına olanak sağlanmıştır.

- Bu türden bir çalışma ile ayrıca;
- üretim planlamasının yapılmasına,
 - maden kazalarının ocak haritasında işlenmesi ve bu haritadan yararlanılarak olası risk haritasının elde edilmesine,
 - personele ait veri tabanının oluşturulması ve personelin çalıştığı bölümler ile ilişkilendirilmesine,
 - ocak ile ilgili istenilen her türlü tematik haritanın hazırlanabilmesine,

▪ madene ait her türlü değişim ve ölçümlerin bilgisayar ortamında kısa zamanda güncellenebilmesine olanak sağlanabilmektedir.

KAYNAKLAR

- Church, R. L., 2002. Geographical Information Systems and Location Science. Computers and Operations Research 29 (6), 541-562.
- Clark, I., and Harper, W.V., 2000. Practical Geostatistics. 2000, Geostokos (Ecosse) Limited, London,U.K., p.151
- Dag, A, and Mert, B.A, 2008. Evaluating Thickness of Bauxite Deposit Using Indicator Geostatistics and Fuzzy Estimation”, Resource Geology, 58, 2, 188-195.
- David, M., 1988. Handbook of Applied Advanced Geostatistical Ore Reserve Estimation. Elsevier, Amsterdam.
- Isaaks, H. and Srivastava, R.M. 1989. An Introduction to *Applied Geostatistics* Oxford Univ. Press, New York, 561 pp.
- MapInfo Corporation, 2004. MapInfo Professional V7.8 User Guid. Mapinfo Corporation, New York, p.680.
- Mert, B.A. 2010. Afşin-Elbistan Kömür Havzasındaki Madencilik Faaliyetlerinde Coğrafi Bilgi Sistemleri İle Küresel Konumlama Sistemleri Teknolojisinin Kullanımının Araştırılması. Çukurova Üniv., Fen Bil. Ens., Doktora Tezi, Adana, Turkey, s.323.
- TEK, 1990. Afşin-Elbistan Termik Santrali 2. Kazanında Yapılan Özel Testler (yayınlanmamış), Afşin, s.17.
- Tercan, A.E., 1999. Importance of orthogonalization algorithm in modelling conditional distributions by orthogonal transformed indicator methods. Math. Geol. 31 , 155 – 174 .
- Ural, S., ve Onur, A.H., 2000. Afşin - Elbistan Linyitlerinin Termik Santralin Performansı Üzerindeki Etkileri. Türkiye 12. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı, 23-26 May2000, Zonguldak-Kdz.Ereğli, Türkiye, s-278-286.
- Yörükoğlu, M., 1991. Afşin-Elbistan Projesi ve TKİ Kurumu AELİ Müessesesinde Madencilik Çalışmaları. Madencilik Dergisi, Eylül 1991, Sayı No:3,Ankara, s.13-29.

Ultimate Pit Limit Design on Base of Sustainable Development Criteria

N. Adibee, M. Ataeepour

Amirkabir University of Technology (Tehran Polytechnic), Tehran, Iran

ABSTRACT Sustainable development is the concept that plays important role in business and industry of the 21st century. In recent years, the concept of sustainability and sustainable development has been successfully extended to mineral resources, but there are few attempts to consider this concept in the Ultimate Pit Limit (UPL) design. The determination of UPL is the first step in the open pit mine design and planning process. There are several mathematical, heuristic and meta-heuristic algorithms to determine UPL. The optimization criterion in these algorithms is the maximization of total profit. Few models integrate some aspects of mining reclamation benefit and cost in the UPL design. However, there is not any comprehensive method for UPL design on base of sustainable development consideration. This paper provides a model for UPL designing based on sustainable development criteria. Based on this model, it is possible to integrate the sustainable development issues in UPL design.

1 INTRODUCTION

The main issue in design of open pit mines is that of determining the optimum ultimate pit limit (UPL) of a mine. Based on common definition, the UPL of a mine is that contour which is the result of extracting the volume of material, which provides the total maximum profit whilst satisfying the operational requirement of safe wall slopes. The ultimate pit limit gives the shape of the mine at the end of its life. Optimum pit design plays a major role in all stages of the open pit life such as feasibility study stage, operating phase and end of a mine's life. The UPL problem has been efficiently solved using the Lerchs-Grossmann graph theoretic algorithm or Picard's network flow method. These methods are based on the "block model" of an orebody.

Determination of UPL on base of profit maximization does not coincide with sustainable development issues. However, if

one tries to consider sustainable development in the UPL determination, he must take into account the other aspects of sustainable development other than economic aspects.

In 1987, the Bruntland Commission defined the sustainable development as a "system of development that meets the basic needs of all people without compromising the ability of future generations to meet their own life-sustaining needs" (United Nations, 1987). In the mine design, "sustainable development" is used since interchangeably with "environmental management" or "environmental protection". In such cases, there is the propensity to resolve only one type of problem — environmental deterioration — while ignoring the importance of economic and social goals, two equally important pillars of sustainable development [Hilson, 2000]. For example Burgher and Erickson (1984) showed how,

through the use of a heuristic model involving reclamation cost requirements, linear programming can contribute worthwhile information to the mine planner. Caccetta and Keley (1987) declared there are two basic requirements of mine site rehabilitation: (i) that the site is safe, stable and non-eroding at the end of the life of the mine; and (ii) pollutants such as acid-producing waste must be buried and been capped with impermeable material. They developed a mathematical formulation of the mined land surface reshaping problem (the first requirement).

King (1998) shows how rehabilitation and closure costs of mines impacts the production rate and cut-off grade strategy for a mining operation. Rashidinejad et al (2008a) developed a model for optimum cut-off grades that not only relies on economical aspects but also minimizes adverse environmental impact in the form of acid mine drainage elimination or mitigation against the approach of postponing the restoration/reclamation activities at the end of the project's life. Rashidinejad et al (2008b) developed another useful methodology that maximizes the profitability of a mining project and minimizes its adverse environmental impacts simultaneously. The acid generating potential of waste materials and tailings in each alteration zone can be estimated by laboratory and in-situ tests. They developed a modified cut-off grade model with the concept of elimination or reduction of the AMD in the original place. Four coefficients that discriminate between acid generating and non- acid generating waste material and tailings incorporated into the Lane's model to ensure optimality of cut-off grades. Gholamnejad (2009) inserted mine rehabilitation cost into the optimization process and a new mathematical model developed based on Lane's method. Results of the application of this method show that considering rehabilitation cost can decrease the cut-off grade. Dogan et al (2009) studied the effects of different block size on reserve, waste amount and distributions of chemical component such as %CaO, %MgO in quarry

located at Darica, Istanbul. Scenarios with different block dimensions created by integrated mining software namely Surpac 6.1 and were compared. Effects of different blocks on reserve, waste amount, chemical distribution, and estimation of quality of cement raw material were determined. Gholamnejad and Mojahedfar (2010) developed a mathematical model for determination of the largest pit with the non-negative net profit in the open pit mines. They declared this strategy can increase the life of mine which is in accordance to the sustainable development principals. Craynon and Karmis (2011) declared that By utilizing geographic information system (GIS) tools to evaluate available data on environmental and social resources, the regulatory barriers which prevent operations from incorporating ecological and other sustainable development concerns into coal mine sustainability performance were identified. By analysis of the on-the-ground issues related to sustainability, the key parameters to be incorporated into an optimized coal mine design in Appalachia are discussed along with possible changes to the regulatory framework that would enhance incorporation of sustainability into coal mine design. Ataeepour et al (2012) developed a mathematical model for determination of UPL with simultaneous maximization of profit and ore content. They introduce a new characteristic of deposit that named "potential of extension" that is a guide for designer for UPL selection on base of resource efficiency and profitability.

2 UPL DETERMINATION ON BASE OF SUSTAINABLE DEVELOPMENT ASPECTS

2.1 General description

As above-mentioned, there general method for UPL determination is on base of profit aspect and there is no consideration on sustainable development aspects. We try to develop a method for captioned subject.

Figure 1 shows the procedure of the proposed method.

There are three objectives on the base of sustainable development concepts:

1. Maximizing social benefit
2. Maximizing economical benefit
3. Minimizing environmental impact

In this paper, a three-objective model is developed to maximize the economic and social benefits and minimize the negative environmental impacts of the selected UPL. Table 1 gives a summary of the sustainable development indicators applied for UPL determination.

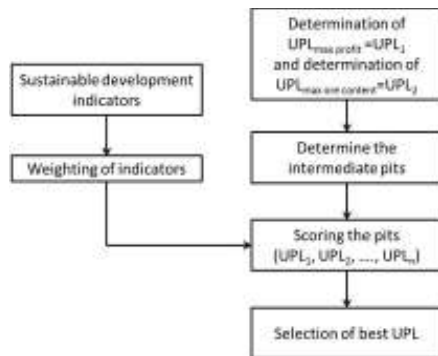


Figure 1. The procedure of UPL determination based on sustainable development indicators

Table 1. Sustainable development indicators

Environmental Indicators	Reclamation cost
	Land use
	Stripping ratio (w/o)
Social Indicators	Specific energy used
	Mine life (year)
	Safety
	Resource efficiency
Economical Indicators	Ore content
	Profit
	ore unit value of the pit

The amount of these parameters (indicators) is determined for each possible UPL. Then the rate of these indicators is calculated for each case according to the characteristics of each possible UPL. The

rate of each indicator is calculated through equation 1.

$$I_{ij} = \frac{x_{ij} - x_{i,\min}}{x_{i,\max} - x_{i,\min}} \quad (1)$$

For those indicators with negative impact, equation 2 is applied to calculate the rate.

$$I_{ij} = \frac{x_{i,\max} - x_{ij}}{x_{i,\max} - x_{i,\min}} \quad (2)$$

Where I_{ij} is the rate of indicator i for the pit j , x_{ij} , $x_{i,\max}$, and $x_{i,\min}$ is amount of parameter (indicators) i for the pit j , maximum amount of indicator i and minimum indicator i , respectively.

Afterword, considering the principles of sustainable development, one must determine the importance and weight of these indicators (w_i in equation 3). This is a time consuming and case dependant process, and these weights should be determined carefully.

Finally, the summation of all the indicators for each case shows the score of that particular case (equation 3).

$$S_j = \sum w_i x_i, \quad j \text{ indicates each pit} \quad (3)$$

Where S_j is the final score of the pit j . Using the scores, one could determine the ranking of pits, and select a pit with the highest score. Next section provides an example to show the applicability of this procedure.

2.2 Example

In this section, the procedure described earlier is applied in an example to show the effectiveness of this method to determine a pit limit according to sustainable development requirements. Consider the block model given in figure 2.

If the price of the product is 80 units, and the cost of mining and processing is 4 and 12 respectively, then one could determine the block economic values and economic block model (figure 3).

The mathematical model of UPL determination is given as equations 4-6. Equation 4 is the objective function and it tries to maximize the ore content of the pit. Equations 5 and 6 are constraints of the

model. Equation 5 defines the slope requirements and equation 6, makes sure that the profit of the pit is more than the minimum required.

$$Max\ ORE = \sum_i \sum_j b_{ij} T_{ij} \tag{4}$$

Subject to:

0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	0	0	0	0	0	0	0	0	0.24	0.27	0.29	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		0	0	0	0	0	0	0	0.56	0.43	0.47	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
			0	0	0	0	0	0	0.38	0.38	0.6	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
				0	0	0	0	0	0.29	0.14	0.23	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
					0	0	0	0	0.29	0.45	0.31	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
						0	0	0	0.33	0.31	0.59	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
							0	0	0.36	0.27	0.24	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
								0	0.26	0.32	0.33	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
									0.29	0.4	0.35	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Figure 2. A sample 2D block model with a vertical deposit

-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	3.36	5.7	6.93	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
		-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	29.11	18.33	21.97	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
			-4	-4	-4	-4	-4	-4	14.46	14.02	31.6	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
				-4	-4	-4	-4	-4	7.59	-4	2.79	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
					-4	-4	-4	-4	6.98	20.1	8.95	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
						-4	-4	-4	10	9.3	31.27	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
							-4	-4	13.13	5.6	3.23	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
								-4	5.18	9.91	10.35	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4
									7.2	15.73	12.03	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4	-4

Figure 3. Economic block model of sample given in figure 1

$$3b_{ij} - b_{i+1,j-1} - b_{i+1,j} - b_{i+1,j+1} < 0 \tag{5}$$

$$\sum_i \sum_j b_{ij} BEV_{ij} > P_L \tag{6}$$

Where b_{ij} is the block located at row i and column j , T_{ij} is the amount of ore in block b_{ij} . BEV_{ij} is the block value of and P_L is the minimum required profit. By changing the amount of P_L , it is possible to determine a pit limit that provides the maximum amount of ore with the given amount of profit.

One must first determine the UPL of the mine with the objective of profit maximization (This pit is called UPL1).

Then setting P_L equal to zero, one could define a pit with the maximum ore content and a profit of approximately zero. Then the

amount of P_L is set equal to profit of the UPL with the highest profit (This pit is called UPLn). Solving the model, one could determine the pits with highest profit and with the highest amount of ore content and a profit of approximately zero (figure 4).

Afterward, by increasing the amount of P_L in 5% steps (5% of the maximum profit), it is possible to determine a set of intermediate pits. The description of the intermediate pits such as mine life and ore content of each pit is depicted in figure 5.

Applying the model in equations 4-6, one could reach for 9 distinct UPL. UPL1 is the one with highest profit, and UPLn or UPL9 is the one with the highest amount of ore content and a profit of approximately zero.

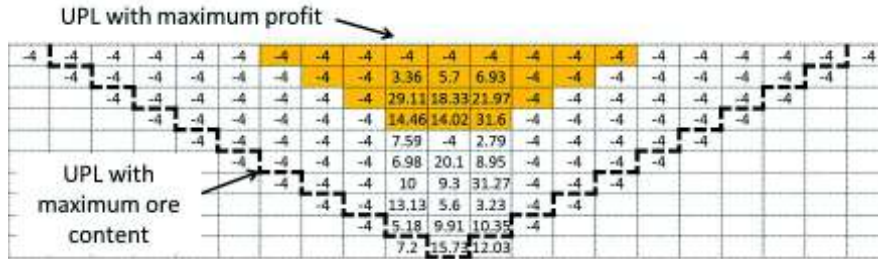


Figure 4. UPL of the sample block model in Figure 1



Figure 5. Description of intermediate pits

Table 2 provides the amount of indicators for each pit. using equation 1 and 2 one could calculate the amount of indicators for each case.

Then, the decision maker must provide the weight of importance of each indicator. This is a case dependent process and it also depend on the decision makers priorities. Using equation 3, one could determine the final score of the pits. Figure 6 shows the

amount of Economic, Social, Environmental, and total scores for each pit.

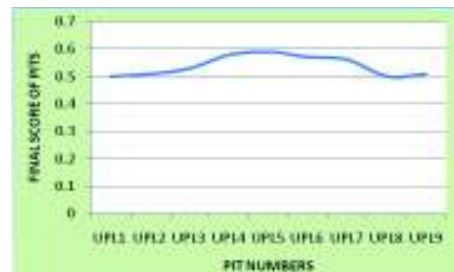


Figure 6. Final score of the pits

Considering the final scores, it is obvious that UPL5 is the one with highest score, therefore UPL5 is selected as the final pit (figure 7). UPL5 is between the pit with the highest profit and the pit with the highest ore content.

Table 2. Amount of indicators for each pit

	pit	UPL1	UPL2	UPL3	UPL4	UPL5	UPL6	UPL7	UPL8	UPL9
1	Reclamation cost	1	0.73	0.55	0.50	0.36	0.32	0.18	0.14	0.00
2	Land use	0.00	0.20	0.40	0.50	0.60	0.70	0.80	0.90	1.00
3	Stripping ratio (w/o)	1	0.78	0.44	0.44	0.41	0.25	0.21	0.05	0.00
4	Specific energy used	1	0.25	0.49	0.33	0.18	0.20	0.20	0.02	0.00
5	Mine life (year)	0	0.16	0.33	0.42	0.53	0.63	0.75	0.87	1.00
6	Safety	1	0.67	0.50	0.50	0.33	0.33	0.17	0.17	0.00
7	Resource efficiency	0	0.20	0.33	0.47	0.60	0.67	0.80	0.87	1.00
8	Ore content	0	0.20	0.33	0.47	0.60	0.67	0.80	0.87	1.00
9	Profit	1	0.932	0.887	0.858	0.756	0.577	0.397	0.134	0
10	ore unit value	1	0.697	0.567	0.479	0.374	0.271	0.168	0.055	0

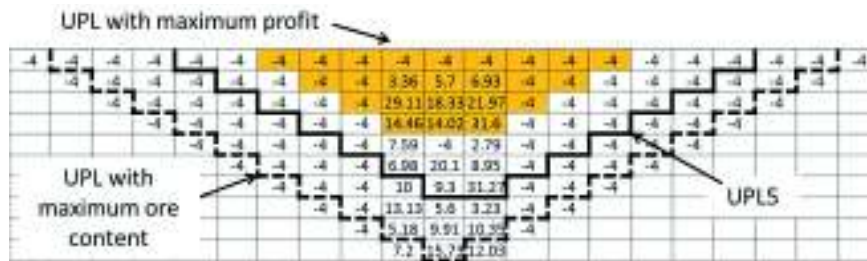


Figure 7. UPL5

3 CONCLUSION

Sustainable development is consisted of three major issues including Economic, Environmental, and Social issues. Determination of UPL with the highest profit, may not coincide with sustainable development issues. Therefore, in this paper a procedure is introduced to determine a pit limit for open pit mines that meets all sustainable development issues. The procedure is tested on a 2D block model and the result shows that this approach is quite applicable to determine the UPL of open pit mines considering the sustainable development issues.

REFERENCES

Ataee-pour, M.; Rahmanpour, M.; Adibee, N.; 2012, *Ultimate pit limit optimization with simultaneous maximization of profit and ore content*, 4th Iranian mining conference, Tehran, Iran

Burgher, E., K.; Erickson, E.; 1984, "The optimization of coal mine production schedules using linear programming: an example that determines the effects of reclamation costs and interest rates", *Mining Science and Technology*, 2 (1984), pp. 69-78

Craynon, J.; Karmis, M.; 2011, *Optimizing coal mine design for sustainable development at large surface coal mining operations in Appalachia*, In: Aachen international mining symposia; Sustainable development in the mineral industry (SDIM), Germany

Cocetta, L.; Kelset, P., J.; 1997, *Models for mine site rehabilitation*, International conference on modes and simulation, pp.2155-2160

Dogan, T.; Bascetin, A; Sertabipoglu, Z.; 2009, *The Effects of Changing Block Size on Ore Quality Control and Environmental Impacts*, Proceedings

of the Eighteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES 2009), Alberta, Canada

Gholamnejad, J.; 2009, *Incorporation of rehabilitation cost into the optimum cut-off grade determination*, The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Volume 108, pp.89-94

Gholamnejad, J.; Mojahedfar, A.R.; 2010, *Determination of the largest pit with the non-negative net profit in the open pit mines*, Journal of Mining & Environment, Vol.1, No.2, PP.45-52

Hilson, G.; 2000, *Sustainable Development Policies in Canada's Mining Sector: An Overview of Government and Industry Efforts*, Environmental Science & Policy 3 (2000) 201–211

King, B.,M.;1998, *Impact of Rehabilitation and Closure costs on Production Rate and Cut-off Grade Strategy*, application of computers and operations research in the mineral industry (APCOM), 13 pages, London, UK

Rashidinejad, F.; Osanloo, M.; Rezai, B.; 2008a, *An environmental oriented model for optimum cut-off grades in open pit mining projects to minimize acid mine drainage*, Int. J. Environ. Sci. Tech., 5 (2), pp.183-194

Rashidinejad, F.; Osanloo, M.; Rezai, B.; 2008b, *Cutoff Grades Optimization with Environmental Management; a Case Study: Sungun Copper Project*, IUST International Journal of Engineering Science, Vol. 19, No.5-1, 2008, pp. 1-13

United Nations, 1987. *Report of the World Commission on Environment and Development: Our Common Future*. Available at: <http://www.un-documents.net>

Efficient Real Time Stability Monitoring of Mine Walls: The Çöllolar Mine Case Study

P. Farina, N. Coli
IDS, Ingegneria dei Sistemi SpA, Pisa, Italy

R. Yön, G. Eken, H. Ketizmen
Ciner Group, Turkey

ABSTRACT Slope monitoring radar has emerged in the last ten years as a leading edge tool for monitoring movements in open pit mines, thanks to the ability to rapidly measure wall movements with millimetric accuracy over wide areas in any weather conditions. IBIS-M is an innovative interferometric radar able to provide high spatial resolution, long working distances and fast acquisition time. The first IBIS-M unit deployed in Turkey was installed in 2011 at the large lignite open pit Çöllolar Mine operated by Park Teknik. The geotechnical staff has now 24/7 real time monitoring of the slope stability with a wide coverage on the pit walls with the capability to detect the onset of wall movements far before the occurrence of failure, thus increasing the safety standards and productivity of the mine. The IBIS-M monitoring experience at Çöllolar mine is presented in this paper.

1 INTRODUCTION

In surface mining industry a comprehensive slope monitoring program, aimed at managing potential large-scale instabilities and able to detect at the same time local scale movements, should represent an integral part of every effective slope management system. Among all the parameters to be considered and included in an effective slope monitoring program displacements, either surface or sub-surface components, play a crucial role. In fact, in open pit mines large failures are usually preceded by small scale slope movements, sometimes limited to few centimeters of total displacement and typically characterized by temporal evolutions ranging from several hours to several weeks.

The capability of providing advanced notice over the whole slope of impending instability conditions, through the accurate and timely measurement of precursor to slope collapses clearly represents an outstanding benefit for the staff of the pit

involved in the geotechnical risk management.

The use of slope monitoring radars in open pit mines is today a standard practice for active monitoring of the pit walls. Radar units are effectively used to get a better understanding of the spatial distribution of slope movements and for the provision of alerts in the event of progressive movements that can potentially lead to slope failure, thus aimed at assessing the safety of workers and increase the mine productivity.

Radar technology presents the advantages of high accuracy of the measurements, long-range capabilities, limited impact of atmospheric artifacts on the measurement performances, and possibility to simultaneously acquire the response over a large number of points without the need to install artificial reflectors on the slope.

Slope monitoring radars are based on the radar interferometry, a well-known technology originally developed for satellite applications in order to retrieve ground

displacements related to natural hazards (Rosen et al. 2000, Antonello et al., 2004; Corsini et al., 2006; Bozzano et al., 2008)

2 SAR SLOPE MONITORING RADAR TECHNOLOGY

The first type of slope monitoring radar introduced into the mining market was based on parabolic dish-antenna radars (Real Aperture Radar – RAR), exploiting a fine radar beam that illuminates the target over a series of footprints.

In recent years, slope monitoring radar for mining applications has experienced significant improvement thanks to the introduction of a different interferometric radar technology, such as Ground-based Synthetic Aperture Radar (SAR), able to overcome some of the limitations of dish-antenna technology, by providing higher spatial resolution, longer working distances and faster acquisition time.

A SAR system is characterized by a limited number of moving parts, being composed by a radar sensor with a couple of small horn antennas that illuminate the monitored area while sliding along a long linear scanner. Thanks to this movement, SAR performs a full resolution scan of the observed area in a short time compared to RAR for the same area coverage (e.g. less than 3 minutes to cover an area of a 6-8 km² at 2 km operating distance). Fast scan time means reduced impact of atmosphere on radar data and higher sensitivity to the onset of potential failure thanks to the higher sampling rate.

In this paper monitoring results obtained by using IBIS-M SAR slope monitoring radar are presented.

The high spatial resolution of IBIS-M is an important added value for open-pit applications, since it means higher sensitivity to slope movements and capability to detect smaller areas of failure, especially for sub-bench or bench-scale failures. The typical resolution cell of IBIS-M is be of 0.5 m x 4.3 m at 1 km monitoring distance, thus allowing the detection of a

4m² rock boulder even at more than 1 km scan range (Fig. 1).

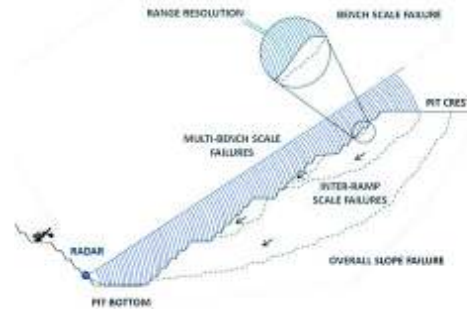


Figure 1. IBIS-M is able to cover the full scales of slope instability from sub-bench to overall slope failure. In blue the radar coverage and the range-resolution cells. (modified from Read & Stacey, 2009).

3 ÇÖLLÖLAR MINE CASE STUDY

Çöllölar Mine is a large coal mine, located in the Kahramanmaraş district in Southern Turkey, to the North of the towns of Elbistan and Afşin and operated by Park Teknik (Fig. 2).



Figure 2. Location of the Çöllölar Open Cast Mine

The box cut of mine is 2.3 km long and 1.5 km wide (Fig. 3). The elevation of the mine is approximately 1.180 m a.s.l.

In February 2011 two catastrophic mass movements occurred at the mine site. As a consequence of these events, the overall slope angle in the Application Mine project was decreased from 16° with an overall

stripping ratio of 2.28:1 to the current 14-15° with stripping ratio 3.614:1.



Figure 3. Aerial view of Çollölar Box Cut

Moreover, in order to increase the safety levels of the mine and reduce production downtimes, the geotechnical department of the mine installed an IBIS-M slope monitoring radar, which has been successfully operating for two years, guaranteeing 99% availability for around the clock active and background monitoring of the pit walls.

3.1 Geological and Geotechnical Background

3.1.1 Geological Background

According to Yörükoğlu (1991) the Elbistan basin takes its name from the nearest Elbistan city. The Elbistan basin covers an area of 900 km² with a mean elevation of 1.200 m a.s.l. Afşin Elbistan Lingite Field bed formed during the rise of Toros Mountains after Alpine Orogenic Phase. The base of the region is a Permo-Carboniferous old limestone.

Neogen lithologies are given, from bottom to top:

- Limestone Formation (possible confine aquifer)
- Bottom Clay: Greenish, bluish-plastic clay and marls of lignite bottom,
- Lignite zone with transitive layers of coal and gytja
- Gytja
- Greenish, blue, plastic clay, loam and marls of lignite top

The Geological map and stratigraphic sequence are shown in Figure 4.

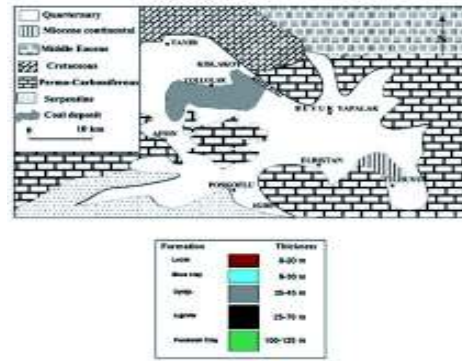


Figure 4. Çöllölar Coal Field Formation and thickness. Updated from Ural and Yüksel (2004)

Gyttja is the most important geological formation which is composed of gastropod fossils, plant residues and humus content. Gytja seam dips 5-10° towards SE with an average thickness of about is 40-50m.

It is interbedded in the main coal seam as a very thin layer. Above the main coal seam, gttja starts with Gytja with coal, Gytja with humus, Gytja Clayey and Calcaceous Gytja. Gytja formations disappears toward the north and north east.

Hydrogeology of the Elbistan basin is very complex. To re-evaluate and verify the hydrogeological parameters, special pumping tests were realized in 57 different pumping wells (main well and groundwater monitoring wells). According to the test results, there are 8 main aquifers, from top to bottom (MBEG, 2012):

- Gravel
- Clay
- Gytja
- Gytja with Coal
- Calcaceous Gytta with Coal
- Coal
- Green Clay
- Limestone

Gyttja, Gyttja with Coal and Calcareous Gyttja with Coal are very crucial aquifers for the basin. Water content of the gyttja series are very high, On the contrary, permeability of Gyttja series is very low and water trapped locally in the pockets of gyttja behaves as a pressurized aquifer. The limestone acts as a confined aquifer and contains pressurized water.

3.1.2 Geotechnical Background

The geotechnical model of the mine area was revised after the two catastrophic mass movements occurred in February 2011. In 2007 five geotechnical boreholes were drilled and 57 undisturbed samples using Shelby tubes were taken. Undisturbed sample were sent to soil mechanics laboratory of the METU. In 2011, 362 undisturbed samples using Shelby tubes were taken at 7 different locations and they were tested by METU Soil Mechanics Lab. The geotechnical parameters derived from this test campaign are listed in Table 1.

Table 1. Principal Geotechnical Parameters

Material	Unit weight (kN/m ³)	Cohesion c (kPa)	Internal friction Angle ϕ (deg)
Loam	17.6	31	21
Blue clay	18.1	33	23
Black clay *	19.2	6	26
Gyttja	15.4	23	32
Gyttja Coal	13.1	27	34
Calcareous Gyttja Coal	15.0	24	32
Lignite	12.4	36	28
Clay (interbedded)*	15.9	9	12
Bottom clay	18.2	39	29
Landslide Material **	14.0	5	20

*The loam, black clay and clay (interbedded) are the possible sliding surface in the geological model. For these layers, the residual shear strength has been used.
 ** Up to now, no soil physical lab examinations have been carried out for the landslide material. Therefore, theoretical assumptions have to applied for the limit calculations stability.

3.2 Analysis of Radar Data

Shortly after the two mass movements of February 2011, a slope monitoring network was implemented to detect possible further slope movements.

The current mine monitoring system consists of two robotic total stations and one IBIS-M unit.

Total stations involve two reference locations and nine prisms.

Figure 5 shows the planimetric view of the pit with the locations of IBIS-M radar and total stations.



Figure 5. Planimetric view of Çollölar mine. IBIS-M wide coverage makes it possible to cover the entire area of interest from a permanent installation on the opposite side of the pit.

Robotic total stations, although one of the most diffuse monitoring tool for surface movements, present some limitations:

- Low accuracy of measurements (e.g. a tolerance of $\pm 2\text{cm}$ at 1.000m measurements distance)
- Measurements affected by weather conditions (snowy, foggy days effects the measurements precision.)
- Not possible to measure movements in real-time necessary for critical monitoring.

These limitations are overcome by slope monitoring radar, which ensures sub-millimetric accuracy, operability under all weather conditions and real-time active monitoring with customizable alarming capabilities.

The broad area coverage makes it possible to monitor the pit wall from a semi-permanent installation on the opposite side of the pit, at a working distance of about 2 km (Fig. 6).



Figure 6. IBIS-M installation at Çollölar.

During the monitoring period June 2011-January 2012 IBIS-M was able to pick up several moving areas highlighted in Figure 7.

From radar data it is possible to observe a general stability of the pit with a few areas of localized movement. The most active areas have been Area 3, Area 4 and Area 6.

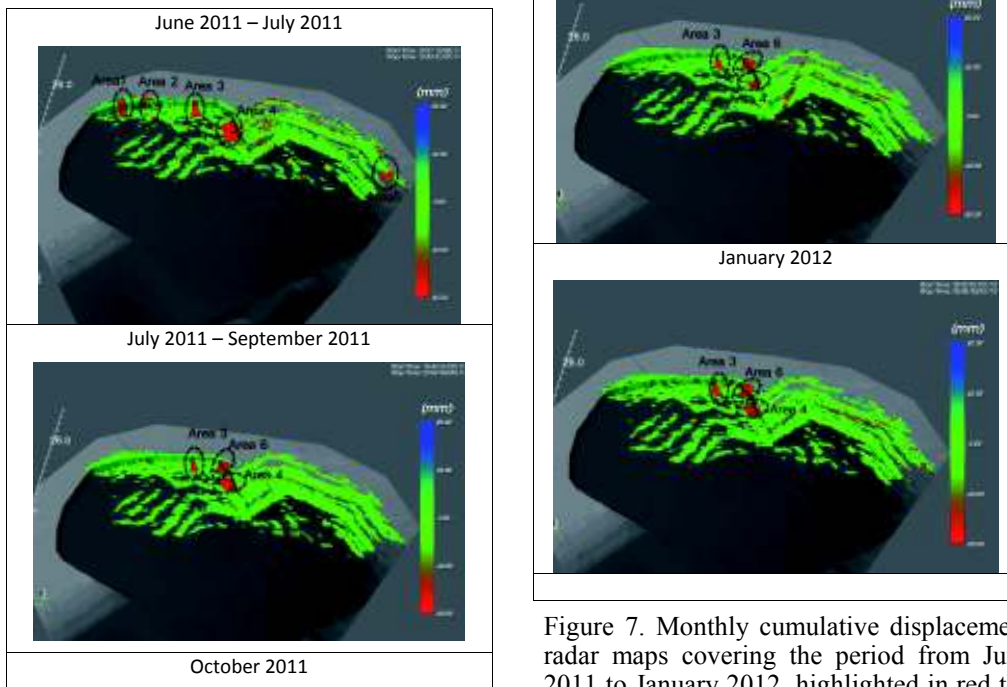


Figure 7. Monthly cumulative displacement radar maps covering the period from June 2011 to January 2012, highlighted in red the areas of movement.

Area 3 and Area 4 show a similar behavior (Fig. 8): after an acceleration characterized by an important movement during June-July, the movement tends to slow down until January 2012 when the total cumulative displacement is about 1m.

On the contrary, Area 6 only activates in September 2011 and rapidly moves with an accelerating trend until January 2012, with a total cumulative displacement that exceeds 2.4m.

These movements occurred as a consequence of the following factors:

- Bench height and steep bench angle consequence of the two landslides in February 2011 (bench height: 50m and bench angle close 90°).
- Presence of low-cohesion geological formations (such as gravel, loam)
- Bad weather conditions (rainy and snowy season)

Radar data show that during the monitored period only localized movements occurred and none of them led to large mass-movements as occurred in February 2011.

In October 2011 small movements were detected by IBIS-M in landslide area of February 2011, were some search and rescue operations were undergoing. The use of the radar allowed the local staff to manage the risk associated to the rescue operations. In fact, according to the radar data, the rescue operations were stopped, some small tension cracks were subsequently observed in the field and the operations started again once the radar data showed a deceleration of the movements in that area.

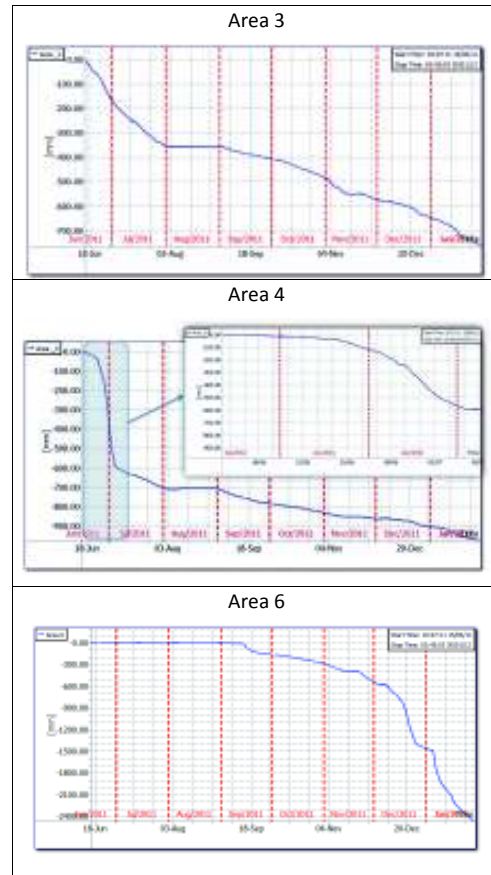


Figure 8. Displacement time series relative to Area 3, Area 4 and Area 6 over the period June 2011 – January 2012

4 FINAL REMARKS

Slope monitoring radar represents today a standard practice for real-time monitoring of slope displacements in open-pit mines. IBIS-M is based on the SAR technique that ensures the highest resolution and longest operating distance available today. By covering all the scales of slope potential instabilities, from bench scale in open-pit mines to overall slope instability, IBIS-M is the perfect tool for both active and background long-term monitoring.

Çollölar coal mine in Turkey has used IBIS-M as part of its pit monitoring system since 2011. IBIS-M has guaranteed 99% radar availability and was able to properly pick up several moving areas that showed different evolution during time. The full coverage allowed the geotechnical staff to accurately map the stability hazards and develop a production plan accordingly, thus maximizing production potential and increase safety standards.

REFERENCES

- Antonello, G., Casagli, N., Farina, P., Leva, D., Nico, G., Sieber, A.J., Tarchi, D. 2004. *Ground based SAR interferometry for monitoring mass movements*. Landslides 1, pp. 21-28.
- Bozzano, F., Mazzanti, P., Prestininzi, A. 2008. *A radar platform for continuous monitoring of a landslide interacting with a under-construction infrastructure*. Italian J. of Engineering Geology and Environment 2, pp. 35-50.
- Corsini, A., P. Farina, G. Antonello, M. Barbieri, N. Casagli, F. Coren, L. Guerri, F. Ronchetti, P. Sterzai, and D. Tarchi. 2006. *Space-borne and ground-based SAR interferometry as tools for landslide hazard management in civil protection*. International Journal of Remote Sensing, 27, pp. 2351-2369.
- Collolar Open Cast Mine Afşin-Elbistan Coal Basin, *Mine Plan for Restart of Coal Mining. (2012), MBEG*
- Harris, N., Noon D., Rowley, R. 2006. *Case Study of Slope Stability Radar used in Open Cut Mine*, in Proc. of Int. Symp. on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Eng., Cape Town, South Africa, 2006, pp. 335-342.
- Read, J., Stacey, P. 2009. *Guidelines for Open Pit Slope Design*. CSIRO Publishing, Collingwood.
- Rosen, P.A., Hensley, S., Joughin, I.R., Li F.K., Madsen, S.N., Rodriguez, E., R.M. Goldstein. 2000. *Synthetic Aperture Radar Interferometry*. Proc. of the I.E.E.E. 88, pp. 333-382.
- Ural, S., Y üksel, F., 2004. Geotechnical characterization of lignite-bearing horizons in the Afşin-Elbistan lignite basin, SE Turkey. Engineering Geology 75 (2), 129-146.
- Yörükoğlu, M. (1991) Afşin-Elbistan Mining Project and Mining Activities at AELI Establishment of TKİ. Madencilik dergisi. Sayı 3. Pp. 13-29.

A Genetic Algorithm for Pit Limit and Blending Optimization

M. Rahmanpour, M. Osanloo

Amirkabir University of Technology (Tehran Polytechnic), Tehran, Iran

ABSTRACT Pit limit is the set of those blocks that are profitable to be exploited by open pit mining methods. In traditional pit limit optimization techniques, one cannot take into account the requirements of blending. Some commodities such as iron ore, coal, limestone, and industrial minerals need to be blended to provide a product that suits consumer's requirements. In this paper a combination of genetic and pit design algorithms is used to determine the pit limit of an open pit mine considering the blending requirements. The approach uses a self-adaptive differential evolution algorithm (jDE) to select those blocks that meet the blend requirements, then modifies the block values, and determines the pit limits. The resulting pit is a set of those blocks that are profitable to be exploited and blended by open pit mining.

1 INTRODUCTION

Developing a 'Geological block model' is the first step in computerized mine planning. In order to construct the Geological block model of the deposit, the ore deposit or the orebody is divided into fixed size rectangular part which is called a 'block'. The size of blocks depends on the exploration drilling pattern, orebody geology and the size of mining equipment. After determining the block dimensions, geological characteristics of each block are assigned using inverse distance, geostatistical methods, conditional simulation or other available techniques. This set of blocks which is based upon level of geological knowledge and confidence, is called a 'Geological block model'. Then, using economic data (selling price, operating costs, recoveries, mining and processing costs), the economic value of each block or "Block Economic Value" (BEV) will be calculated. The block model containing the BEVs is called "Economic block model".

The aim of mine planning is to determine whether a given set of blocks should be

mined or not, if so, at which time it should be mined, and once it is mined, how it should then be processed, to maximize the net present value of the operation (Dagdelen, 2007).

Determining the final pit outline is the initial step of mine planning. It determines the set of blocks with the highest profit, which could be exploited by open pit mining. The solution to the final pit limits problem is usually used to justify the project economically and it is also a guide to the mine planner to locate the mine site facilities. There are many methods introduced by researchers to determine and optimize the ultimate pit limit (Newman et al. 2010).

Before applying any of the pit limit optimization techniques, BEVs should be calculated through this formula:

$$\text{BEV} = (\text{metal content}) \times \text{price} \times \text{recovery} - \text{processing costs} - \text{mining costs} \quad (1)$$

Equation 1 is true when it is applied to mineral such as gold, copper, and diamond. When it comes to mineral like iron ore, coal,

limestone and some other industrial minerals, this formula cannot be applied to evaluate the economic value of blocks. The reason is that, the aim of mining the latter group of minerals (i.e. iron ore, coal, limestone), is to achieve a predetermined quality, and the price obtained for blended ore is constant and it does not depend on the quality of each individual block. In fact, there are various blocks with different qualities and ore-types which must be blended to produce a marketable product with regard to consumer's targets. Ore-types are assigned on the basis of ore grade and contaminants. The solution to the problem of how to generate an optimal pit which contains an optimal mix of ores blocks is a combined operation of pit and blend optimizing. The aim of combined pit and blend optimizing is to produce a pit which yields different ore-types in such quantities that the sum of the profits of mining and blending operation is maximized.

Mol and Gillies (1984) take the advantages of grade-tonnage curve to determine a cut-off grade in iron ore deposits, in accordance with the blend requirements. The main drawback of the approach is that it does not optimize the pit design. This technique may also lead to abandoning of some low grade blocks with low impurities, which might be included in the blended product.

Srinivasan and Whittle (1996) developed a heuristic method to combine pit and blend optimization. Their method iteratively changes the price of each ore type until the quality of ore types mined is equal to the blending requirements.

Osanloo and Rahmanpour (2012) developed an approach based on a combination of Binary integer programming (BIP) and network flow. In this method, those blocks that meet the blending requirements are selected using BIP. Then applying maximum flow technique, the final pit limit of the mine considering blending options is determined. This approach iteratively uses BIP to select the ore blocks that meet the blending requirements, which is quite time consuming. Therefore, there is a

need for some fast algorithms in order to optimize the blending and pit design. This will enable the planner to compare any blending options to select the most suitable and profitable case.

Section 2, briefly reviews the available methods for open pit design. Section 3, provides a general mathematical model for blend optimization. In section 4, the combined approach introduced by Osanloo and Rahmanpour (2012) will be described. Then a self-adapting differential evolutionary algorithm is developed for blend optimization. The proposed algorithm is applied to determine the final pit limit for Gol-E-Gohar iron ore mine which is discussed in section 5. Section 6 gives the final remarks of the paper.

2 PIT OPTIMIZATION

The aim of pit optimizing is to design a pit in which (1) pit slope constraints are obeyed, and (2) total value (profit) of the pit is maximized. Pit value is the summation of those block-values that are included in the final pit. BEVs are normally calculated via equation 1. After the calculation of BEVs and developing an economic block model, the ultimate pit limit of the mine can be determined. Various techniques are available to determine the ultimate pit limit. When the ultimate pit limit is determined it means that the value of ore blocks (income) can pay the costs of removing the overlying waste block (costs). Inside the pit limit, mining operations is economic with the highest profit, and outside the pit limit, open pit mining is not likely to be profitable.

Optimum pit design methods are divided into Heuristic and Rigorous methods (Kim, 1979). Heuristics are short cuts to solve the ultimate pit limits problem and heuristics such as moving cone technique are not likely to determine the optimum solution of the ultimate pit limit problem. On the other hand, these methods are easy to implement but it should be noted that they lack the rigorous mathematical proof. Pana (1965) introduced the moving (floating) cone technique. This technique creates a cone for

every ore block and searches for any cone with positive value. Korobov (1974) attempted to improve the Pana's moving cone method (Kim, 1979).

Lerchs and Grossman (1965) used the concept of dynamic programming and they introduced their well-known two-dimensional algorithm in order to find an optimum pit limit (Lerchs and Grossman, 1965). Later, Johnson and Sharp (1971) used this idea in order to design a 3Dimensional pit. Koenigsberg (1982) used dynamic programming to find a 3Dimensional optimum pit limit. It was also Lerchs and Grossman (1965) who introduced the use of graph theory in optimum pit design (LG algorithm). They converted the block model of the mine into a graph and determine the ultimate pit limits by solving for the maximum closure of the graph. Zhao and Kim (1992) used this idea with some modifications and they claim that their method is simpler and faster than the LG algorithm. Tolwinski and Underwood (1998) used the concept of graph theory and mathematical programming and solve the dual form of the ultimate pit limit problem. The concept of linear programming in pit limit design problem was first used by Meyer (1969). He made so many hypotheses in his work which results in a non-optimal solution. Huttagosol and Cameron (1992) dealt with pit design as a transportation problem.

Pit parameterization is another method introduced by Matheron (1976). In this method instead of directly searching for the pit limit, a parameterization function is determined. Denby and Schofield (1994) combine the pit limit determination and production planning using genetic algorithm.

Network flow and maximum flow algorithms are other methods for solving the ultimate pit limits. Johnson (1969), Picard (1976), Giannini (1991), Yegulalp et al (1992) and Hochbaum and Chen (2000) used the algorithms of maximum flow to determine the pit limit. Hochbaum and Chen (2002) have extended the recent improvements in network flow algorithms into the LG algorithm (Muir, 2004).

Newman et al. (2010) provided a thorough review of pit design algorithms.

The traditional open pit optimization algorithms are affected by the uncertainty in key input parameters, leading to suboptimal solutions and deviations from production plans. Whittle and Bozorgebrahimi (2004) developed the concept of hybrid pits to determine the ultimate pit limit in the presence of grade uncertainty. In this approach, conditional simulation and LG algorithm are combined, and using set theory, it leads to the creation of pit outlines with quantifiable degree of risk. The hybrid pits can be used as design guides to avoid the higher uncertainty in early stages of a mine development. Meagher et al. (2009) combined conditional simulation and maximum flow theory to determine the ultimate pit limit and push back design in the presence of grade and price uncertainty. Osanloo et al. (2009) take the advantage of real option to determine the ultimate pit design, in the presence of price uncertainty.

The algorithms, developed in the presence of uncertainty are beyond the scope of this paper. In all the algorithms developed to determine the ultimate pit limit, it is assumed that, BEVs are calculated correctly. It should be noted that, the BEVs of the blocks blended to be marketable are the same. However, pit optimization techniques do not deal with the blending issues.

3 BLEND OPTIMIZATION

Different objective functions can be defined and used for blend optimization, such as, (1) the total tonnage of blended ore is maximized, while satisfying grade constraints, and (2) the cost of producing a unit of blended product is minimized by determining the ratios in which ore-types should be used, given a unit cost for each ore-type, and satisfying grade constraints of final product.

The mathematical model to maximize the total tonnage of single blended product is presented in equations 2-5. In this model it is assumed that there is just one final blended

product that must be produced from the mine.

$$\text{Maximize } T = \sum_{b \in B} X_b x_b \quad (2)$$

Subject to:

$$\sum_{b \in B} (-g_b + G_{\min}) x_b \leq 0 \quad (3)$$

$$\sum_{b \in B} (im_b^i - im_{\max}^i) x_b \leq 0, \quad i = 1, \dots, n_{im} \quad (4)$$

$$x_b \in \{0, 1\}, \forall b \in B \quad (5)$$

In this model, T is the total tonnage of final blended material to be maximized, b is the block identifier, and B is the set of potential ore blocks in the block model. X_b is the tonnage of material in block b , and x_b is the decision variable. If x_b is equal to 1, then block b is included in the blended product, and if x_b is equal to 0, then block b is not included in the blended product and it will be treated as a waste block. g_b and G_{\min} are the grade of material in block b , and minimum allowable grade of final blended product respectively. n_{im} , im_b^i , and im_{\max}^i are the number of impurities in the ore deposit, grade of impurity i in block b , and maximum allowable amount of impurity i , in the final blended product respectively.

The aim of the model is to maximize the total tonnage of the blended product (Equation 2). Equation 3 guaranties that the grade of the final product is greater than the minimum required. Equations 4, is used to make sure that the amount of impurities (contaminants) in the final product is lower than the maximum allowed. Equation 5, make sure that the decision variables are binary.

The model presented in equations 2-5, selects a sub set of potential ore blocks that meets the blending requirements, and it does not consider the final outline of the mine (pit limit). The set of the selected potential ore blocks is the input of the pit optimization algorithms. The values of the potential ore blocks are assigned to be equal to the value of the final product, and those ore blocks that are not selected for blending are treated as waste blocks. Then it is possible to determine BEVs and the ultimate pit limit. In the next

section the approach to combine pit and blend optimization is presented.

4 PIT AND BLEND OPTIMIZATION

There are a number of pit design algorithms which is discussed in section 2. These algorithms require that the BEV of each block to be determined prior to applying the algorithms. In order to determine the BEV of the blocks, one needs to first select the set of blocks that can be blended. Then the BEV of these blocks is set to be equal to the value of final product. After this, one could apply any available methods to determine the ultimate pit limit (UPL). Figure 1 presents the procedure of determining the ultimate pit and blend limit according to Osanloo and Rahmanpour (2012).



Figure 1. The procedure of determining the ultimate pit-blend limit

According to figure 1 the steps of determining the ultimate pit-blend limit is as follow.

Step 1) The potential ore blocks are selected from the block model based on characteristics such as rock type and ore grade. The set of these blocks are named S .

Step 2) Set S is fed into the blend optimizing model to identify and select those block which satisfy the blending requirements. The set of those blocks that meet the blending requirements are called

BS. The mathematical model of blend optimization is given in equations 2-5 and a self-adapting differential evolution algorithm will be introduced to solve the blend optimization model.

Step 3) The BEV of those blocks included in set BS are assigned to be equal to the value of the final product. Those block that are not a member of BS are waste blocks and their BEVs can also be calculated.

Step 4) A UPL optimizing algorithms will be applied to determine the set of blocks that are economically profitable to be exploited by open pit mining. The sub set of BS which is inside the UPL is named PS.

Step 5) In this step it should be checked that if the blocks in set PS, satisfies the blending requirement. Then, the UPL determined in step 4 is the optimum pit limit that satisfies both blending requirements and pit design constraints. If not, those blocks that are not profitable to be exploited by open pit mining are removed from set S, and the procedure repeats from step 2.

Applying the procedure presented here one could achieve a pit limit that meets both blending requirements (the consumer's requirements) and pit design constraints (including pit slope, and precedence of blocks).

4.1 Self-Adapting Differential Evolution Algorithm

In step 2 of the procedure introduced for pit-blend optimization, a genetic algorithm namely Self-adapting differential evolution is applied to solve the blending optimization problem (Equation 2-5). Differential evolution (DE) introduced by Storn and Price (1997), is a simple yet powerful evolutionary algorithm (EA) for global optimization. The DE algorithms are becoming more popular and are used in many practical cases, mainly because it has demonstrated good convergence properties and it is easy to understand. EAs are a broad class of stochastic optimization algorithms inspired by biology and have many advantages over other types of numerical methods. They only require information about the objective

function itself. Other accessory properties such as differentiability or continuity are not necessary. As such, they are more flexible in dealing with a wide spectrum of problems (Back et al. 1997).

When using an EA, it is also necessary to specify how candidate solutions will be changed to generate new solutions. Starting with a number of guessed solutions, the multipoint algorithm updates one or more candidate solutions in the hope of steering the population toward the optimum (Deb, 2005). DE creates new candidate solutions by combining the parent individual and several other individuals of the same population. A candidate replaces the parent only if it has better fitness (objective value).

DE has three parameters: amplification factor of the difference vector (F), crossover control parameter (CR), and population size (NP). The values of these parameters greatly affect the quality of the solution obtained and the efficiency of the search. Choosing suitable values for these parameters is, frequently, a problem dependent task and requires previous experience of the user (Brest et al. 2006). In self-adaptive DE algorithm, the parameters to be adapted are encoded into the chromosome and they also undergo the actions of genetic operators. The better values of these parameters lead to better chromosomes which, in turn, are more likely to survive and produce offspring and propagate better values of the parameters as well.

Brest et al. (2006) developed a self-adaptive DE algorithm based on the self-adaptation of two parameters F and CR, into the individuals, associated with the evolutionary process.

In this algorithm called jDE (Qin et al. 2009), D is the set of optimization parameters and it is called an individual and is represented by a D -dimensional vector. A population consists of NP parameter vectors $x_{i,G}, i = 1, \dots, NP$ and G denotes one generation and there is one population for each generation. NP is the number of members in a population, and it is not changed during the optimization process.

According to Storn and Price (1997, 2002), there are three operations in DE including mutation, crossover, and selection. The general idea behind DE is a scheme for generating trial parameter vectors. Mutation and crossover are used to generate new vectors (trial vectors), and then selection determines which of the vectors will survive into the next generation.

A. Mutation

Mutation operation mutates a chromosome into a new one by inverting randomly selected genes of the chromosomes. For each target vector $x_{i,G}$, a mutant vector v is generated according to equation 6.

$$v_{i,G+1} = x_{r1,G+1} + F(x_{r2,G+1} - x_{r3,G+1}) \quad (6)$$

$\{r1 \neq r2 \neq r3 \neq i\} \in [1, NP]$

In which the indexes $r1, r2, r3$ are chosen randomly. Note that these indexes are different from each other and from the running index i , therefore the number of the population must be at least four ($NP \geq 4$). F is a real number that controls the amplification of the difference vector $(x_{r2,G+1} - x_{r3,G+1})$.

B. Crossover

Crossover operation crosses two or more chromosomes to create new chromosomes for the population. The target vector is mixed with the mutated vector, using the following scheme, to yield the trial vector

$$u_{i,G+1} = (u_{i1,G+1}, u_{i2,G+1}, \dots, u_{iD,G+1}) \quad (7)$$

where

$$u_{i,G+1} = \begin{cases} v_{ji,G+1} & \text{if } r(j) \leq CR \text{ or } j = m(i) \\ v_{ji,G} & \text{if } r(j) > CR \text{ or } j \neq m(i) \end{cases}, j = 1, \dots, D$$

$r(j) \in [0,1]$ is the j^{th} evaluation of a uniform random generator number. CR is the crossover constant, which has to be determined by the user. $m(j) \in (1, \dots, D)$ is a randomly chosen index which ensures that $u_{i,G+1}$ gets at least one element from $v_{i,G+1}$.

Otherwise, no new parent vector would be produced and the population would not alter.

C. Selection

Selection operation selects the best chromosome from the population for the next generation. In jDE a greedy selection scheme is used as well. In dealing with a minimization problem, the selection rule is as follow

$$x_{i,G+1} = \begin{cases} u_{i,G+1} & \text{if } f(u_{i,G+1}) < f(x_{i,G}) \\ x_{i,G} & \text{otherwise} \end{cases}$$

for $i = 1, \dots, D$. $f(\)$ is the objective or fitness function. If, and only if, the trial vector $u_{i,G+1}$ yields a better cost function value (minimum value in a minimization problem) than $x_{i,G}$, then $x_{i,G+1}$ is set to $u_{i,G+1}$; otherwise, the old value $x_{i,G}$ is retained.

In jDE, the control parameters that will be adjusted by means of evolution are F and CR . Both of them are applied at the individual level. In means, the better values of these control parameters lead to better individuals, which, in turn, devise next generations with better parameter values. In each generation, new control parameters $F_{i,G+1}$ and $CR_{i,G+1}$ are calculated as

$$F_{i,G+1} = \begin{cases} F_i + rand_1 * F_u, & \text{if } rand_2 < \tau_1 \\ F_{i,G}, & \text{otherwise} \end{cases} \quad (8)$$

$$CR_{i,G+1} = \begin{cases} rand_3, & \text{if } rand_4 < \tau_2 \\ CR_{i,G}, & \text{otherwise} \end{cases}$$

and they produce factors F and CR in a new parent vector. $rand_j, j \in \{1, 2, 3, 4\}$, are uniform random values. τ_1 and τ_2 represent probabilities to adjust factors F and CR , respectively. According to Brest et al. (2006), if $\tau_1 = \tau_2 = 0.1$, $F_i = 0.1$ and $f_u = 0.9$ then the new F takes a value form $[0.1, 1.0]$ in a random manner. The new CR takes a value from $[0, 1]$. $F_{i,G+1}$ and $CR_{i,G+1}$ are calculated before the mutation process. Therefore, these new factors influence the mutation, crossover, and selection operations in

producing the new vector $x_{i,G+1}$ for the next generation.

The main advantage of jDE algorithm is that, the user does not need to guess the good values for F and CR at the beginning of the algorithm. These parameters are implicitly adapted inside the algorithm.

In this paper, jDE algorithm is used to optimize the blending of ore blocks in open pit mining.

4.2 Fitness Function of Blend Optimization

The mathematical model of the blending optimization is given in equations 2-5. In order to solve the blending optimization problem using a genetic algorithm, the concepts introduced by Olivetti (2003) and Huy et al. (2004), is practiced here, to define the fitness function.

D is the set of optimization parameters (set of decision variables) which is called an individual and in the case of blending optimization, D is equal to the number of ore block. In genetic algorithms, fitness function gives a score for each individual (chromosome) which defines the probability of that individual to be chosen for the next generation.

Considering equation 2-5 and assuming that there is only one impurity in the ore blocks, the fitness function will be calculated as follow

$$fvalue(POP_i) = \mu_T T - \mu_g C_g - \mu_{im} C_{im} \quad (9)$$

In which

$$T = \sum_{b \in B} X_b x_b$$

$$C_g = Max \left(0, \sum_{b \in B} (-g_b + G_{min}) x_b \right)$$

$$C_{im} = Max \left(0, \sum_{b \in B} (g_b - im_{max}) x_b \right)$$

μ_T , μ_g , and μ_{im} are the degree of importance (or weight) of T, C_g , and C_{im} in the fitness function respectively. POP_i , $i = 1, \dots, NP$ is a candidate solution of the problem.

Doing this, the constraints of the model in equations 3 and 4 will be imported to the objective function. Using the fitness function described in equation 9, the score of each individual can be calculated in the jDE algorithm.

5 APPLICATION IN GOL-E-GOHAR IRON ORE MINE

Gol-e-Gohar iron ore mine number 2 is selected to check the applicability of the pit-blend algorithm to determine the pit limits of this mine. Gol-e-Gohar iron ore mine number 2 is located in south-east of Iran (figure 2). The block model of the deposit is constructed using 42 drill holes. Small block dimension are decided to be 10*10*15 meters. The number of block on each axis of the large block is 210*140*20 blocks. Each block contains information about its sulfur, phosphor and Fe content. The shape of the deposit is depicted in figure 3. The blocks are divided into two main ore types, one which is low in sulfur and the other which is high in sulfur content. The block model contains 8259 blocks of both ore types. The block model designed for this mine has got up to 588'000 blocks.



Figure 2. Location of Gol-e-Gohar iron ore mines

Prior to applying the pit-blend optimizing procedure, bounding technique was applied to discard the unnecessary blocks of the block model. The bounded block model

contains 94'311 blocks. In this section the following assumptions are made:

- a) The mine is not processing the ore blocks in the plant
- b) The mine is producing blended ore to the market
- c) There is no limit on the demand for the product
- d) The mine should produce a blended product with a quality of minimum 65% of Fe, and 0.15% of P and 0.2% of S in maximum.

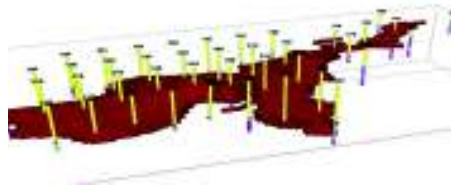


Figure 3. Ore body model of Gol-e-Gohar iron ore mine number 2

The grade-tonnage curves and curves for cut-off iron versus average iron, sulfur, and phosphor is generated for the deposit (Figure 4).

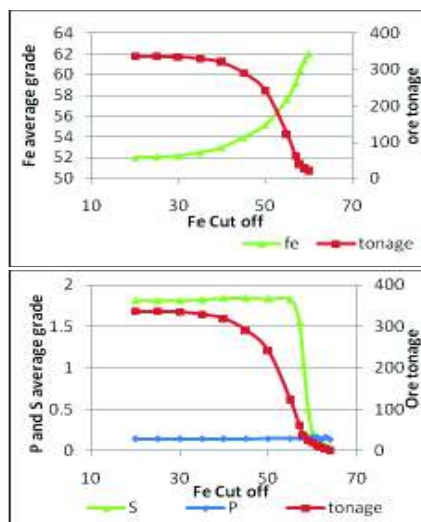


Figure 4. Grade tonnage curves of the deposit

According to the grade-tonnage curves, all of the ore blocks satisfy the constraint of P

content. Therefore, the constraint on P content is relaxed for all the blended products. This graph is used to determine the cut-off grade of iron in accordance with the blend requirements. Based on this graph and the traditional way of selecting ore blocks, a cutoff grade of 61% of Fe content satisfies final product requirements. Based on the determined cutoff grade, 346 blocks were selected as ore blocks. After recognizing of ore blocks, the block economic value of these blocks were assigned to be equal to the value of final product and the economic value of other block were assigned as waste blocks. The economic block model is then fed into a pit limit optimizer. In this paper, maximum flow algorithm was used to optimize the ultimate pit limit (as in Osanloo et al. 2010). Using the technique, the optimized pit limit contains 6383 block which 336 of them are ore blocks.

The aim of this work is to design an optimized pit-blend limit. To do so, the procedure described in figure 1 is applied to the block model of Gol-e-Gohar iron ore deposit. The mathematical model (equations 2-5) is solved by jDE algorithm, to optimize the selection of blocks that meets the blending requirements.

Solving the blend optimization model, 2015 blocks are selected as optimal ore block to be fed into the pit optimizer. The selected blocks satisfy the requirements of blended product. Then the economic block model is constructed and fed into a pit limit optimizer. Using maximum flow algorithm, the optimal pit of the mine is determined. On the final iteration of the procedure, the optimized pit limit contains 26083 blocks which 1995 blocks of them are ore blocks. The ultimate pit limit of the optimized pit-blend limit and the pit determined by traditional method (Mol and Gillies, 1984) is shown in figure 5 and 6

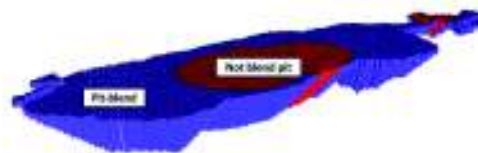


Figure 5. Perspective of ultimate pit limit

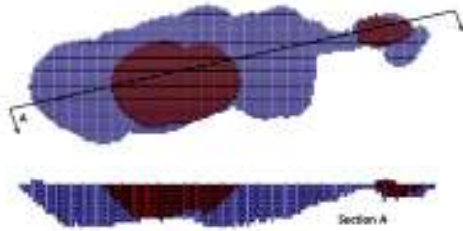


Figure 6. Ultimate pit limit based on grade-tonnage curve (not blend pit) and optimized pit-blend

6 DISCUSSIONS AND CONCLUSIONS

Pit limit is a set of those blocks that are profitable to be exploited by open pit mining methods. There are a number of pit design algorithms which require that the economic value of each block to be determined prior to applying the algorithms. In traditional pit limit optimization techniques, one cannot take into account the requirements of blending. Some commodities such as iron ore, coal, limestone, and industrial minerals that are direct shipped need to be blended to provide a product that suits consumer's requirements. In order to determine the economic value of these blocks, one needs to first select the set of blocks that can be blended. After this, one could apply any available method to determine the ultimate pit limit (UPL). In this paper a combined approach is used to determine the pit limit of an open pit mine considering the requirements of blending. In this approach, using a self-adaptive differential evolution algorithm, called jDE, first those ore blocks that meet the blended product requirements are selected, and then the ultimate pit limit is determined using maximum flow theory. The resulting pit is a combination of those blocks that are profitable to be exploited by open pit mining and are capable of being shipped directly. This method is helpful in conducting a better production plan with regard to satisfy the consumer's requirements.

The proposed blending model is an integer programming model and it is solved using

jDE algorithm. The jDE is a fast algorithm for solving large optimization problems. In determining the pit-blend limit for the mine, the time of extracting the block is not considered. It is an obligation for the mine to produce a final product with a stable quality. So, using the pit-blend optimizer for long term planning may not be useful, but, determination of an optimized pit-blend limit is very helpful in medium term and short term mine planning.

REFERENCES

- Akbari, A. D., Osanloo, M., & Akbarpour, S. M., 2009. Reserve estimation of an open pit mine under price uncertainty by real option approach, *Mining Science and Technology*, China University of Mining and Technology, 19(6), pp.709-717.
- Back, T., Fogel, D. B., & Michalewicz, Z., (Eds.), 1997. *Handbook of Evolutionary Computation*. New York, Inst. Phys. and Oxford Univ. Press, 1130 pages.
- Brest, J., Greiner, S., Mernik, M., & Zumer, V., 2006. Self-adapting control parameters in differential evolution: A comparative study on numerical benchmark problems, *IEEE transactions on evolutionary computation*, Vol. 10, No. 6, pp. 646-657.
- Bongarcon, D.F., & Marechal, A., 1976. A new method for open pit design: Parameterization of the final pit contour, *In Proceedings 14th Int. APCOM*, pp.573-583.
- Dagdelen, K., 2007. Open Pit optimization - strategies for improving economics of mining projects through mine planning, in *Proc. of Orebody modeling and stochastic mine planning*, Spectrum Series Vol. 14, pp.145-148.
- Deb, K., 2005. A population-based algorithm-generator for real-parameter optimization, *Soft Computing- AFusion of Foundations, Methodologies and Applications*, Vol. 9, No. 4, pp.236-253.
- Denby, B., & Schofield, D., 1994. Open pit design and scheduling by use of genetic algorithm, *Transactions of the Ins. of Mining and Metallurgy*, vol. 103, pp.A21- A26.
- Giannini, L. M., Caccetta, L., Kelsey, P., & Carras, S., 1991. PITOPTIM: A new high speed network flow technique for optimum pit design facilitating rapid sensitivity analysis, *AusIMM Proc.*, No. 2, pp.57-62.
- Hochbaum, D. S., & Chen, A., 2000. Performance analysis and best implementation of old and new algorithms for the open pit mining problem, *Operation Research*, 48(6), pp.894-914.

- Huttagosol, P., & Cameron, R., 1992. A computer design of ultimate pit limit by using transportation algorithm, *Proc. 23th Int. APCOM*, pp.443-460.
- Huy, P. N. A., San, C. T. B., & Triantaphyllou, E., 2004. *Solving integer programming problems using a genetic algorithm approach*, *Proceedings of ICEIC*, Ha Noi, Viet Nam, 5 pages.
- Johnson, T. B., 1968. *Optimum open pit mine production scheduling*, PhD thesis, Operations research department, Uni. of California, Berkeley, C.A.
- Johnson, T. B., & Sharp, W. R., 1971. A 3-D dynamic programming method for optimal ultimate open pit design, *U.S. Bureau of Mines*, Report of investigation 7553.
- Kim, Y. C., 1979. Open pit limits analysis: technical overview, *Computer methods for the 80's in the mineral industry*, A. Weiss (ed.), AIME, New York, pp.297-303.
- Koenigsberg, E., 1982. The optimum contours of an open pit mine: an application of dynamic programming, *Proc. 17th Int. APCOM*, pp. 274-287.
- Lerchs, H., & Grossmann, I., 1965. Optimum design of open-pit mines, *Canadian Mining and Metallurgical Bulletin*, 58, pp. 17-24.
- Meagher, C., Sabour, S. A. A., & Dimitrakopoulos, R., 2009. Pushback design of open pit mines under geological and market uncertainties, *Proc. of Orebody Modelling and Strategic Mine Planning*, Spectrum Series, pp.16 - 18.
- Meyer, M., 1969. Applying linear programming to the design of ultimate pit limits, *Management Science*, vol. 16, pp.B121- B135.
- Mol, O., & Gillies, S., 1984. Cutoff grade determination of mines producing direct shipping iron ore, *Proc. of Australasian Institute of Mining and Metallurgy*, No. 289, November/December 1984, pp.283-287.
- Muir, D. C. W., 2004. Pseudoflow, new life for Lerchs-Grossmann pit optimisation, *Proc. of Orebody Modelling and Strategic Mine Planning*, pp.113-120.
- Newman, A. M., Rubio, E., & Caro, R., Weintraub, A., & Eurek, K., 2010. A review of operations research in mine planning, *Interfaces*, 40(3), pp.222-245.
- Olivetti, F. F., 2003. Solving integer programming problems using genetic algorithms, website <http://ai-repot.com/Articles/48/Programming.html>
- Osanloo, M., Rahmanpour, M., & Sadri, A. 2010. Ultimate pit limit of iron ore mines using maximum flow algorithms, *Proc. MPES 2010*, FREMANTLE: AusIMM, pp.81-87.
- Rahmanpour, M., & Osanloo, M., 2012. Pit limit determination considering blending requirements. *Proc. of 21st International Symposium on Mine Planning & Equipment Selection (MPES)*, New Delhi, India, pp.564-572.
- Picard, J. C., 1976. Maximal closure of a graph and application to combinatorial problems, *Management Science*, 22, pp.1268-1272.
- Qin, A. K., Huang, V. L., & Suganthan, P. N., 2009. Differential evolution algorithm with strategy adaption for global numerical optimization, *IEEE transactions on evolutionary computation*, Vol. 13, No. 6, pp. 398-417.
- Srinivasan, S., & Whittle, D., 1996. Combined pit and blend optimization, *SME Annual Meeting*, Phoenix, Arizona, March 11-14, Preprint 96-69, 5 pages.
- Storn, R., & Price, K., 1997. Differential evolution- A simple and efficient heuristic for global optimization over continuous spaces, *J. Global Optimiz.*, vol. 11, pp.341-359.
- Underwood, R., & Tolwinski, B., 1998. A mathematical programming viewpoint for solving the ultimate pit problem, *European J. of Operational Research*, 107, pp.96-107.
- Whittle, D., & Bozorgebrahimi, A., 2004. Hybrid Pits - linking conditional simulation and Lerchs-Grossmann through set theory, *Proc. of Orebody Modelling and Strategic Mine Planning*, Spectrum Series Vol. 14, pp.323-328.
- Yegulalp, T. M., & Arias, A. J., 1992. A fast algorithm to solve the ultimate pit limit problem, *Proc. 23th Int. APCOM*, pp.391-397.
- Zhao, Y., & Kim, Y. C., 1992. A new optimum pit limit design algorithm, *Proc. 23th Int. APCOM*, pp.423-434.

Selecting the Suitable Haulage System Using HPVS Method, Considering Sustainable Development Concepts

M. Jamshidi, M. Osanloo

Department of Mining and Metallurgy, Amirkabir University of Technology (Tehran Polytechnic), Tehran, Iran

ABSTRACT Transportation costs have always been a significant part of large open pit mining capital and operating costs. It counts about 40 up to 60 percent of the total operating cost in open pit mining. The main goal of design a haulage system is an implementation of a plan that meets the required production requirements, operates at competitive cost, and complies with environmental regulations. Selecting the suitable haulage system can be considered as a MADM problem because the effective parameter are various, with different importance. In this study, the HPVS method that uses a DEA model to produce weights associated with each ranking place was applied to select the suitable haulage system considering sustainable development (SD) concept. This approach was tested in Sarcheshmeh copper mine of Iran. The result of this model shows that the combination of truck-shovel and in-pit crusher is as the most appropriate haulage system in Sarcheshmeh copper mine.

1 INTRODUCTION

One of the main proportions of operating cost of open pit mining is related to haulage capital and operating costs. Currently, truck with 360-ton capacity is running in some open pit and some researcher give indication to the employment of 420-ton capacity truck (Jacek, Zaplicki, 2009). The capital cost of truck with capacity around 300 ton reach above 2.5 million US \$. Therefore, equipment selection is one of the most important aspects of open pit mine planning and design.

The purpose of equipment selection is to select optimum size and number of equipment with minimum cost (Osanloo, 2007).

The selection of equipment for mining applications is not a well-defined process, because it involves the interaction of several subjective factors or criteria, decision on mine equipment selection in different mines

are often complicated and may even embody contradictions.

Different types of models have been developed to selecting the suitable mining equipment. Expert system as decision aid in surface mine equipment selection was applied by Bandopadhyay, et al. (Bandopadhyay et al 1987) and Denby, Schofield (Denby, Schofield 1990). Hrebar (Hrebar 1990), Sevim and Sharma used net present value analysis for selection of a dragline and surface transportation system (Sevim, Sharma 1991). Cebesoy used linear break-even model (Cebesoy 1997). Models for equipment selection and evaluation described by Celebi were aimed at selection of the equipment fleet based on minimizing the unit stripping cost and maximizing production (Celebi 1998). Hall et al. illustrated how reliability analysis can provide mine management with quantitative information of value for decision making about surface mining equipment (Hall et al.

2003). Analytical hierarchy process has proposed for application to selection of equipment by some researchers (Samanta et al. 2002; Bascetin 2004). Bascetin et al used fuzzy logic for selection mining method and surface transportation system. Equipment Selection (EQS) is computer software that used fuzzy logic for equipment selection in surface mines and proposed by bascetinn et al (Bascetin et al. 2006). Application of AHP-TOPSIS method for loading-haulage equipment selection in open pit mines was used by Aghajani, Osanloo (Aghajani, Osanloo 2007). Aghajani et al used fuzzy-TOPSIS method to selecting loading-haulage equipment in open pit mines (Aghajani et al, 2008). In order to selecting the overburden removal equipment, Aghajani et al applied the modified VIKOR method (Aghajani et al, 2009). Aghajani et al also proposed a linear programming model to open pit mine equipment selection (Aghajani et al, 2010).

In decision making problems, researchers have faced two difficulties in recent years: (i) calculation of relative weight for each criterion, (ii) uncertainty in judgment for decision makers (Nourali et al, 2012).

The process of solving haulage system selection problem by decision making models can be divided into two stages:

Stage 1: Determining relative weight associated with each criterion.

Stage 2: Selecting the most suitable haulage system with respect to all criteria.

In this paper to calculate the weights of criteria, the Preference Voting System (PVS) was applied. The main difference between this PVS with those that proposed in previous research, is in procedure of determining relative weight associated with each ranking place. This PVS uses a Data Envelopment Analysis (DEA) model to determine the weights associated with ranking places, which maximizes the lower bound of relative score of each candidate. This approach decreases the subjectivity in determining weights of ranking places and the results are more reliable (Nourali et al, 2012)

2 SUSTAINABLE DEVELOPMENT (SD) AND MINING INDUSTRY

For over 20 years, the words ‘sustainable’ and ‘sustainability’ have been in the lexicon of governments and policy makers throughout the world. It is generally agreed that sustainable development was first defined in 1987 by the Bruntland Commission as “a system of development that meets the basic needs of all people without compromising the ability of future generations to meet their own life-sustaining needs” (United Nations, 1987).

Whereas mining is nonrenewable process, the concept of sustainable development may seem to be an oxymoron, but different authors have argued about this and believe that mining operations can be moved in the direction of sustainable development movement.

The authors also offer a definition of sustainability in the context of mining, indicating that

“Mining is sustainable when it is conducted in a manner that balances economic, environmental and social considerations, often referred to as the triple bottom-line and that “sustainable mining practices are those that promote this balance” (Laurence, 2011).

Osanloo (2012) is expressed that future mining is going to be and must be a Green Mining as a pre-consideration practice of sustainable mining. The principles of a sustainable mining practice are Economy, Efficiency, Safety, Environment, and Community. So mining engineers should be aware of these principles and consider their role in mine planning and design. One could summarize the principles of green mining into three main principles as given in Figure 1 (Osanloo, 2012).

Hilson and Murck provide useful guidelines for mining companies seeking to operate more sustainable.

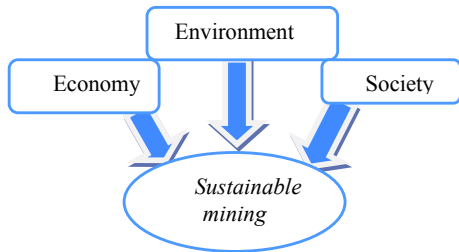


Figure 1- Principles of sustainable mining (Osanloo, 2012)

They listed six recommendations that if followed, “would help any mine improve the sustainability of its industrial practices”:

1) Improved planning, 2) improved environmental management, 3) cleaner technology implementation, 4) increased stakeholder involvement, 5) formation of partnerships, and 6) improved training.

According to mentioned viewpoints, one aspect of mining activity is the sustainable development and should be considered in mine design to keep balance among economy, environment and society.

3 MINE HAULAGE SYSTEMS

All mines require efficient equipment to move material in a cost and time effective manner. As shown in figure 2, the haulage cost is very significant in mining operation. Prior to World War II, rail haulage was the principal type of transportation in large pits. Now, in most surface mines, the bulk of the mined material is transported from the mine to the crusher by trucks (Hoppe, 1977).

Figure 3 shows a block flow diagram of truck and shovel operation.

Over the past decades mining equipment have steadily increased in size and complexity. For instance, the 400-tonne trucks of today are about 10 times the size of the 35-tonne trucks of the 1950s. For every 10 years during this period, there has been a 50% increase in truck payload (Koehler, 2003).

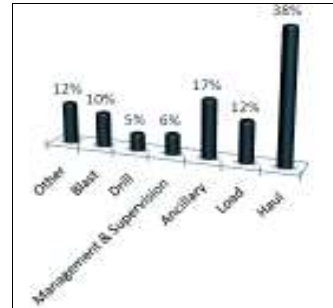


Figure 2- Typical open pit mining costs by activity (Gregory, 2003)

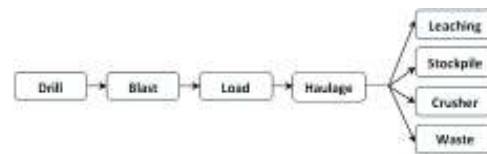


Figure 3- Block flow diagram of truck and shovel operation

In hard rock mines, truck and shovel operation is still the most prevalent mining method.

Since the 1940s, continuous mining and haulage with bucket wheel excavators and conveyors has been the predominant method for high capacity coal or lignite production and overburden removal in open pit soft-rock mining.

The bucket wheel excavator is favorable connected to a belt conveyor system with or without a mobile transfer conveyor intermediately installed or a cross pit spreader transferring the material to the waste dump or the raw material stockpile.

In 1956, the first in-pit crusher (IPC) was installed in a limestone quarry in Hover, West Germany. The crusher enabled the quarry operator to take advantage of continuous belt conveyor haulage and eliminated a problem of high-cost road construction and maintenance in wet soft ground, with resultant cost savings.

In-pit crusher systems have mobility capabilities that range from fully mobile units in continuous use to permanently fixed units. Figure 4 show the material flow in open pit mine based on in-pit crusher type.

Different types of in-pit crushers based on mobility are as follow (Hartman, 1992):

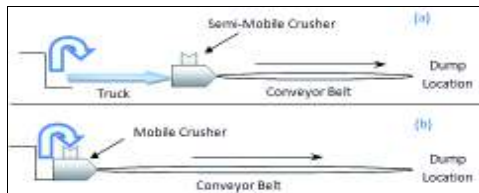


Figure 4- Material flow in semi-mobile (a) and mobile (b) crushers (Oraee et al, 2009)

A- Mobile crusher

This type of crusher works at the mine face, is directly fed by an excavator, and moves in unison with the excavator on its own transport mechanism as mining progresses

B- Semi-mobile Crusher

This unit works close to the mine face but is moved less frequently than a mobile crusher. The transport mechanism may be a permanent part of the crusher frame.

C- Movable Crusher

A movable crusher is centrally located in a mine near the same level as the mines working face. It is relocated every 1 to 2 years, as required, to maintain the relationship between distance and elevation from the face.

D- Portable Crusher

This term is used in Europe for crushers with temporary support foundations. The crusher plant is moved in sections. In the United States, this term refers to units that can be moved on a highway with a minimum amount of dismantling.

E- Modular Crusher

In a modular crusher, the crusher station can be disassembled into modules and reassembled in a new location in about 30 days. Such moves normally would not be made more than every three to five years.

F- Semi-fixed Crusher

A semi-fixed crusher is mounted on a steel platform, which reduces the need for a concrete foundation. Any planned relocation would not be for less than 10 years.

3.1 Truck-Shovel Advantage and Disadvantage

The truck is most widely transportation system used in mining. The ease of use and flexibility of this system, are important reasons of using that system. Truck consume 60 percent of its energy to move itself compared to conveyor belt that use 20 percent of its energy to move itself and 80 percent of energy to move material. It consume large amount of fuel at low speed as 10 km/h and 50 percent of times of mining operation move empty.

The advantages of combination of shovel-truck system are as below:

- The truck and shovel system is very flexible to adapt to new position
- The truck fleet can be kept small at the begin of the mining and can be increase with the dipper the pit develops
- Increase of production can be easily made by adding additional shovel and trucks
- Selective mining is possible
- Operative in all type of rocks

Disadvantages of truck and shovel can be expressed as follows:

- Discontinues material flow
- Large fleet required
- Extensive road preparation needed
- Dependence on fuel cost
- Limited transportation distance (less than 2 miles)
- Limited road grade (less than 13%)

4 THE EFFECTIVE PARAMETERS IN HAULAGE SYSTEM SELECTION

The selection of the type, size and operating mode of a haulage unit can be a complex task governed by a number of factors that may be variable and defined depending on the mining condition.

There are different effective parameters to selecting mining equipment such as size,

shape and depth of deposit, mine production schedule, geology, material characteristics, blasting performance, climate, environment, capital cost, operating cost, maintenance, support, power costs versus fuel costs, reliability, useful life, haul distance, operator requirement, life of mine, hardness and abrasiveness of material.

The mentioned above parameters are used by different researcher to selecting the proper mining haulage system, but by considering the sustainable development concept, it seems that there are some other factors such as greenhouse gas emission, accident probability, ground vibration, dust production, land degradation, Number of employment and reclamation requirement, that can be considered in equipment selection.

By taking into account the fact that, the mining production had an increasing trend through the years and average grade of produced ore was decreasing in the same years. This means that, high-grade ores are consumed and in order to produce a known amount of metal from a low-grade ore, one has to exploit a large volume of materials. So, so-called easy mineral deposits have been mined therefore, one could conclude that, the mine size must be enlarged, and here comes the time for Giant Mining (Osanloo, 2012), the size of mining equipment will grow to achieve required production rate and it means more fuel consumption, labour requirement, road construction and as a result, more environmental impact in mining activity. Therefore, it is important to have a long-term vision in equipment selection. Paying attention to SD concept, the effective parameters in mining equipment selection can be divided in to four groups, technical, economic, social and environmental. The technical criteria are essential factors in engineering works and in order to considering SD concept the parameters that are related to environmental, social and economic added to decision making criteria. The criteria for each group are as below:

Technical; production, geology, deposit depth, haul distance, mine life, equipment

installation time. **Environmental;** climate, greenhouse gas emission, dust production, land degradation, reclamation requirement. **Social;** ground vibration, accident probability, No. of employment. **Economic;** operating and capital cost, power costs, fuel cost, labour cost, maintenance cost, reliability.

5 PREFERENCE VOTING SYSTEM

In preference voting systems (PVS), each voter selects m candidates from among n candidates ($n \geq m$) and ranks them from the most to the least preferred. Each candidate may receive some votes in different ranking places. The total score of each candidate is the weighted sum of the votes he/she receives in different places (Wang et al., 2007) that is defined as follow:

$$z_i = \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j \quad i = 1, \dots, n. \quad (1)$$

Let w_j be the importance weight of j^{th} ranking place ($j = 1 \dots m$) and v_{ij} be the vote of candidate i being ranked in the j^{th} place. The structure of PVS is shown in Table 1.

In this structure, the winner is the one with the highest total score. Therefore, the key issue of the preference aggregation in a PVS is how to determine the weights associated with different ranking places (i.e. (w_j)).

Broda-Kendall (BK) method (Cook & Kress, 1990) is a well-known approach to identify the weights.

This approach assigns weights $m, m-1, m-2, \dots, 1$ to m ranking places, from the highest ranking place to the lowest respectively. These weights are produced in a simple way, but their production process is quite subjective. To reduce subjectivity in generating weights, Cook and Kress (1990) proposed the application of Data Envelopment Analysis (DEA) in this problem, which considered candidates as Decision Making Units (DMUs). Their proposed model calculates weights for each candidate that maximizes its total score.

Thereafter, the model is solved once for each candidate and the total score is computed.

Table 1- Structure of preference voting system

Candidates	Ranking Places					Total Scores
	P_1	...	P_j	...	P_m	
	Weights of ranking places					
	w_1	...	w_j	...	w_m	
Vote of each candidate in each ranking place						
$Candidate_1$	v_{11}	...	v_{1j}	...	v_{1m}	$z_1 = \sum_{j=1}^m v_{1j} w_j$
⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮
$Candidate_i$	v_{i1}	...	v_{ij}	...	v_{im}	$z_i = \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j$
⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮	⋮
$Candidate_n$	v_{n1}	...	v_{nj}	...	v_{nm}	$z_n = \sum_{j=1}^m v_{nj} w_j$

The candidate with the highest total score is considered as DEA efficient. This model is shown below:

$$\text{Maximize } z_i = \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j \quad (2)$$

$$\text{Subject to } \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j \leq 1 \quad i = 1, \dots, n$$

$$w_j - w_{j+1} \geq d(j, \varepsilon) \quad j = 1, \dots, m-1$$

$$w_m \geq d(m, \varepsilon)$$

Where $d(\cdot, \varepsilon)$ is referred to as a discrimination intensity function. This model led to reduction of subjectivity, however often more than one DEA efficient is derived from calculations. Therefore, Cook and Kress (1990) suggested maximizing the gap between the weights so that only one candidate is considered to be DEA efficient. Green et al. (1996) utilized cross-efficiency evaluation in DEA to select only one winner candidate. Noguchi et al. (2002) used the same technique, but they suggested a strong ordering constraint for weights, which is shown below:

$$\text{Maximize } z_i = \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j \quad (3)$$

$$\text{Subject to } \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j \leq 1 \quad i = 1, \dots, n$$

$$w_1 \geq 2w_2 \geq \dots \geq mw_m$$

$$w_m \geq \varepsilon = \frac{2}{Nm(m+1)}$$

Where N is the number of voters.

Wang et al. (2007) proposed three models to produce the weights, without the need to predetermine any parameters such as ε . These models are given as follows:

$$\text{Maximize } \alpha \quad (4)$$

$$\text{Subject to } z_i = \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j \geq \alpha \quad i = 1, \dots, n$$

$$w_1 \geq 2w_2 \geq \dots \geq mw_m \geq 0$$

$$\sum_{j=1}^m w_j = 1$$

Model (4) determines weights for all candidates using a linear DEA model, which maximizes the common lower bound of total scores (i.e. α). In addition, the sum of weights is equal to 1.

$$\text{Maximize } \alpha \quad (5)$$

$$\text{Subject to } \alpha \leq z_i = \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j \leq 1 \quad i = 1, \dots, n$$

$$w_1 \geq 2w_2 \geq \dots \geq mw_m \geq 0$$

Model (5) determines weights in a same way, but the common upper bound of total scores are equal to 1. In addition, there is no constraint for sum of weights.

$$\text{Maximize } z_i = \sum_{j=1}^m v_{ij} w_j \quad (6)$$

$$\text{Subject to } w_1 \geq 2w_2 \geq \dots \geq mw_m \geq 0$$

$$\sum_{j=1}^m w_j^2 = 1$$

Model (6) specifies weights for each candidate using a nonlinear DEA model that maximizes the total score of it. This model should be solved for each candidate and candidate obtaining the highest total score could be considered as the winner.

In this study, model (4) is used to determine the weights associated with different ranking places due to its less computational effort.

6 THE HIERARCHICAL PREFERENCE VOTING SYSTEM

Proper haulage system can be considered a hierarchical structure, then it can be called hierarchical preference voting system (HPVS) (Figure 5). The figure includes objective of the problem in the upper level, m criteria in the intermediate level and n decision alternatives in the lower level.

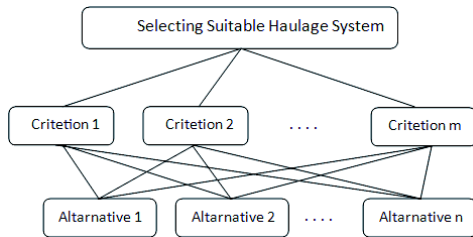


Figure 5- Hierarchical structure of problem

7 RANKING CRITERIA AND CALCULATING THEIR RELATIVE WEIGHTS

The preference voting system was used to calculate relative weight of each criterion. Applying group decision making in methods that mentioned in literature, requires much computational effort, while PVS needs less calculations. The structure of PVS for criteria is shown in Table 2.

To characterize the relative importance of each criterion, a set of importance levels were defined as ranking places: $\{IL_1, \dots, IL_k, \dots, IL_p\}$, where $IL_1, \dots, IL_k, \dots, IL_p$ represent the importance from the most to the least and p is the number of importance levels. The decision makers were asked, from different domains to assess criteria in p importance levels. v_{jk} s are the numbers of the decision makers who assess criterion j (C_j) in importance level IL_k ($k = 1, \dots, p$).

Let w_k be the weights associated with importance levels IL_k ($k = 1, \dots, p$). Using model (4) we calculated weights for each importance level. The total score of each criterion could be obtained by following equation:

$$TC_j = \sum_{k=1}^p v_{jk} w_k \quad (7)$$

Table 2- Structure of preference voting system for criteria

Criteria	Importance Levels					Total Scores	Weights
	IL_1	...	IL_k	...	IL_p		
	w_1	...	w_k	...	w_p		
	Vote of each criterion in each ranking place						
C_1	v_{11}	...	v_{1k}	...	v_{1p}	$TC_1 = \sum_{k=1}^p v_{1k} w_k$	W_1
...
C_j	v_{j1}	...	v_{jk}	...	v_{jp}	$TC_j = \sum_{k=1}^p v_{jk} w_k$	W_j
...
C_m	v_{m1}	...	v_{mk}	...	v_{mp}	$TC_m = \sum_{k=1}^p v_{mk} w_k$	W_m

Where TC_j is the total score obtained by criterion j . Using these scores, it is possible to rank the criteria. After normalizing these scores, the weights associated with each criterion (W_j) could be calculated.

8 CASE STUDY

In this study, the selection of proper haulage system of Sarcheshmeh copper mine in Iran was done by PVS method.

Sarcheshmeh is a large open pit copper mine in the Kerman Province of Iran, the Sarcheshmeh Copper Complex is located 65 km southwest of Kerman and 50 km south of Rafsanjan. Production units of Sarcheshmeh Copper Complex involves the mine itself, concentrator, smelter, refinery, foundries and leaching.

The deposit is known as a typical porphyry copper deposit with respect to alteration types, mineralization style, ore grade and size, tectonic setting, and igneous rock features (Waterman & Hamilton, 1975).

In the development plan of Sarcheshmeh copper mine, the mine depth will reaches to 837.5 meter at 2062.5 level. Average haulage distance will reach to 4.5 km, by increasing the depth of the mine.

To select the suitable haulage system for Sarcheshmeh copper mine, among the possible methods, three methods were identified as the most appropriate methods. These methods are truck & shovel, combination of truck-shovel & in-pit crusher and shovel & mobile in-pit crusher.

Surveying the related research in this field and take into account SD concept, 21 criteria were considered effective parameter and are listed in table 3.

Table 3 consists of the first part of a questionnaire that some experts were asked to rank the importance level of each criterion.

Table 3- Preference voting for criteria related to their importance levels and weights obtained at the first stage of HPVS

Criteria	Weights of importance levels				Total score for each criterion	Normalized weight for each criterion
	0.545	0.273	0.182	0		
	Importance levels					
	Very Important	Important	Not very Important	Not Important		
	Vote of each criterion in each importance					
Production	4	1	0	0	2.453	0.080291971
Geology	2	2	1	0	1.818	0.059507054
Deposit Depth	3	2	0	0	2.181	0.071388825
Haul Distance	3	2	0	0	2.181	0.071388825
Mine Life	1	1	3	0	1.364	0.044646656
Installation Time	0	3	2	0	1.183	0.038722137
Capital Cost	2	3	0	0	1.909	0.06248568
Power Costs	1	2	2	0	1.455	0.047625282
Fuel Cost	0	3	2	0	1.183	0.038722137
Labour Cost	1	3	1	0	1.546	0.050603908
Maintenance Cost	1	3	1	0	1.546	0.050603908
Reliability	0	2	3	0	1.092	0.035743511
Ground Vibration	0	0	4	1	0.728	0.023829007
Accident Probability	1	0	4	0	1.273	0.041668031
No. of employment	0	0	5	0	0.91	0.029786259
Climate	0	1	3	1	0.819	0.026807633
Greenhouse Gas	1	2	1	1	1.273	0.041668031
Dust Production	0	3	1	1	1.001	0.032764885
Land Degradation	0	3	1	1	1.001	0.032764885
Reclamation Requirement	1	1	2	1	1.182	0.038689405
Flexibility	4	1	0	0	2.453	0.080291971

It is clear that the votes in the last importance level (i.e. Not Important) should not influence the total score of each criterion.

Therefore, the weight of this importance level is equal to zero and model (4) based on three importance levels was applied.

The next step in this method is to calculate the score and normalized weight of each criterion according to previous section.

In the last step, a preference voting among decision makers was conducted about the priorities of alternatives over each other with respect to each criterion. In addition, model

(4) was applied to produce weights of ranking places. An example of this procedure for capital cost criterion can be found in Table 4.

Table 4- Preference voting for alternatives with respect to "capital cost" criterion at the second stage of HPVS

Alternatives	Weight of Criterion				Score
	0.062				
	Weights of Ranking Places				
	0.545	0.273	0.182	0	
Vote of each alternative in each					

	ranking place				
	4	0	1	4	
Truck & Shovel	4	0	1	4	0.1
T & S + IPC&C	1	2	2	1	0.0
S + Mobile IPC&C	0	2	3	0	0.0

In addition, scores of each alternative with respect to each criterion are shown in Table 5. Finally, ultimate scores of alternatives were calculated and ranked them according

to their scores (Table 6). According to the result, the combination of truck-shovel & in-pit crusher was selected as the most suitable haulage system from the perspective of all decision makers. The score of each system are as below:

Truck & Shovel: 1.685 (3rd Rank)
 Truck & Shovel + IPC&C: 2.048 (1st Rank)
 Shovel & IPC&C: 1.826 (2nd Rank).

Table 5- Scores of alternatives with respect to criteria

Significance level Criteria	Truck & Shovel	Truck & Shovel + IPC&C	Shovel + Mobile IPC&C
Production	0.1969	0.1751167	0.145970
Geology	0.1027	0.1297848	0.124369
Deposit Depth	0.1038	0.1556990	0.129784
Haul Distance	0.0779	0.1556990	0.175116
Mine Life	0.0528	0.0933115	0.089248
Installation Time	0.0914	0.0598644	0.042284
Capital Cost	0.1305	0.1135989	0.068234
Power Costs	0.0649	0.0865827	0.086582
Fuel Cost	0.0492	0.0528557	0.080929
Labor Cost	0.1012	0.1518117	0.151811
Maintenance Cost	0.0690	0.0919979	0.091997
Reliability	0.0844	0.0779565	0.048754
Ground Vibration	0.0238	0.0519710	0.049802
Accident Probability	0.0568	0.0682105	0.064418
No. of Employment	0.0406	0.0460495	0.046049
Climate	0.0365	0.0584674	0.056027
Greenhouse Gas	0.0530	0.0682105	0.087086
Dust Production	0.0417	0.0536361	0.050654
Land Degradation	0.0357	0.0536361	0.068478
Reclamation	0.0527	0.0843815	0.094905
Flexibility	0.2187	0.2187956	0.073065

Table 6- Scores of alternatives and ranking

Alternatives	Ultimate Score	Ranking
Truck & Shovel	1.685320284	3
Truck & Shovel + IPCC*	2.047637982	1
Shovel + Mobile IPCC	1.825574646	2

9 CONCLUSION

The sustainable development term has been entered to the lexicon of industrial policy makers to provide proper life condition for the next generation. It means that the current

generation should be concerned about the life condition of posterity. By increasing the human population, the mineral consumption will be more than now and the mine will go dipper, so to achieve the required raw material more mining activity and larger mines are unavoidable. In this study, in order

to select the proper haulage system in Sarcheshmeh copper mine of Iran, some other factors apart from technical and economic factors, by taking into account the SD concept were considered and the selection was done by using hierarchical preference voting system (HPVS) method. This PVS uses a DEA model to produce weights associated with each ranking place. One of the main advantage of PVS method, is to remove the uncertainty in comparisons, in addition, regarding to application of a mathematical model, outcomes are more reliable.

The result of this study shows that, the combination of truck-shovel and in-pit crusher with score 2.048 has higher priority compared to other alternatives such as truck-shovel and shovel and mobile in-pit crusher as a proper haulage system for Sarcheshmeh copper mine.

REFERENCES

- Aghajani A., Osanloo M., 2007 – Application of AHP-TOPSIS Method for Loading-Haulage Equipment Selection in Open pit Mines. XXVII International Mining Convention, Mexico
- Aghajani A., Osanloo M., Soltanmohammadi H., 2008 – Loading-haulage equipment selection in open pit mines based on fuzzy-TOPSIS method. In Proc. 17th International conference on mine planning and equipment selection, China, p 87-102
- Aghajani A., Osanloo M., Karimi B., 2009 – Overburden removal equipment selection through MADM methods: application of modified VIKOR method. In Proc. 18th International conference on mine planning and equipment selection, Canada, p 134-141
- Aghajani A., Osanloo M., Karimi B., 2010 – A Non-Linear Programming Model for Open Pit Mine Equipment Selection. In Proc. 19th International conference on mine planning and equipment selection, Australia, p 303-316
- Bandopadhyay S., Venkatasubramanian P., 1987 – Expert systems as decision aid in surface mine equipment selection. International Journal of Mining, Reclamation and Environment Vol. 1, p 159–165.
- Bascetin A., 2004 – An application of the analytic hierarchy process in equipment selection at Orhaneliopen pit coal mine. Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metal. A), Vol. 113, p 192-199
- Blanchard B.S., Fabrycky W.J., 1981 – Systems engineering and analysis. 2nd edition (Englewood Cliffs, N.J: Prentice-Hall, Inc), p 491–524.
- Bascetin A., Oztas A., Kanli A., 2006 – EQS: computer software using fuzzy logic for equipment selection in mining engineering. The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy Vol. 106, p 63–70.
- Cebesoy T., 1997 – Surface mining equipment cost analysis with a developed linear break even model. International Journal of Mining, Reclamation and Environment Vol. 11, p 53–58
- Celebi N., 1998 – An equipment selection and cost analysis system for open pit coal mines. International Journal of Mining, Reclamation and Environment Vol. 12, p 181–187
- Cook W.D., Kress M., 1990 – A data envelopment model for aggregation preference ranking. Manag. Sci. 36, p 1302-1310.
- Denby B., Schofield D., 1990 – Application of expert systems in equipment selection for surface design. International Journal of Mining, Reclamation and Environment Vol. 4, p 165–171
- Green R.H., Doyle J.R., Cook W.D., 1996 – Preference voting and project ranking using DEA and cross-evaluation. Eur. J. Oper. Res. Vol. 90, p 461-472.
- Gregory, B S, 2003 – Excavator selection, in Proceedings 12th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, p 395-404
- Hall R., Daneshmand K., 2003 – Reliability Modelling of Surface Mining Equipment: Data Gathering and Analysis Methodologies. International Journal of Mining, Reclamation and Environment Vol. 17, p 139–155
- Hartman H.L., 1992 – SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition., p 1343-1351
- Hilson G., Murck B., 2000 – Sustainable development in the mining industry: clarifying the corporate perspective. Resources Policy Vol. 26, p 227-238
- Hoppe R. W., 1977 – Open-pit mining in Arizona. Engineering and Mining Journal. Vol. 178, No. 6. p 95-106
- Hrebar M.J., 1990 – Preliminary dragline selection for surface coal mining operation. In Proc. 2nd International conference on mine planning and equipment selection, Canada, p 133–43.
- Jacek M., Zaplicki C., 2009., Shovel-Truck systems, CRC press, UK., p 2-6
- Koehler F., 2003. In-Pit Crushing System the Future Mining Option., in Proceedings 12th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, p 371-376
- Laurence D., 2011 – Establishing a sustainable mining operation: an overview., Journal of Cleaner Production, Vol. 19., p 278-284

- Noguchi H., Ogawa M., Ishii H., 2002 – The appropriate total ranking method using DEA for multiple categorized purposes. *J. Comput. Appl. Math.* Vol.146, p 155-166.
- Nourali H., Nourali S., Ataei M., Imanpour N., 2012 – A Hierarchical Preference Voting System for Mining Method Selection Problem., *Journal of Archive of Mining Science*, Vol. 57, No. 4, p 925–938
- Orace K., Tahami M.k., Sam A., 2009 – Choosing the best system: truck or conveyor belt in Gohar Zamin iron ore mine., *Iranian Journal of Mining Engineering.*, Vol. 3., p 27-38
- Osanloo M., 2007 – Surface Mining Methods, p 453-638 (in Persian)
- Osanloo M., 2012 – Future Challenges in Mining Division, Are we Ready for these Challenges? Do We Have Solid Educational Program?, 23rd Annual General Meeting of the Society of Mining Professors., Poland., p 29-39
- Samanta B., Sarkar B., Mukherjee S., 2002 – Selection of open cast mining equipment by a multi-criteria decision-making process. *Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metall. A)*, Vol. 111.A136–A142.
- Sevim H., Sharma G., 1991 – Comparative economic analysis of transportation systems in surface coal mines. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment* Vol. 5, p 17–23.
- United Nations, 1987 – Report of the World Commission on Environment and Development: Our Common Future. Available at: <http://www.un-documents.net>
- Wang Y.M., Chin K.S., Yang J.B., 2007 – Three new models for preference voting and aggregation. *J. Oper. Res. Soc.* Vol. 58, p 1389-1393.
- Waterman G.C., Hamilton R.L., 1975 – The Sarcheshmeh Porphyry Copper Deposit. *Economic Geology.*, p 568–576.

An Approach to Determine the Location of an In Pit Crusher in Open Pit Mines

M. Rahmanpour, M. Osanloo, N. Adibee

Amirkabir University of Technology (Tehran Polytechnic), Tehran, Iran

ABSTRACT Transportation costs have always been a significant part of capital and operating costs of large open pit mines. In pit crushing and conveying system is going to be a significant part of future mining activities. Its cost efficiency and high reliability compared to conventional truck-shovel system makes it more appealing to be utilized in mining industry. In this paper suitable location of an in pit crusher is investigated, and it is formulated as a single hub location problem. In selecting the optimum in pit crusher location, two factors are considered. First, the overall haulage cost as a function of distance is minimized, and second, the selected location is chosen such that it is not located inside the mining area, and crusher site is fixed through a period of at least one year. Application of single hub problem is quite effective in determining the location of the in pit crusher.

1 INTRODUCTION

Open pit mining is a large operation of excavation, within which considerable amount of material should be extracted and removed out of the mining train. An open pit mine is consisted of pit or pits (where the ore and waste rock is extracted), mill, waste dumps, and stockpile. The material inside the pit is excavated and loaded to the haulage system and according to material type; they transferred to the predefined location.

In recent years, application of in pit crushing and conveying systems is of interest in open pit mines. Apart from choosing a suitable type of crushing and conveying system for the mines, the location of the system should also be optimized to reduce the mine operating costs. A suitable location for an in pit crusher should have the following conditions:

- a. In pit crushing unit should be in an optimum distance from each working face.
- b. It would be better if the location of the crusher be fixed at least for a period of

one year. This will reduce the number of times that the crushing unit is moved. So, the overall cost of crusher reinstallation will be reduced.

The problem of selecting an optimal location for in pit crushing system is studied by a number of authors including Roberstson (1984), Sturgul (1986), and Konak et. al (2007). Optimization of a crusher location and haulage distances are first introduced by Roberstson (1984). Konak et. al (2007) discussed the effects of pit geometry and mine access requirements on optimum crusher location selection that are mainly based on the establishment of minimum haulage distance. They established a trial and error process and applied their method in an aggregate mine.

In the present paper the problem of allocating in pit crushers is described as a hub-location problem. Before proceeding to the problem of locating the in pit crusher, different types of haulage systems in surface mines is investigated.

2 HAULAGE SYSTEMS IN OPEN PIT MINES

The material inside the pit is excavated and loaded to the haulage system and according to type of the material (ore or waste) they transferred to the predefined location (mill or waste dumps respectively). The main haulage systems in open pit mines are (1) Trucks, (2) Conveyor, (3) Rail, and (4) Rope way.

As it is shown in Figure 1, based on mine condition, haulage distance and mining rate, each of these transportation systems could be applied to the mine (Osanloo, 2010).

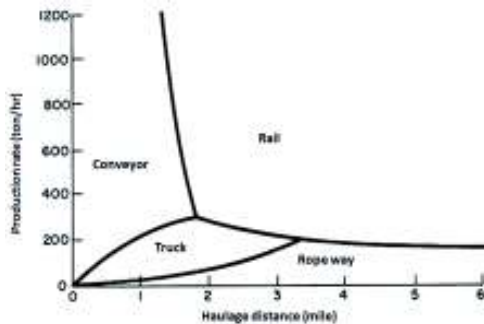


Figure 1. Selection of haulage system in open pit mines (Osanloo, 2010)

The most important factor in selection of mine equipment is unit operation. The unit operation or operating system in open pit mines can be one of the following alternatives (Guderley, 1983):

- Conventional operation: in which a shovel-truck system is used and the primary crushing unit is near the mineral processing plant.
- Semi mobile operation: this allows for using a primary crushing unit inside the pit together with a shovel-truck system, and the material is transported by conveyor to the processing plant.
- Full mobile operation: a combination of shovel and mobile crusher is implemented and the material is transported by conveyor to the material preparation plant.

Each of the above unit operations has its own cost structure, but it should be said that

transportation costs is a major part of each operating mine. Transportation costs have always been a significant part of capital and operating costs of large open pit mines. In figures 2 and 3, typical open pit mine capital and operating cost distributions for a large deep mine using a conventional shovel-truck are shown. According to these figures, haulage costs are almost above 45% of operating costs in the life of a mine and it is about 40-50% of capital costs (Tutton and Streck, 2009). In open pit metal and nonmetal mines, the cost of transporting materials out of the pit constitutes roughly 60% of the operating cost of mining (Hartman, 1992).

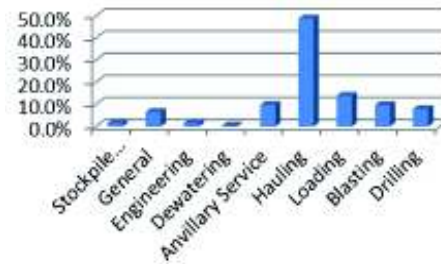


Figure 2. Capital cost distribution in large open pit mines (Tutton and Streck, 2009)

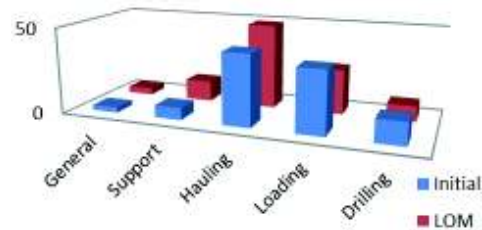


Figure 3. Typical operating cost distribution in large open pit mines (Tutton and Streck, 2009)

The major cost factors in a shovel-truck system are fuel, equipment and spare parts costs, tires and labor costs (Tutton and Streck, 2009). Li and Knights (2009) used the concept of real option in dump truck dispatching and short term planning. According to their method, during high fuel price periods, it is better to transport waste

material to the nearby dumps and vice versa. This strategy may not be applicable in long term planning. The fluctuations in fuel and equipment price, labor shortages and the increasing need of moving large volume of material in mining operations, emphasize the need and importance of in-pit crushing and conveying systems in large open pit mines as a long term option (Atchison and Morrison, 2011). An in-pit crushing and conveying system must satisfy two competing criteria in order to be the most appropriate selection for an operation in deep open pit mines: (1) be physically able to excavate and deliver material to some form of out-of-pit system at the required capacity, and (2) be acceptably cost-effective during both the capital and operating phases of the operation.

On the other hand, trucks are well suited to short hauls (less than 3 miles according to figure 1) and selective mining and dumping. As the mines deepen, the haulage distance increases so the required time of haulage will increase. The number of loads by truck will decrease as a result the cycle time will increase. To overcome this problem, sometimes the capacity of haulage system may be increased. Here one can name a few disadvantages of pure truck- shovel system:

- A. increase of mine depth will increase the haulage distance,
- B. increase of haulage distance requires an increase in the number of trucks,
- C. the initial capital cost of truck is getting higher and higher due to improvements on its break, tire, and capacity. Trucks with 360 tons of payload cost more than 3 million US\$.
- D. as the number of trucks increases, traffic in the mine, will be an important problem that requires efficient management,
- E. cost of maintenance, repair and operation will become higher,
- F. number of mine labor force will increase, and requires more supervision,
- G. more trucks is required in pure Truck-Shovel system,
- H. a truck consume 60% of its energy to move itself, and

- I. a truck moves empty in 50% of its working hours per shift.

The other option is to use conveyor system incorporating with an in pit crusher to continue a cost effective operation in which a combination of shovel, truck, in pit crusher and conveyor is used. This alternative has the advantages of both the other two methods (pure truck-shovel and full mobile operation systems). As indicated earlier in semi mobile operation system the material is transported using a conveyor.

Open pit mines with longer transportation distance requires more numbers of trucks. A deeper, larger pit normally requires more capital for additional trucks relative to extending a conveyor system (Hartman, 1992). The longer the life of the project, the more economical the conveyor system, especially in deep pits or pits that gradually increase in depth. Thus, taking into account the necessity of purchasing additional trucks to accommodate increasingly difficult haulage routes and to replace trucks as they wear out, conveyor systems will actually require lower capital costs over the life of a mine. Conveyor systems handling ore in numerous large crushing and port facilities have clearly demonstrated a useful conveyor life of more than 25 years. In contrast, off-highway trucks have life spans of six to eight years (Hartman, 1992). Studies show that, semi mobile and full mobile operation can save costs up to 40% and this is considerable comparing the amount of material transported in open pit mining (Guderley, 1983). In case of availability, the availability of conveyors is 95% and for the mobile crusher/conveyor system is more than 85% which is far better than truck operations (Guderley, 1983).

When one decides to apply a semi mobile operation in a mine, the main problem that arises is the decision on location of an in pit crushing unit. In this paper the problem of locating an in pit crusher in open pit mines is described as a hub-locating problem.

3 HUB-LOCATION PROBLEM

One of the new topics in location problems is the hub location problem. The first paper on hub location problem was published by Toh and Higgins (1985) and it was on the application of hub location problem in airlines and airports. A comprehensive survey on hub location models and problems can be found in Alumur and Kara 2008.

Suppose that there are N nodes and if each node can be either an origin or a destination, then there are $N(N-1)$ origin-destination pairs of nodes in the network. Notice that the pair $i-j$ is different from the $j-i$ pair. Figure 4 shows a network with six nodes (Daskin, 1995). Assume that in this network each vehicle could service five origin-destination pairs every day, and then with six vehicles, six nodes could be serviced every day.

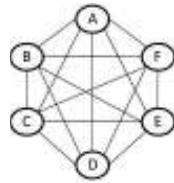


Figure 4. A fully connected network (6 nodes and 30 origin-destination pairs)

If one of these nodes is set as a *hub* node and then connect it to all of the other nodes (which are called *spoke*), then there will be $2(N-1)$ connections to service all the spokes via a hub node (Hekmatfar and Pishvaei, 2009). This network is presented in figure 5 and node A is supposed to be the hub node.

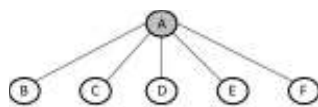


Figure 5. A hub and spoke network (6 nodes with 6 origin-destination pairs)

Again, if each vehicle could service five origin-destination pairs every day, then in this network, with six vehicles, 16 spokes could be serviced every day. Thus, with a fixed transportation capacity, it is possible to service more spokes within a hub network than within a fully connected network. In

hub networks, instead of servicing each spoke directly, hub facilities concentrate flows in order to take advantage of economies of scale. Flows from a spoke are transported to the hub, and are combined with flows that have different origins but the same destination. This fact will reduce the total cost of transportation.

In multi hub networks, the hub nodes are completely connected to one another and each spoke is connected to at least one hub such as the network shown in Figure 6 (Hekmatfar and Pishvaei, 2009).

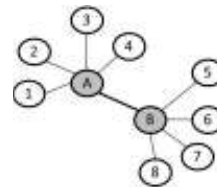


Figure 6. Example of a 2-hub network

In multi hub networks the assumption is that, the hubs are connected through low cost and high capacity pathways which causes a discount on the transportation costs between a given hub pair (Naeem, 2009).

The advantage of using hubs is the gain of economic profits by establishing more qualitative paths between the hubs. It should be noted that, increasing transportation capacity could decrease transportation costs. On the other hand, increase of transportation capacity is not possible on every path, because traffic of the path will become an important issue in this case. Introducing hub nodes can effectively solve this problem. It means that not only transportation capacity increases, but also there is a low traffic problem as compared to the situation where there is not a hub node. Alumur et. al (2012) studied the hub location problem in the presence of uncertainty about the set-up costs for the hubs and the demands to be transported between the spokes.

4 MATHEMATICAL MODEL OF HUB-LOCATION PROBLEM

The hub-location problem involves locating facilities and hub (or hubs) in a

network and allocating spokes to the hub (or hubs). In a hub network, a hub serves every origin-destination pairs with a direct link, and provides service via smaller set of links between the spokes and the hubs. So the objective in a hub location problem is to minimize total cost of transportation (as a function of distance) between hubs, facilities and destination nodes (demands).

There are multiple (Fig.6) and single (Fig. 5) versions of hub location problems. In single hub location problems, each destination or demand point must be allocated to be linked to one hub. All flows to and from each demand point travel via the same hub node. In multiple hub-location problems, each demand point could be allocated to be linked to more than one hub. Location of an in pit crusher can be modeled as a single hub location problem. The general form of a single hub problem is as follow

$$\text{Min} \sum_i \sum_j \sum_k f_{ik} (C_{ij} + C_{jk}) y_{ij} y_{kj} \quad (1)$$

Subject to :

$$\sum_j H_j = 1 \quad (2)$$

$$y_{ij} - H_j \leq 0, \forall i, j \quad (3)$$

$$H_j = 0 \text{ or } 1, \forall j \quad (4)$$

$$y_{ij} = 0 \text{ or } 1, \forall i, j \quad (5)$$

In this model f_{ik} is the demand or flow between node i and k , C_{ij} is the unit cost of flow between nodes i and j . if H_j is equal to 1, it means to locate a hub at node j . y_{ij} shows that node i is connected to hub located at node j . Equation 1 is the objective function and it minimizes the total cost associated with the transport through the hub. Equation 2 ensures that only one node to be allocated as the hub node. Equation 3 ensures that node i cannot be connected to hub at node j unless we locate the hub at node j . Constraints in 4 and 5 are integrity constraints of the model.

The linear form of the objective function in equation 1 can be rewritten as equation 6. This linear form of the problem can now be solved easily. The installing cost of the hub can also be added to the model in order to

take account the effect of these cost on overall costs, then the objective function can be rewritten as equation 7.

$$\begin{aligned} \sum_i \sum_j \sum_k f_{ik} (C_{ij} + C_{jk}) y_{ij} y_{jk} = \\ \sum_i \sum_j C_{ij} y_{ij} \left(\sum_k f_{ik} \right) + \sum_j \sum_i C_{ji} y_{ji} \left(\sum_k f_{ki} \right) \quad (6) \\ = \sum_i \sum_j C_{ij} y_{ij} (out_i + in_i) \end{aligned}$$

Where out_i is the total out flow of node i , and in_i is the total inflow of node i .

$$\text{Min} \left\{ \sum_i \sum_j C_{ij} y_{ij} (out_i + in_i) + \sum_k H_k R_k \right\} \quad (7)$$

Where in equation 7, R_k is the cost of removing and reinstalling the hub located at node k . In the next section the procedure of selecting the optimal in pit crusher location is prescribed.

5 IN PIT CRUSHER LOCATION

In this section a method to optimize the location of an in pit crusher (IPC), is introduced. As open pit mines deepens, the haulage distance increases. Deep open pit mines or those open pits with longer haulage distances, require more numbers of trucks (or larger trucks) to produce a constant amount of material. It should be noted that, increasing the numbers of trucks or transportation capacity could decrease costs, but increasing the capacity may not possible on every path. As the transportation capacity increases, the traffic of the path will become an important issue.

Introducing an in pit crushing and conveying system as a hub node, can effectively solve the problem. Introducing a hub node, not only increases transportation capacity, but also it lowers the traffic problems. On the other hand, in case of applying an in pit crushing and conveying system, large pits normally require less capital for extending the conveyor system relative to purchasing additional trucks in pure truck-shovel systems. Besides, installing a conveyor system in a long life mining project appears to be more

economical. As described before, the location of an in pit crusher should have the following conditions:

1. *It should be within an optimum distance from each working face.*

This will reduce the total distance between the crusher and the working faces, so, the system will require less number of trucks in the faces. Hence the capital and operational cost of truck fleet reduces. The optimum distance from each working face should consider the total amount of material that must be mined from each working face according to the mine production plan. This item brings the IPC location to the center of gravity of working faces.

2. *The location of the crusher must be fixed at least for a period of one year.*

The optimum location of an IPC must be fixed for a period of time. Because working faces are dynamic and the pit shape changes through time, therefore, in determining a location for an IPC, the mine plan and working schedule should be taken into account. A suitable location would be the one which is not inside the mine working area at least for a period of one year. If this point is not considered then the number of times that the crushing facilities is removed and reinstalled will increase. With respect to the fact that removing and reinstalling of the crusher unit requires time and it is costly, these operations could disturb the mine production schedule. This problem is more considerable in semi mobile operations. In case of mobile operations, mine production will not stop because of crushing facilities reinstallation.

Based on the above discussion, one should identify the possible locations for the IPC taking into account that these locations will not be mined during the next year. Then these locations are assumed as the potential hub nodes. Finally applying and solving the single hub location problem, one could optimize the location of the in pit crusher. These steps are given in Figure 7.

Here comes a simplified example to show the application of single hub problem in determining the IPC location. Suppose that the geometry of the pit as equal to the one

given in figure 8. The unit operation in this example is supposed to be semi mobile operation. This type of operation requires a number of shovels, trucks and an in pit crushing and conveying unit. Suppose that there are 3 working faces in a mine and they must be mined according to the mine annual plan. Each working face has a known amount of material to be mined according to the mine schedule. This fact causes the hub location to be near the larger working faces which contains considerable amount of ore (or waste) compared to the other faces.

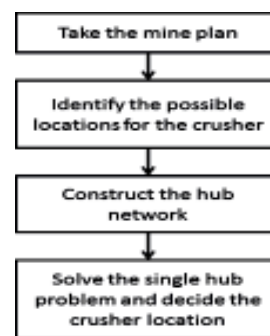


Figure 7. Steps required to find an optimum location for the in pit crusher

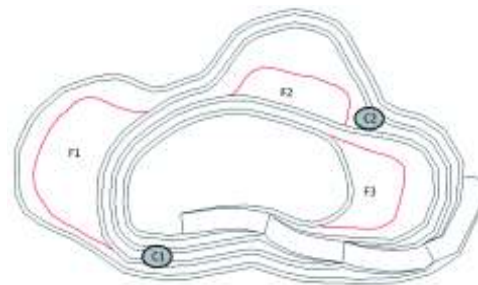


Figure 8. Shape of a hypothetical open pit and its working faces

In Figure 8, C1 and C2 represent the candidate crusher locations and working faces are represented by F1, F2, and F3. Considering the mine plan, there are 2 sites which are not inside the working area of the mine (C1 and C2 in Fig. 8). One could take the advantage of decision making techniques to select and rank the candidate location of

IPC unit, but this is not within the scope of this paper. These 2 sites are the candidates for IPC location. If one of the elected sites for in pit crushing unit location, is inside the mine schedule and it must be mined, then the cost of removing and reinstalling the facilities placed on that particular site must also be included in the objective function. The structure of the corresponding hub network for this example is given in figure 9.

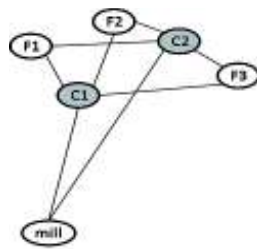


Figure 9. Hub network of the problem given in Fig. 8

In figure 9, C1 and C2 represent the candidate crusher locations and working faces are represented by F1, F2, and F3 and the final destination is shown by the mill node. Edges connecting the nodes to the hub node have their own costs and the cost varies on each direction (in this case the hub node is the location of the IPC). In other word, trucks transport the material to the crusher and travel back to the working face empty, and this effects the cost of travel between nodes.

After identifying the candidate sites, and constructing the represented network of the problem, the mathematical model can be solved as an integer programming problem. The result of the model indicates that which candidate site has been selected as the location for the IPC. This procedure is applied in Sarcheshmeh copper mine to determine the optimum location of an in pit crushing and conveying unit.

6 CASE STUDY

In this paper the problem of allocating an in pit crushing and conveying systems (IPC&C) is modeled as a single hub locating problem. The procedure of determining the

IPC&C location is depicted in figure 7. In this section this method is applied to determine the optimum location of an IPC&C in Sarcheshmeh copper mine (SCM).

Sarcheshmeh (figure 10) is the largest copper complex located in 160km southwest of Kerman in Iran (NICICO, 2013).



Figure 10. Location of Sarcheshmeh copper complex in Iran

According to mining schedule of SCM (Fig. 11), about 380 million tons of waste will be mined within the next 10 years. The mined waste material will be sent to two waste dumps located in the northwest and northeast of the open pit. Sarcheshmeh will produce approximately 40 million tons of waste rock per annum from the open pit. Based on the assessment and comparison of possible waste handling methods, it is certain that the in-pit crushing/conveying method is the more economic method in SCM than the trucking option. In this mine, the Mineral Sizer is the suggested crushing unit for the waste handling system (SRK Consulting, 2011). The type of the crushing unit is determined for SCM, but the optimum location of this unit is not studied yet.

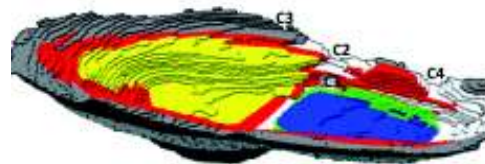


Figure 11. Mining schedule in SCM and the candidate locations of IPC&C unit

Considering the procedure depicted in figure 7, the candidate locations of the in pit crushing and conveying unit is assumed to be on locations C1, C2, C3, and C4 as shown in figure 11. The corresponding hub network of the problem is given in figure 12.

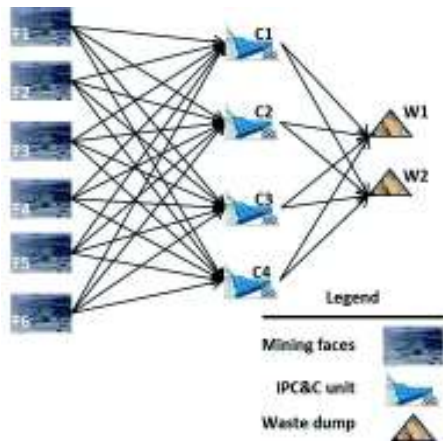


Figure 12. The hub network for SCM

In figure 12, W1 and W2 represent the waste dumps located in the northeast and northwest of the open pit, respectively. Considering figure 12, the mathematical model of locating the IPC&C unit in SCM is developed as a single hub locating problem similar to the equations 2-5 and 7.

The unit cost of operation on every path is calculated based on the shortest path between the face and the IPC&C unit. It means that, the unit cost of operation is a function of distance between the face and the IPC&C unit. Using the unit cost of operation and the amount of material that must be transported on every path, the mathematical model could be developed for the case of SCM.

Based on the preliminary results, the optimum place of the IPC&C unit is determined to be on location C2 and the waste material should be transported to the dump W2. The W2 dump is the waste dump which is located in northwest of the pit and C2 (the location of the IPC unit) is located on the 9th bench of the mine and it is near the pit exit. According to the mining

schedule of Sarcheshmeh, the location C2 will not be mined until the next 5 years. Therefore, on the year 2018, a new location for the IPC&C unit must be determined.

7 DISCUSSIONS AND CONCLUSION

IPC&C system is going to play a significant role in transportation system of future open pit mines. Crushing and conveying systems are more reliable and cost effective compared to truck-shovel systems, hence these systems by decreasing costs can be an effective value driver for deep mines. The advantages of in pit crushing and conveying of materials are as follow:

- less truck requirements,
- less haulage consumable requirements (tires, fuel, lubricants, spare parts),
- less earthworks requirements in order to excavate trenches for the conveyer instead of road building,
- lower operating costs during mine life,
- better availability and utilization, and
- less maintenance for the whole system.

In this paper the problem of locating an IPC&C system in open pit mines is investigated and formulated as a single hub locating problem. In selecting the optimum IPC location, two factors are considered. (1) The overall haulage cost as a function of distance is minimized, and (2) the selected site is chosen such that it is not inside the mine plan.

The proposed method is applied to determine the optimum location of the in pit crushing and conveying system in Sarcheshmeh copper mine. It is also assumed that there is only one IPC&C unit for which the optimum location must be determined. In cases of using multiple IPC&C units in a mine, hub location problem can be applied as well. The preliminary studies showed that, the hub locating problem could be used to determine the location of the IPC&C systems in large open pit mines. Based on the method, C2 is selected for locating the in pit crushing unit and W2 is the selected destination for waste material handling by conveyer.

REFERENCES

- Alumur, S. A., & Kara, B. Y., 2008. Network hub location problems: The state of the art, *European Journal of Operational Research*, 190, pp.1–21.
- Alumur, S. A., Nickel, S., & Saldanha-da-gama, F., 2012. Hub location under uncertainty, *Transportation Research Part B*, 46, pp.529-543.
- Atchison T, & Morrison D., 2011. In-pit crushing and conveying bench operations, *Iron ore conference*, 11 - 13 July, Perth, 7 pages.
- Daskin M.S., 1995. *Network and discrete location: Models, algorithms, and applications*, Wiley, New York, cited in Hekmatfar & Pishvaei (2009).
- Guderley W., 1983. In pit crushing and conveying, *2nd Int. surface mining and quarrying symposium*, 4-6 October, London, The Institute of Mining and Metallurgy, pp. 59-74.
- Hartman H.L., 1992. *SME mining engineering handbook*, 2nd edition, pp.1343- 1351.
- Hekmatfar M., & Pishvaei M., 2009. Hub Location Problem, in *Facility Location Concepts, Models, Algorithms and Case Studies*, Zanjirani F. R., Hekmatfar M. (eds.), Springer-Verlag, pp.243-270.
- Konak G., Onur A.H., & Karakus D, 2007. Selection of the optimum in-pit crusher location for an aggregate producer, *The J. of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM)*, Vol. 107, pp.161-166.
- Li, S. X., & Knights, P. 2009. Integration of real options into short-term mine planning and production scheduling. *Mining Science and Technology (China)*, China University of Mining and Technology. 19(5), pp.674-678.
- Naeem, M. 2009. *Using genetic algorithms for the single allocation hub location problem*. MSc thesis, Brock University St. Catherines, Ontario. 129 pages.
- NICICO, National Iranian Copper Industries Company, website: <http://www.nicico.com>, visited on January of 2013.
- Osanloo M., 2010. *Surface mining methods*, 3rd edition (revised issue), Amirkabir University of technology, Vol. 2, pp.597-648.
- Robertson J.L., 1984. In-pit crusher cuts truck haul, *Rock Products*, vol. 87, pp.40–42.
- SRK Consulting (UK) Ltd., 2011. *Sarcheshmeh Copper Mine Pit Design - Waste handling*, External memorandum, 25 pages.
- Sturgul J.R., 1987. How to determine the optimum location of in-pit movable crushers, *Geotechnical and Geological Engineering*, Vol. 5, N. 2, pp. 143-148.
- Toh RS., & Higgins RC., 1985. The impact of hub and spoke network centralization and route monopoly on domestic airline profitability, *Transport J.*, Vol. 24, pp.16–27.
- Tutton D., & Streck W., 2009. The application of mobile in pit crushing and conveying in large, hard rock open pit mines, *Mining Magazine congress*, 8-9 October, Canada, 16 pages.

İstanbul İli Yeniköy-Akpınar-Ağaçlı Yöresi Açık Ocak Maden Alanlarındaki Dolgu ve Dolgu Altı Materyallerin Jeoteknik Analizi ve Değerlendirmesi

Geotechnical Analysis and Evaluation For Filling And Under Filling Materials On The Open Pit Mine Lands Named Yeniköy, Akpınar And Ağaçlı Region (Istanbul)

N. Tokgöz

İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Maden İşletme Anabilim Dalı, İstanbul

ÖZET Bu çalışmada; İstanbul'un kuzeyinde Kilyos-Karaburun arasında yer alan Yeniköy, Akpınar, Ağaçlı yöresinde açık kum, kil ve kömür ocağı işletmelerinin artık materyallerinden oluşmuş "dolgu" ve "dolgu altı" materyallerin, Standart penetrasyon (SPT-N), Presiyometre ölçmeleri ve Atterberg limitlerini içeren bir dizi jeoteknik veri analizleri ve değerlendirmesini kapsamaktadır. Burada amaç, adı geçen maden sahalarının, yeniden yapılanma veya yeniden kullanım planlaması (orman alanı, tarım alanı, kentsel yapılaşma, rekreasyon alanı, vd.) yönünde ve sürecinde gerçekleştirilecek mühendislik projelerine, "bilimsel ve teknik açıdan sürdürülebilir bir altyapı" desteği oluşturmaktır. Nitekim veri analizlerinden elde edilen bulguların değerlendirmelerinde, dolgu ve dolgu altı materyallerin genellikle orta ve yüksek plastisiteli (CL-CH) kil ve silt gibi ince taneli malzemelerden oluştuğu, yeraltı su seviyelerinin de yüzeye yakın olması materyallerde deformasyon artışlarını tetikleyerek ciddi stabilite problemlerine yol açtığını ortaya koymuştur. Ayrıca derinlerde artan iri taneli malzeme aralanmalarına bağlı olarak olası sıvılaşma riski de sözkonusudur. Bu bağlamda, gerek orman alanı veya rekreasyon alanı ya da kentsel yapılaşma gibi yeniden kullanım planlaması öngörülerine bağlı olarak gerekli "jeoteknik yeterlilik" için ayrıntılı risk haritalarının yapılması önem ve öncelikli olmalıdır.

ABSTRACT The study area named Yeniköy, Akpınar, and Ağaçlı region was extended between Kilyos and Karaburun and were located on the northern part of the Istanbul/Turkey. The geotechnical investigations focused on the two domains as "filling materials" and "under filling materials" were composed of overburden coal waste dumped materials on the open pit mine lands. The materials were tested by Standard Penetration Resistance (SPT-N), Menard pressuremeter, and Atterberg limits on the undisturbed samples. The objective here is to provide a scientific and sustainable support for the engineering projects which will be conducted for and during the planning of reconstruction and/or reuse (forest area, agricultural land, urban construction, recreation area, etc.) of the mentioned mine sites. In fact, when the findings obtained from data analysis were evaluated it was seen that the filling and under filling foundations usually consist of medium and high plasticity (CL-CH) fine-grained soils water table which is close to surface level has an increasing effect on the deformations, and the related sites have significant stability problems. In addition, there is also a risk of liquefaction associated with the bedding of coarse grained material which increases with depth. In this context, it should be of great importance and priority to create detailed risk maps for the required geotechnical proficiency depending on the projects such as forest area or recreation area, or the need to re-use, such as urban planning, and construction.

1 GİRİŞ

İstanbul'un kuzeyinde Karadeniz kıyısı boyunca Kilyos ile Karaburun arasında yer alan kil, kum kömür yatakları 1980'li yıllardan beri küçük-orta ölçekli olarak işletilmektedir. Kömür yatağına ulaşmak için

kazılan kum, kil aralanmalarından oluşan Pliosen-I kireçsiz tortul materyaller, çevredeki orman alanlarında çukur yerlere gelişigüzel olarak doldurulmuştur. Açık ocak işletmelerinin artıkları olan bu "dolgu" – "dolgu altı" zemin materyalleri, yağış suları

ve rüzgâr etkisi ile taşınmakta ve çevredeki diğer ekolojik sistemleri de (kara, dere, deniz) olumsuz olarak etkilemektedir (Kantarıcı, 1988; Tokgöz, İzibelli, 1996, Tokgöz, 2003, 2004, 2005a-b, 2009, 2010, 2011). Bu durum, sözkonusu araştırmanın 3 farklı amaca hizmet edecek şekilde planlanması gerektiğini ortaya koymuştur:

- İstanbul ili Kilyos-Karaburun arasında yeralan Yeniköy - Akpınar ve Ağaçalı Yöresindeki maden yataklarının (kum, kil ve kömür) korumacı ve çevreye uyumlu olacak bir plan/proje ile işletilmesi için desteklemek,

- Açık ocak kömür işletmelerinin üretimlerinin sonlandırılma aşamasının öncesi ve sonrasındaki bilimsel ve teknolojik desteği “jeoteknik” ve “çevre” esaslı “*risk yönetim modelleri*” geliştirilmesine örnek bir araştırmaya dayandırılmış bilgileri ortaya koymak,

- Kum - kil - kömür madencilik alanları ile buralardaki madencilik faaliyetlerden etkilenen alanlardaki doğal ekosistemler ile çevresel kaliteyi ve sürdürülebilir sosyo-ekonomik gelişmeyi sağlayacak girişimlere temel bilgi sağlamaktır.

Bu düşüncelerden hareketle; Yeniköy-Akpınar ve Ağaçalı yöresi kum, kil kömür açık ocak dekapaj ve üretim artıklarından oluşmuş “*dolgu*” ve “*dolgu altı*” materyallerde yapılmış gözlemler ve jeoteknik ölçme verileri analiz edilip, değerlendirilmiştir. Burada amaç, sözkonusu bu yörenin kısa ve uzun sürede sürdürülebilir *yeniden kullanım planlaması amaçlı gerçekleştirilecek mühendislik projelerine jeoteknik açıdan bilimsel ve teknik bir altyapı desteği* oluşturmaktır.

2 ARAŞTIRMA ALANI VE JEOLJİSİ

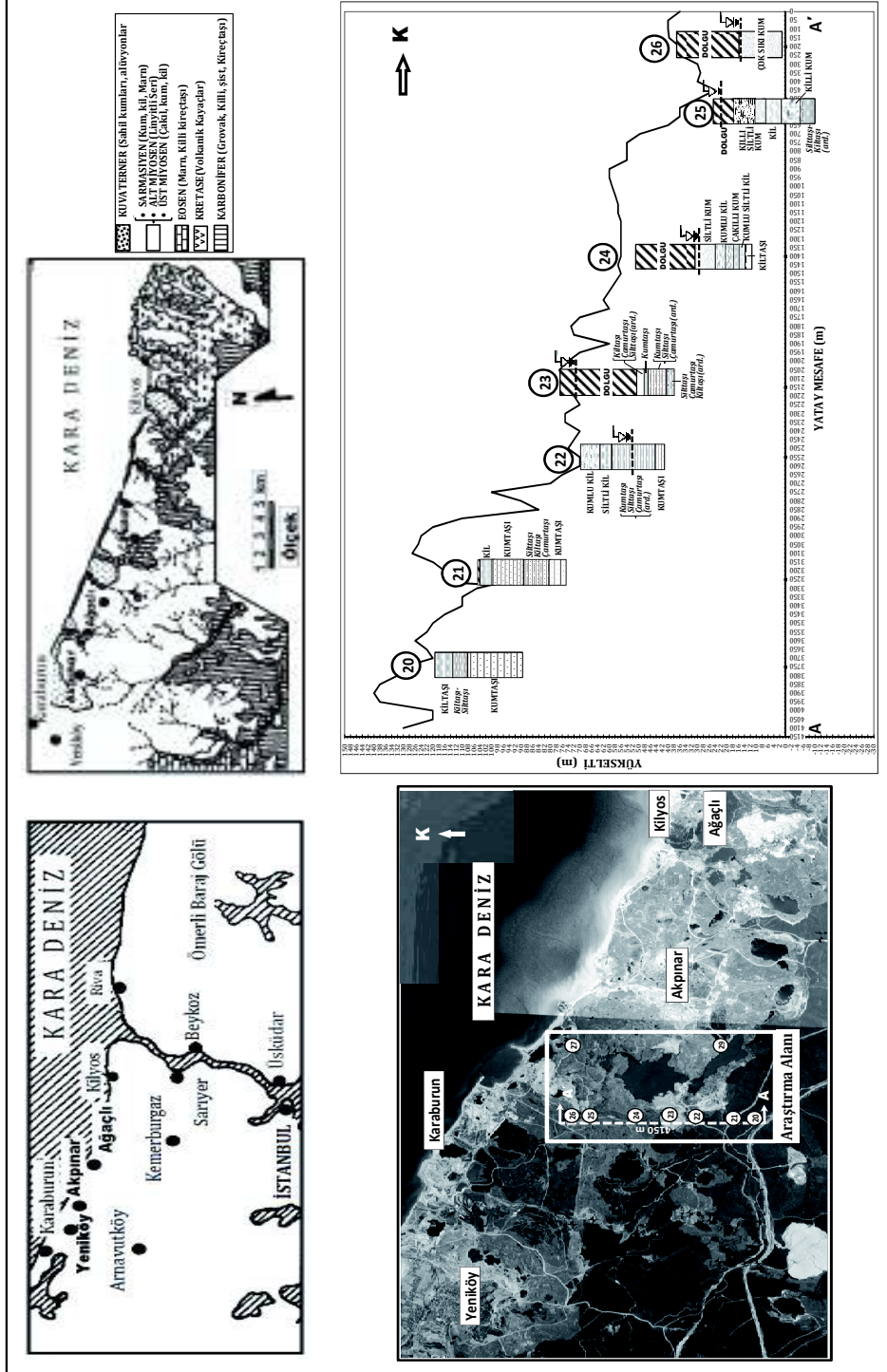
İstanbul’un kuzeyinde Karadeniz kıyısı boyunca Kilyos ile Karaburun arasında yeralan Yeniköy - Akpınar ve Ağaçalı Yöresini kapsamaktadır (Şekil 1).

Bu Yöre; Sarmasien’de (Denizel Miosen) oluşmuş olan killi kumlu materyaller arasında yer alan, kum ve kömür (linyit)

yatakları ile bunların üstünü kaplayan Pliosen-I (kireçsiz ve çapraz tabakalı) tortullarından oluşmuştur. Linyit yatakları ise alt miyosende yer almaktadır.

Araştırma alanında, artık materyallerde oluşan dolgu kalınlıkları 5-26 m arasında değişmekte olup, bunların arasında yer yer yeşil, açık yeşil-kahverengimsi yeşil, katı çok-katı ve orta-yüksek plastisiteli, dağınık kumlu siltli killer dikkat çekmektedir. Özellikle araştırma alanının batısında 3.5 m kömür tabakası üstünde yaklaşık 15 m kalınlığında sarımsı kahve-koyu gri yer yer kırmızımsı kahve renkli yumuşak, zayıf dayanımlı tümüyle ayrılmış kilttaşları yer almaktadır. Diğer seriler ise, 7-12m kalınlığındaki kumtaşı - silttaşı - çamurtaşı ardışıkları ile 0.8-3.0 m kalınlıktaki silttaşı-çamurtaşı - kilttaşı ardışıkları araştırma alanı içinde belirgin ve yaygın litolojik birimleri oluşturmaktadır.

Bu yörelerde derinlikleri 20–100 m arasında olan kömür yataklarına ulaşabilmek için önemli miktarda makinalı kazı yapılmıştır. Kazılan Pliosen - I (çakıllı, kumlu, killi) materyalleri ile kömür tabakalarının üstünde yer alan killi miyosen (linyitli seri) materyalleri en yakındaki çukur alanlara (vadilere) yığılmıştır. Bu işlemin sonunda arazinin topoğrafyası değişmiş ve dolgu materyallerinden oluşmuş tepeler ile kazı yerlerinde göller ortaya çıkmıştır. Dolgu alanlarında ise yüksekliği 20 m - 140 m arasında tepeler oluşmuştur. Arada ise farklı yükseltilerdeki çukur alanlarda göller oluşmuştur. Göllerin farklı yükseltilerde olmalarından dolayı yeraltı su seviyeleri farklı derinliklerde (3.10 – 26.20 m) bulunmaktadır (Bkz. Şekil 1’deki jeolojik kesit). Kilyos - Karaburun arasındaki alanda yer alan kömür varlığının büyük bir bölümü üretilmiştir. Kuzeye doğru eğimli olan bu kömür yataklarının Karadeniz’in altına doğru dalmasından dolayı, üretim küçük ölçekli de olsa “*sedde madenciliği*” yöntemi ile yapılmaktadır (Kantarıcı, 1988, Tokgöz-İzibelli, 1996, Tokgöz, 2003, 2007, 2010).



Şekil 1. İstanbul Yeniköy-Akpınar-Ağaçlı Yöresi araştırma alanı, jeolojik yapısı ve kesiti

3 JEOTEKNİK VERİ ANALİZİ VE DEĞERLENDİRMESİ

Bu çalışmada, Yeniköy - Akpınar ve Ağaçlı yöresinde 2011 yılında yapılan 42 adet sondaj çalışmasında elde edilen ($H \leq 40$ m) jeoteknik veriler değerlendirilmiştir. Aynı boylam üzerinde toplam 4150 m mesafede yeralan 9 adet sondaja ait jeoteknik veriler, kendi içinde “dolgu” ve “dolgu altı” materyallerine göre sınıflandırılarak, incelenmiştir.

Jeoteknik veriler; fiziksel ve mekanik özelliklere göre derlenmiş olup, ince ve iri taneli malzeme yüzdeleri, birim hacim ağırlıkları (doğal su içerikleri (W_n), Atterberg Limitleri [Likit limit (LL), plastik limit (PL)] ile arazide yerinde yapılan Standard penetrasyon (SPT-N), Menard Presiyometre ölçmelerini kapsamaktadır.

Presiyometre; özellikle de “aşırı konsolide olmuş kumlu, killi” - “yumuşak kaya” geçişlerinin olduğu ortamlarda, örselenmemiş zemin numunesi alınamayan durumlarda, zeminin “gerilme - deformasyon” davranışını arazide (yerinde) ortaya koyan önemli bir ölçme yöntemidir. Bu yöntem, sondaj kuyusu içindeki deney derinliğine yerleştirilen ve basınç uygulanarak şişirilen sondanın su hacminin veri olarak kaydedilmesi esasına dayanır. Deney derinliğinde çevredeki materyale uygulanan basınç ile kuyu çapının genişlemesi dolayısı ile hacim değişiminin ilişkilendirildiği bu uygulama, ölçme yapılan materyalin elastik davranıştan plastik davranışa geçip kalıcı deformasyonlara ulaşmaya kadar sürdürülür. Böylelikle, zeminin “elastik (deformasyon) modülü (E_m) ve limit basınç değeri (P_l)” belirlenmiş olmaktadır (Kayabaşı-Gökçeoğlu, 2012).

Yukarıda sözü edilen jeoteknik veriler “dolgu” ve “dolgu altı” materyal zeminlere göre ayrı ayrı analiz edilip, Bölüm 3.1 ve 3.2’de irdelenerek, değerlendirilmiştir.

3.1 Dolgu Materyallerinin Jeoteknik Veri Analizi ve Değerlendirmesi

Aynı boylam üzerinde toplam 4150 m mesafede yeralan 9 adet sondaja ait jeoteknik veri içinde sadece 7 adedi artık

materyal dolgusu bulundurmaktadır. Bu dolguların fiziksel ve mekanik özelliklerinde göre analizi ve analitik değerlendirmeleri Tablo 1 ve Şekil 2’de topluca verilmiştir. Tablo 1 ve Şekil 2 birlikte irdelendiğinde şu önemli bulgulara ulaşılmaktadır:

- Dolgu derinliklerinin ortalama 15.61m ($H_D=7.4 - 26$ m) yeraltı su seviyelerinin ise ortalama 10.5 m (YASS = 3.1 - 26.4m) arasında değiştiği belirlenmiştir [Bkz. Tablo1, Şekil (a)].

- İnce taneli malzeme [(-200 no’lu elek (0.075 mm) ortalamaları $\emptyset_{(-200)} = \%52-84$ arasında, iri taneli malzeme miktarlarının [+4 no’lu (0.425 mm) elek üstü] ise $\emptyset_{(+4)} = \%1.32-2.95$ aralığında değişmektedir. Değişkenlik katsayılarının yüksek olması ise, artık dolgu materyallerinin gelişigüzel istiflenmiş olduğunu, bundan dolayı heterojen artık materyal sınıfında olabileceğine işaret etmektedir. Bu tür materyallerin içindeki su, kumlu ve çakıllı materyallerdeki gibi hızlı sızamadığı ve uzun süre tutulduğu için bu tür materyaller dona karşı hassas materyal sınıfında yer almaktadır. Ayrıca, $\emptyset_{(-200)} = \%52-84 \geq \%45$ olmasından pompaj etkisinin de gözlenebileceği unutulmamalıdır (Bkz. Şekil 2). Pompaj, zemin mekaniği literatüründe; rijit (beton) üstyapı kaplamalarında ince tanelerin suyla akıcı çamur kıvamına dönüşerek, ağır trafik yükleri altında çamur pompalaması durumunda alt kısımlarının boşalıp desteksiz kalarak kaplamaların çatlaması olarak tanımlanmaktadır (Tunç, 2007).

- Dolgu zeminlerin birim hacim ağırlıklarının 1.56 - 1.72 gr/cm³ arasında, doğal su içeriklerinin ise, %23.77-50.5 arasında değiştiği ve artan ince malzeme miktarına bağlı olarak birim hacim ağırlık ve doğal su içeriklerinin arttığı belirlenmiştir.

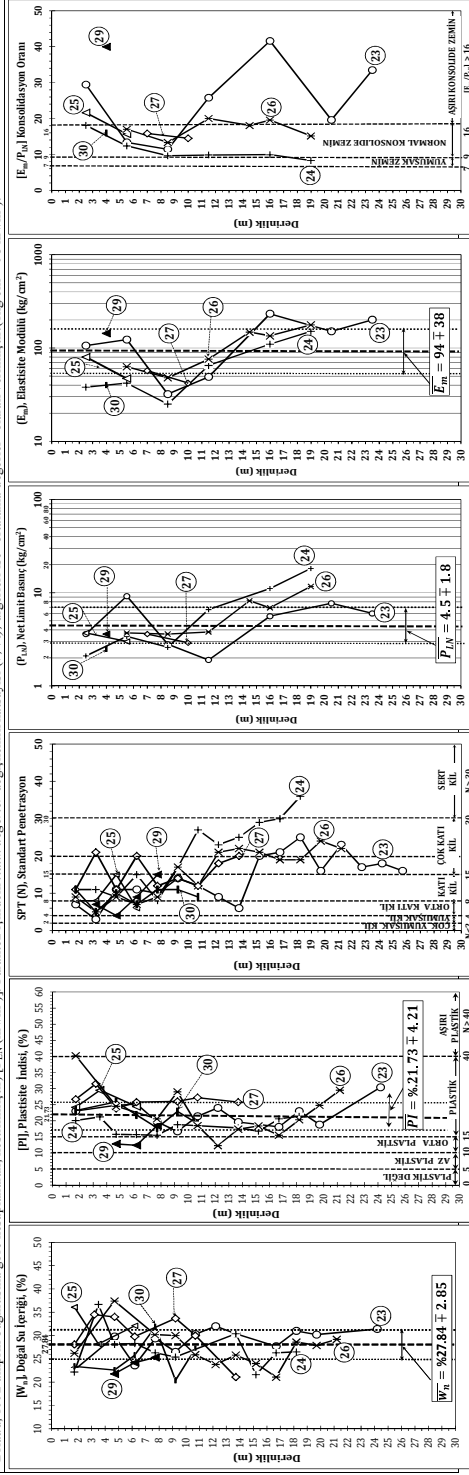
- Dolgu artık materyallerin Casagrande abağına göre değerlendirildiğinde ise, Atterberg limit ortalamalarının; likit limite LL = %38.23 - 32.13 ve plastik limite nb PL = %20.64 - 24.96 ve Plastisite indeksinde ise PI=%14.57 - 26.30 aralığında yer aldığı görülmektedir [Bkz. Tablo1, Şekil (b)]. Bu değerlere göre dolgu materyallerin büyük bir çoğunluğunun PI=0.73 (LL-20) doğrusunun üstünde yer aldığı için “killi” materyal sınıfında ve $15 \leq PI \leq 40$ sınır aralığında

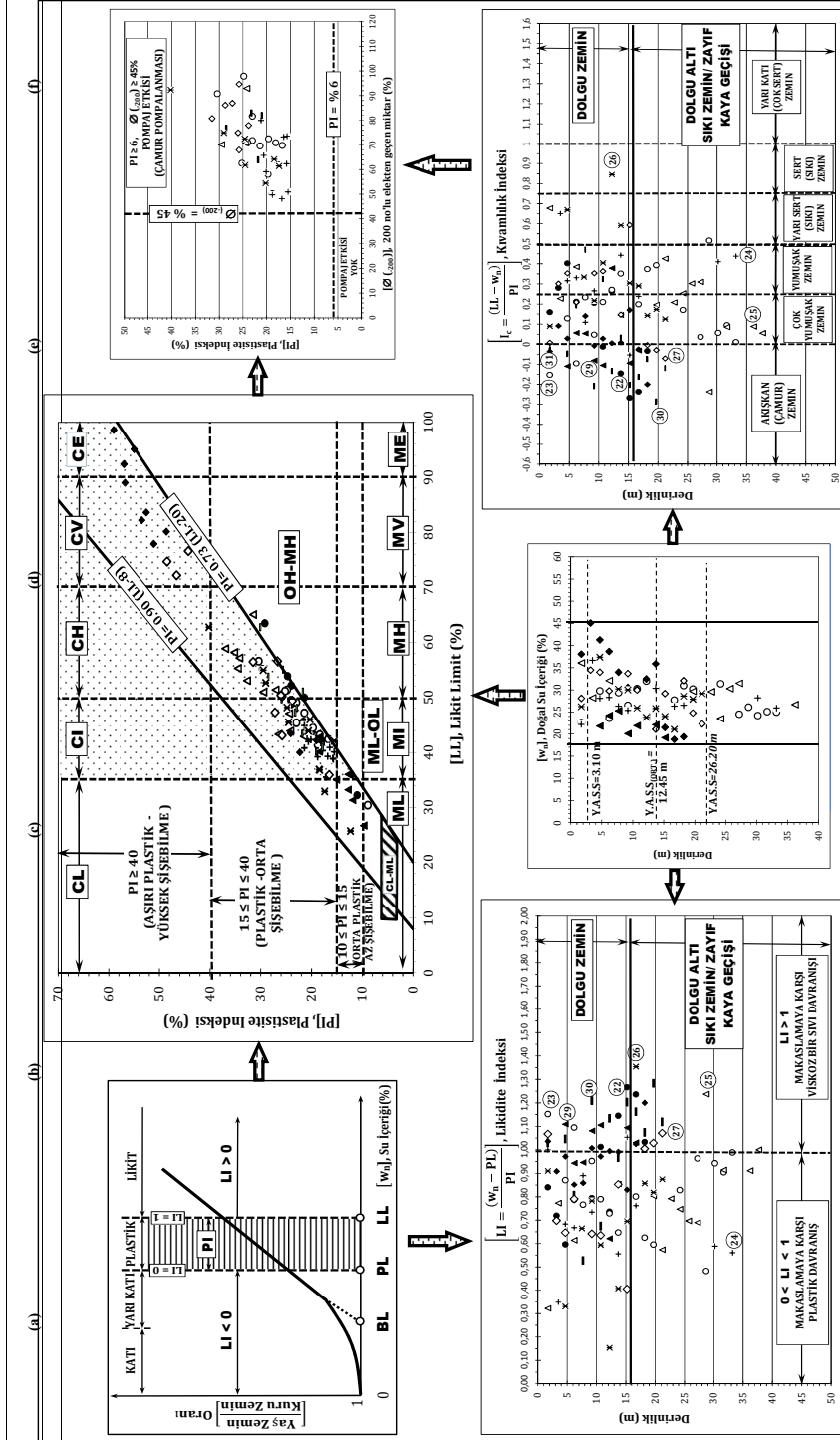
Tablo 1. İstanbul Yeniköy -Akpınar- Ağaçlı Yöresi Açık Ocak (Kum-Kil-Kömür) Yığma Artık Materyallerinden Oluşan “Dolgu Zemin”lerin” Jeoteknik Analizi ve Değerlendirmesi

Sondaj Numarası	DERİNLİK (m)	Y _s (m)	LİTOLOJİK TANIMLAMA	FİZİKSEL BÜYÜKLÜKLER				MEKANİK BÜYÜKLÜKLER						
				Elek Analizi +4φ ¹	γ (gr/cm ³)	W _n (%)	LL (%)	PL (%)	PI (%)	SPT N ₆₀	E _m (kg/cm ²)	P _{LN} (kg/cm ²)	[E _m /P _{LN}]	c _u ^(*) (kg/cm ²)
S-23	0-26	4.50	Yeşil, kahverengimsi yeşil renkli kat-çok katı %0-40 ince-ri taneli çakılı ve kömür parçaları karşık KÜMLÜ KİL.	1.77	71.04	28.74	47.00	24.96	22.06	14	127.86	5.25	23	0.54
				(%61)	(%17)	(%11)	(%10)	(%6)	(%10)	(%46)	(%58)	(%50)	(%47)	
S-24	0-19.5	22.15	Yeşil, kahverengimsi yeşil renkli kat-çok katı çakılı ve kömür parçaları karşık KÜMLÜ KİL.	1.45	55.87	27.18	41.99	22.62	18.37	20	71.83	7.33	10	0.93
				(%38)	(%36)	(%5.7)	(%5.4)	(%2.8)	(%68)	(%67)	(%69)	(%85)	(%34.7)	
S-25	0-7.4	3.10	Sarımsı-kahverengimsi gri renkli orta katı-katı sertlikte %0-40 ince-ri taneli dağılgan ve 6.6-7.40 cm boyunda kömür parçaları karşık sert çakılı KÜMLÜ KİL.	-	60.88	32.13	47.33	21.30	26.03	9	63.50	3.35	19	0.51
				(%50)	(%2.3)	(%7.5)	(%7.1)	(%2.8)	(%43)	(%36.7)	(%4.7)	(%22.6)		
S-26	0-22.3	26.40	imsi-kahverengimsi gri renkli orta katı-katı sertlikte %20-40 ince-ri taneli, dağılgan ve 2-3 cm boyunda kömür parçaları karşık KÜMLÜ KİL.	1.32	71.34	27.51	44.04	20.64	22.58	15	107.8	6.31	15	0.83
				(%33)	(%18)	(%15.0)	(%23)	(%20)	(%34)	(%42)	(%49)	(%65)	(%17)	
S-27	0-14.3	4.00	i-kahverengi gri renkli orta katı-katı %5-15 ince-ri taneli, dağılgan, kömür parçaları karşık, kılsı-silttaş-kummsi kökenli çakılı KUM, KÜMLÜ KİL.	2.95	84.03	30.17	50.5	23.54	26.69	15	49.50	3.25	15	0.50
				(%74)	(%11)	(%16)	(%10)	(%15)	(%8)	(%27)	(%21)	(%6.3)		
S-29	0-8.5	-	Yeşilimsi gri renkli orta katı-katı sertlikte, %40-45 ince-ri taneli, dağılgan kummsi, silttaş kökenli KÜMLÜ KİL.	2.33	52.32	23.77	38.23	23.67	14.57	9	144	3.6	40	0.52
				(%37)	(%32)	(%8)	(%10)	(%2.0)	(%23)	(%60)	(%60)	(%60)		
S-30	0-11.3	7.65	Kahver-kırmızmsi renkli kat, orta katı-katı sertlikte, %20-40 ince-ri taneli, dağılgan sert kum, %5-10 sert çakılı KÜMLÜ KİL.	2.28	67.32	25.22	44.98	23.20	21.78	9	40	2.5	16	0.42
				(%55)	(%17)	(%8.7)	(%7.5)	(%6.9)	(%2.5)	(%25)	(%60)	(%60)		

Semboller: Y.A.S.S.=Yeraltı su seviyesi, (*)4 no'lu (0.425 mm) elek üzerinde kalan %, γ=Birim hacim ağırlığı (gr/cm³), W_n=Değil su içeriği (%), LL=Likit Limit (%), PL=Plastik Limit (%), PI=Plastisite İndeksi (%), SPT (N₆₀)=Standart Penetrasyon değeri (düzeltimimsiz), E_m=Elastisite (Döformasyon) modülü, P_{LN}=Net limit basıncı, [E_m/P_{LN}]=Konsolidasyon oranı, c_u=Kotma direnci (drenajsız) (diğiri büyüklük, (**), c_u=0.67(P_{LN})^{0.73} → Brandt, 1992 ampirik bağımsızına göre hesaplanarak, kestirilmiş) [P_{LN}(KN/m²)]. Parametiz venedik *in situ* değerler değişkenlik katsayısı (V_s-%) değerleri ise ortalama değerler (kg/cm²=98 KN/m²).

DOLGU ZEMİN (AÇIK OCAK YIĞMA ARTIK MATERYALLERİ)





Şekil 2. İstanbul İli Yeniköy-Akpınar-Ağaçlı dolgu ve dolgu altı zeminlerin "Likit Limit (LL)" - "Plastisite İndeksine (PI)" göre Casagrande Aşağıda Dağılım ve Değerlendirilme Analizi (CL, CI, CH, CV, CE= Sırasıyla, Düşük, Orta, Yüksek, Çok yüksek ve Aşırı derecede plastisiteli killler; ML, MI, MH, MV, ME = Sırasıyla, Düşük, Orta, Yüksek, Çok yüksek ve Aşırı derecede plastisiteli siltler; OH, OL=Sırasıyla Yüksek ve Düşük plastisiteli organik siltler ve siltli zeminler, BL= Büzülme (röire) limiti, YASS= Yeraltı Su Seviyesi).

yer aldığından dolayı da “orta (CI) ve yüksek plastisiteli (CH)” materyal olabileceği belirlenmiştir. Ayrıca, bazı dolgu materyallerinin $PI \geq 40$ sınır aralığında “aşırı (CV) ve çok aşırı plastik (CE)” sınıfında bulunması da kayda değer önemli bir bulgudur (Bkz. Şekil 2). Kil türlerinin ise, şişebilme yeteneği az olan iki tabakalı killerden “illit” minerali, $LL \geq 70$ ve $PI \geq 40$ sınır şartlarında CV ve CE bölgelerinde bulunması, ilgili kil mineralinin üç tabakalı killerden “vermiküllit” veya “montmorillonit” olabileceğine işaret etmektedir. Plastik kil ve siltlerden oluşmuş CL, ML, ve OL grubu zeminlerde, sıkışabilirlik özelliğinin nispeten az iken, CH, CV ve CE grubu materyallerde artan dolgu yüksekliğine bağlı olarak “aşırı oturmalar” beklenebileceği burada hatırlanmalıdır. Ayrıca, ince taneli (kohezyonlu) zeminler plastik limitlerinden daha az su içeriği (yani daha kuru durumdayken) sıkıştırılacak olurlarsa, ileriki yıllarda veya yağışlı/nemli mevsimlerde tekrar artacak olan su içeriği ile doymuş hale gelerek taşıma güçleri önemli ölçüde azalabilirler.

• Dolgu artık materyalleri Likidite indeksine (LI) göre değerlendirildiğinde ise, $0 < LI < 1$ makaslamaya karşı *plastik* bir davranış göstereceği, materyalin %30’una yakın bölümünün ise $L > 1$ olduğu için makaslamaya karşı “akışkan (viskoz)” bir davranış sergileyeceği görülmektedir. Kıvam indeksi açısından bakıldığında ise, çok yumuşak ve yumuşak zemin ile yine yaklaşık %30’luk bir dolgu materyalin ortalama 15 m derinlik içerisinde “akışkan (çamur) kıvamda” bulunduğu Şekil 2’deki analitik değerlendirmelerden elde edilen önemli bir diğer bulgudur. Bu durum ise, dolgu yığınlarındaki kademe şev açılarının yer yer 2.5-3:1 ($>70^\circ$) oldukça dik ve gelişigüzel istiflenmesi ve özellikle optimum su içeriklerinde yeterli mekanik sıkışmanın yapılamadığı durumlarda, bu zeminlerin kayma göçmeleri ile stabilite problemleri yaratması kaçınılmazdır (Bkz. Şekil 2).

• Dolgu materyaller, Standart penetrasyon (SPT) N_{30} değerlerine göre irdelendiğinde ise, ortalama $N=10$ (9–20) gibi düşük bir değer aldığı ve bu değer ile yaklaşık 8-10 m derinliğe kadar *az ve orta katı kil* sınıfında yer alabileceği belirlenmiştir. Bu materyallerin, artan dolgu yükü ve

dolayısıyla derinlik basıncına bağlı olarak, bu değerlerin $N>30$ sınır şartlarına ulaşarak katı, *çok katı ve sert killi* materyal sınıfına dahil olduğu belirlenmiştir [Bkz. Tablo1, Şekil (b)]. Ancak bu killi materyallerin ve killerin ileride su almaları, şişmeleri ve çamurlaşarak çevrelerine “pompa etkisi” yapmaları beklenmelidir.

• Dolgu materyaller mekanik büyüklüklerinden net limit basınç değeri ve elastisite (deformasyon) modülü açısından değerlendirildiğinde ise, ortalama olarak $P_{LN}=4.5 \pm 1.8 \text{ kg/cm}^2$, $E_m=94 \pm 38 \text{ (kg/cm}^2\text{)}$ değerler aldığı saptanmıştır [Bkz. Tablo1, Şekil (d-e)]. Bu dolgu materyallerinin; kilaşı, silttaşı ve çamurtaşı gibi kömür tabakasının hemen üstünde yer alan ve örtü tabakasını oluşturan aşırı konsolide olmuş, ancak tümüyle ayrılmış yumuşak ve çok zayıf kayalardan oluştuğu, burada önemle hatırlatılmalıdır (Bkz. Bölüm 3.2, Tablo 2). İlgili materyallerin yaz mevsiminde yığıldığı, iş makineleri ile yüzey düzeltmesi yapılırken sıkıştırıldığı, sonra üzerine diğer dolgu yüklerinin geldiği ve böylelikle çok katı ve sıkışmış materyal özelliği kazandığı bilinmektedir. Ancak, ince taneli (kohezyonlu) zeminler, su içeriği ne kadar fazla ise o kadar fazla plastik ve yapışkan bir hal alıp akışkan çamur kıvamına geçebildiği gibi, ne kadar kuru ise sıkışmaya karşı o kadar fazla direnç göstererek sıkışmasının zorlaşacağı ve bu yüzden geçici dayanım artışlarına rastlanılabileceği unutulmalıdır (Arınc, 2002; Arıoğlu-Tokgöz, 2005).

• Zeminlerin Presiyometre ölçmelerinden elastik (deformasyon) modülü ve net limit basınç (P_{LN}) bağlı olarak tanımlanan “ E_m/P_{LN} ” oranı ile kil, silt, kum, kum-çakıl zeminler için konsolidasyon mertebesi belirlenebilmektedir (Tablo 2) (Baquelin vd., 1978). Buradan hareketle,

Tablo 2.Çeşitli zeminler için [E_m/P_{LN}] konsolidasyon oranları (Baquelin vd., 1978)

Zemin türü	[E_m/P_{LN}]	α	
KİL	• Aşırı konsolide	>16	1.00
	• Normal konsolide	9 - 16	0.67
	• Yumuşak	7 - 9	0.50
SİLT	• Aşırı konsolide	>14	0.67
	• Normal konsolide	8 - 14	0.50
KUM	• Sıkı - çok sıkı	>12	0.50
	• Orta sıkı - sıkı	7 - 12	0.50
KUM-ÇAKIL	• Sıkı-çok sıkı	-	0.33
	• Orta sıkı - sıkı	-	0.25

E_m =Elastisite (Deformasyon) modülü, P_{LN} =Net Limit Basınç, α = Zemin reolojik faktörü

dolgu materyallerde özellikle ince taneli ve yüksek plastisitelilerde (CH) $H_{KD} < 10m$ derinliklerinde aşırı konsolidasyon dikkat çekmesidir. Örneğin 2-3 m gibi yüzeye yakın derinliklerde $[E_m/P_{LN}] = 25-40$ değerler olarak $[E_m/P_{LN}] > 16$ sınır değerini aşarak aşırı bir konsolide bir yapı sergilemektedirler [Bkz. Tablo1, Şekil (e)]. Bu durum ise; açık ocak kömür artık materyallerinin dekapaj işlemleri sırasında oluşturulan yığınlarının, daha eski tarihlerde ve özellikle yaz mevsiminde yapılmış olabileceğini, böylelikle zamana ve derinlik basıncına bağlı olarak gözenek suyunu kaybederek sıkışıp, sertleşmesiyle ancak açıklanabilir. Burada, dekapaj işlemleri sırasında materyal istiflerinin serildikten sonra iş makinaları ile düzeltilip, serilirken sıkıştırıldığı da önemle hatırlatılmalıdır.

3.2 Dolgu Altı Materyallerin Jeoteknik Veri Analizi ve Değerlendirmesi

Yeniköy - Akpınar ve Ağacli yöresi ince taneli "dolgu" altı materyalleri ise kıltaşı, kumtaşı silttaşı ve çamurtaşı gibi kömür tabakasının hemen üstünde yer alan ve örtü tabakasını oluşturan aşırı konsolide olmuş, (aşırı sıkışmış) ancak tümüyle ayrıışmış, yumuşak ve çok zayıf kayalardan oluşmaktadır (Tablo 3 a,b,c,d ve Şekil 4). Bu serilerin kalınlıkları, kumtaşı silttaşı ve çamurtaşları ardışımında 7-12 m silttaşı 1 - çamurtaşı 1 - kıltaşı 1 ardışımında ise 0.8-3 m olarak dikkat çekmektedir. Kömürün tavan ve taban kayacının kıltaşı gibi tümüyle ayrıışmış nitelikte çok zayıf kaya sınıfında yer alması bu yöredeki maden alanlarında "yeraltı madenciliği" ve "denizaltı madenciliğini" sınırlamaktadır.

Dolgu altı materyallerin laboratuvar - yerinde Presiyometre değerlerinden elde edilen dayanım verilerinden gerek RQD gerekse tek eksenli basınç dayanımı (σ_c) ve nokta yük dayanımları (I_s) gibi laboratuvar ölçmeleri birlikte değerlendirildiğinde, şu önemli bulgular ön plana çıkmaktadır:

- Kıltaşı ve çamurtaşlarının $PI = \%58.2$ 28.5 indeks değerleri ile $\sigma_c = 3 \text{ kg/cm}^2$ en düşük tek eksenli basınç dayanım değerlerine sahiptir. Bu değerlerin nokta yük dayanım değerleri ile meriteye yakınsaklığı ($I_s = 2.5 \text{ kg/cm}^2$) ayrıca dikkat çekmektedir. Bu dayanım mertebeleri ile adı geçen

materyal ardışımı tümüyle ayrıışmış çok zayıf kaya sınıfında ve *yumuşak-normal konsolide* materyal olarak değerlendirilebilir (Bkz. Tablo 3, şekil (c-d)). Ancak diğer bir dolgu altı zemin türü olan kumtaşları ile silttaşı - çamurtaşı - kumtaşı ardışımının "aşırı konsolide" özelliğinden dolayı yerinde net limit basınç ve deformasyon modüllerinin meriteye yüksekliği de ayrıca dikkat çekmektedir (Şekil 4a-b).

- Kayda değer olarak görülen diğer önemli bir bulgu da; laboratuvar tek eksenli basınç dayanımı ile yerinde örselenmemiş numuneler üzerinde yapılan presiyometrede ölçmelerinden belirlenen basınç dayanım büyüklükleri arasında ortalama 6 kat gibi belirgin bir basınç dayanım farkı saptanmış olmasıdır. Bu farkın, tümüyle ayrıışmış olan dağılgan nitelikli bu dolgu altı materyallerden, numune alma hatasından kaynaklanabileceği öngörülmektedir.

- Yukarıdaki değerlendirmelere paralel olarak bu araştırma kapsamında ayrıca, *dolgu* ve *dolgu altı* materyallerin "konsolidasyon derinlikleri" (H_{K-D} ve H_{K-DA}) kestirimi ile *Elatisite (deformasyon) modülü* " E_m "nin $SPT-N_{30}$ ve P_{LN} dayanım büyüklüklerine bağlı kestirimleri ile ilgili denenen tek ve çok değişkenli regresyon analizlerinde ise %8-12 arasında hata payı ile çalışan anlamlı ve kestirim gücü yüksek matematik bağıntılar elde edilmiştir (Şekil 3a-b). Buradan, konsolidasyon derinlikleri,

- Dolgu materyalleri $\rightarrow H_{K-D} = 11.5 \text{ m}$
- Dolgu altı materyaller $\rightarrow H_{K-DA} = 13.0 \text{ m}$

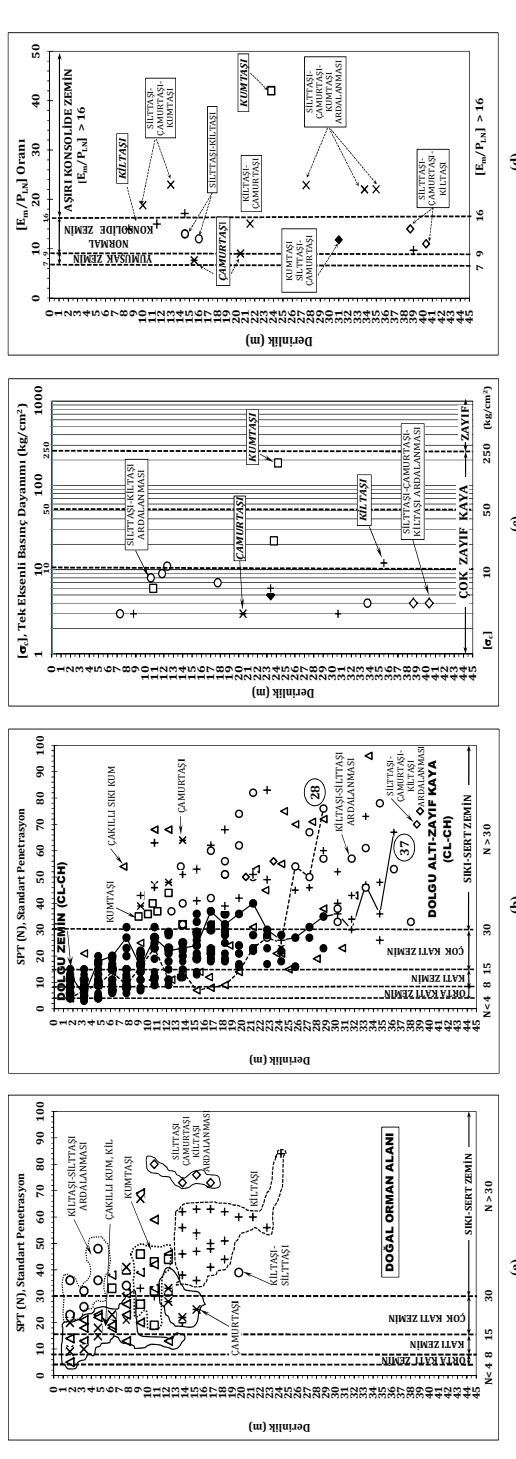
olarak kestirilmiştir (3a). Bilindiği gibi, konsolidasyona neden olan etkiler; mekanik, kuruma, zaman (ikincil sıkışma) ve fiziko-kimyasal (doğal çimentolaşma) olarak sınıflandırılabilir (Öztoprak, 2002).

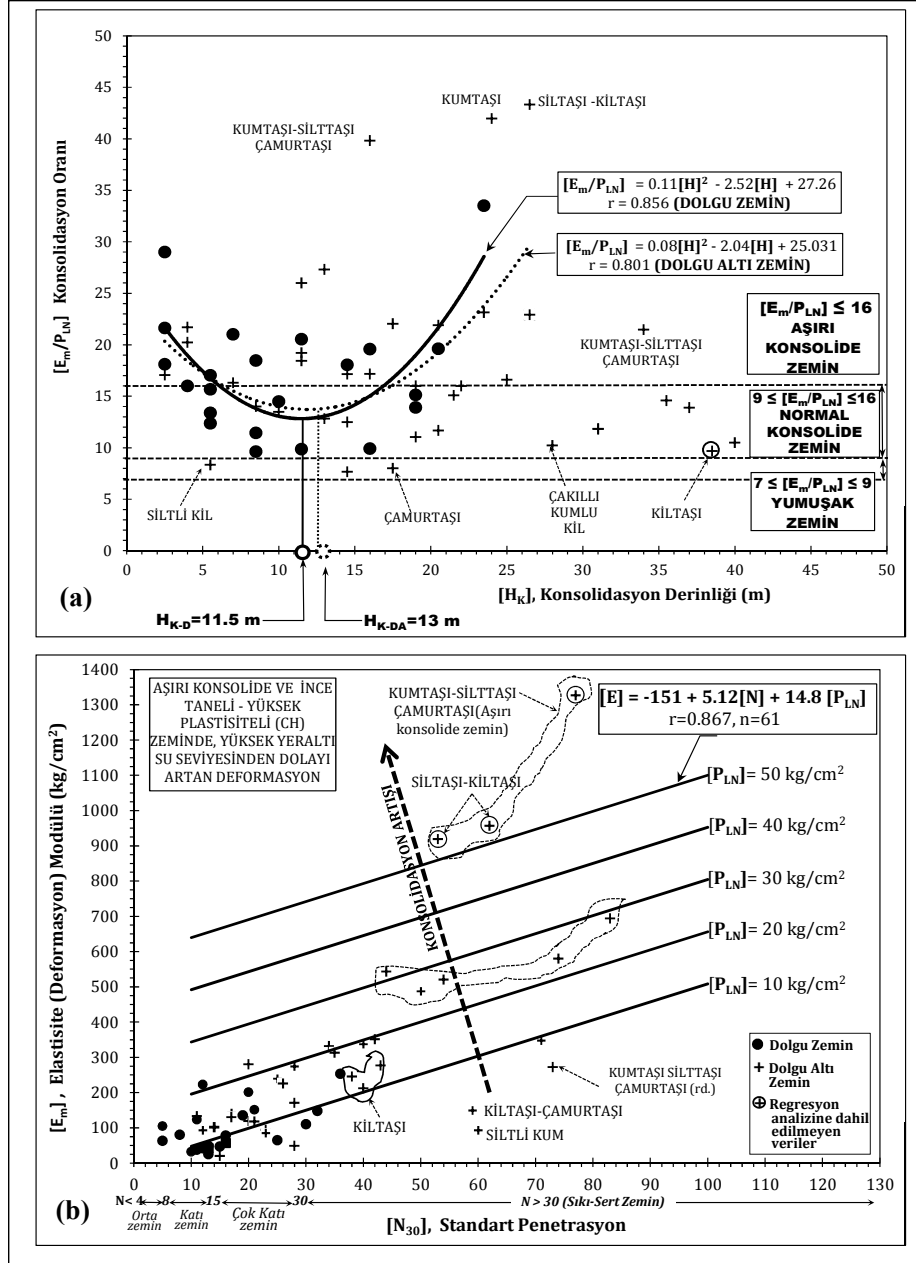
Bu çalışmada konsolidasyon deneyi ayrıca yapılmadığından materyallerdeki oturma miktarları hesaplanamamıştır. Çünkü, ince taneli zeminlerde drenajın zorluğundan dolayı konsolidasyon süreleri uzun sürmektedir. Presiyometre deneyinin en az on basamaklı ve 1'er dakika beklemeli basınç-hacim değişim kayıtları ile belirlenen deformasyon modül değerleri, ince taneli zeminlerin uzun süreli konsolidasyonun tespitinde yetersiz kalabileceği ve Presiyometre deneylerine bağlı olarak yapılacak oturma hesaplarında temkinli

Tablo 3. İstanbul Yeniköy-Akpınar- Ağaçlı Yöresi “ Dolgu Altı Materyal Zemin – Yumuşak –Zayıf Kaya Geçişlerinin” Jeoteknik Analizi ve Değerlendirmesi

ZEMİN / KAYA ADI	LİTOLOJİK TANIMLAMA					FİZİKSEL ÖZELLİKLER					MEKANİK ÖZELLİKLER				
	γ (%)	W _n (%)	LL (%)	PL (%)	PI (%)	SPT (N ₆₀)	ROD (%)	I _p (kg/cm ²)	σ _c (kg/cm ²)	P _{L,N} (kg/cm ²)	E _m (kg/cm ²)	PI,N (%)	σ _c (kg/cm ²)	E _m (kg/cm ²)	PI,N (%)
DOLGU ALTI ZEMİN (SIKI ZEMİN / ZAYIF –YUMUŞAK KAYA GEÇİŞİ)															
• KUMTAŞI	2.43	24.10	32.2	21.2	11.0	-	67	2.6	185	42.8	1796	42	-	-	-
• KUMTAŞI	2.00	-	-	-	-	-	30	2.6	22	-	-	-	-	-	-
• KİLTAŞI	1.98	32.64	85.2	30.8	54.2	33	0	2.2	3	18.1	192	11	-	-	-
• ÇAMURTAŞI	2.08	23.50	53.8	25.3	28.5	32	0	2.5	3	30.3	277	9	-	-	-
• SİLTİTAŞI-KİLTAŞI	1.94	20.80	44.3	23.3	21.0	53	44	-	6	17.2	239	14	-	-	-
• KUMTAŞI-SİLTİTAŞI-ÇAMURTAŞI	2.05	-	-	-	-	-	35	-	8	15.7	337	22	-	-	-
• SİLTİTAŞI-ÇAMURTAŞI-KİLTAŞI	2.02	-	-	-	-	63	0	2.5	4	43.5	543	13	-	-	-
• SİLTİTAŞI-ÇAMURTAŞI-KUMTAŞI	2.15	-	-	-	-	71	0	2.5	9	48.6	1327	23	-	-	-

Semboller: γ = Birim hacim ağırlığı (gr/cm³), W_n = Doğal su içeriği (%), LL = Likit Limit (%), PL = Plastik Limit (%), PI = Plastisite İndeksi (%), SPT (N₆₀) = Standart Penetrasyon değeri (düzeltilmemiş), ROD = Kaya Kalite katsayısı (%), I_p = Nokta yük dayanımı (kg/cm²), E_m = Elastisite (Deformasyon) modülü, P_{L,N} = Net limit basınç, [E_m/P_{L,N}] = Konsolidasyon oranı, Sayısal veriler “ortalama değerler” olarak verilmiştir. (1 kg/cm² = 98 kN/m²).





Şekil 3. Dolgu ve dolgu altı zeminlerin “konsolide derinlikleri (a)” ile deformasyon modülü (b) kestirimleri

olunması ve mutlaka konsolidasyon deneylerinden de oturma miktarlarının hesaplanması önerilmektedir (Baquelin v.d,

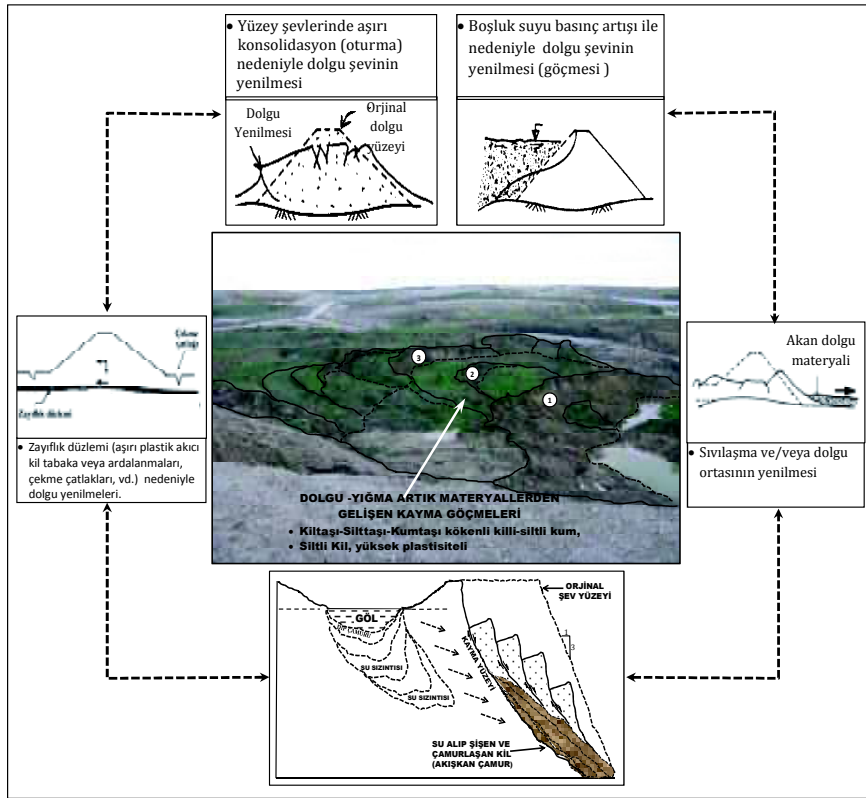
1978, alıntılıyan Kayabaşı - Gökçeoğlu, 2012).

Ayrıca, dolgu altı materyallerden kömür

tabakasının hemen üzerinde yeralan sarımsı kahverengimsi kilttaşlarının üzerinde 2-3m aralıklarla ardışıklanan sarımsı açık kahvergi nemli, ince-orta taneli dağılğan, ince malzeme miktarı % 20-40 gevşek killi ve siltli kumlar ile yüksek plastisiteli siltli killerin, kayma göçmelerine (heyelana) yatkın materyaller olduğu arazideki gözlemsel verilerden saptanmıştır. Bu materyallerin kazılıp istiflenmesiyle oluşan dolgu materyallerde gelişen bir kayma göçmesi dinamiği de genel prensip şeması olarak Şekil 4'te verilmiştir. Arazi gözlemleri, yumuşak dolgu ve dolgu altı materyallerin çoğunda gerçekleşen göçmelerin dairesel bir kayma yüzeyi

boyunca oluştuğu dikkat çekmektedir. Özellikle "2.5 - 3(D) : 1(Y) (>70°)" gibi dik basamak şev açısıyla kademelendirilen bu kömür üstü örtü tabakasına ait "dolgu altı materyallerde" kayma göçmeleri daha sıklıkla görülebilmektedir. Şev açılarının birkaç derece arttırılması her ne kadar kazı ve taşıma maliyetlerini azaltsa da, güvenlik katsayısını da azaltacağı gerçeği burada gözardı edilmemelidir.

Burada, göl ve göletlerin kömürün tabandan yaklaşık 40-80 m daha yüksekte bulunmasından dolayı su alan materyalin akışkan bir çamur kıvamıyla kayma göçmelerini tetiklediği gözlenmiştir.



Şekil 4. Dolgu alanlarda gelişen bir kayma göçmesinin dinamiği

4 SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Bu araştırma bütünüyle değerlendirildiğinde şu sonuçlar elde edilebilir:

- Bu araştırmaya konu olan, İstanbul'un kuzeyinde Karadeniz kıyısı boyunca Kilyos ile Karaburun arasında yeralan Yeniköy - Akpınar ve Ağaçalı yörelerini kapsayan bu

araştırmada açık ocak maden işletmelerinin artık materyallerinden oluşan “dolgu” ve “dolgu altı” materyallerin jeoteknik özellikleri irdelenerek, değerlendirilmiştir.

• Sözkonusu yöredeki “dolgu” ve “dolgu altı” materyallerin; kumtaşı, kıltaşı, silttaşı, çamurtaşı ve bunların ardışıklarından oluşmuş, normal ve aşırı konsolide, tümüyle ayrıışmış, yumuşak ve çok zayıf sert zemin –yumuşak kaya geçişlerindeki yerel materyallerin ince taneli (kohezyonlu) killi materyallerden oluştuğu belirlenmiştir.

• Dolgu alanlarını oluşturan, siltli kil, çamurtaşı ve kıltaşı gibi plastisitesi çok yüksek (CH-CV-CE) ince taneli materyaller, “konsolide olmayan yumuşak” veya “normal konsolide” olan materyal sınıfında [$E_m/P_{LN}=7-10$], kumtaşı ile kumtaşı-silttaşı çamurtaşı, silttaşı-kıltaşı aralanmaları olarak dikkat çeken dolgu altı –kömür üstü örtü materyalleri ise “aşırı konsolide olmuş materyal” sınıfında yer almaktadırlar. Ancak ince taneli (kohezyonlu) malzeme içeriklerinin %50-84 ve doğal su içeriklerinin de ortalama %28.7 olduğu aşırı konsolide olmuş materyallerde önem ve öncelikli olarak dikkate alınmalıdır.

• Burada, özellikle konsolide olmayan (yumuşak) veya normal konsolide olan dolgu veya dolgu altı materyallerde yeterli “jeoteknik iyileştirmeler” yapılmadan bir mühendislik yapı/yapılarının kısa vadede uygulanması durumunda; çamur pompalanması (pompaj), aşırı oturma, kayma göçmeleri gibi ciddi stabilite problemleriyle karşılaşılacağı gerçeği önem ve öncelikli olarak hatırlanmalıdır. Ayrıca derinlerde deniz seviyesine doğru yaklaşıldıkça artan iri taneli malzeme aralanmalarına bağlı olarak olası “sıvılaşma riskinin” de ortaya çıkabileceği unutulmamalıdır.

• Bu bağlamda, gerek orman alanı veya rekreasyon alanı ya da kentsel yapılaşma gibi yeniden kullanım planlaması öngörülerine bağlı olarak ayrıntılı “jeoteknik risk haritalarının” yapılması önem ve öncelikli olmalıdır.

TEŞEKKÜR

Yazar, bir araştırma projesine ham veri destekleriyle gösterdikleri mesleki ve bilimsel duyarlılıklarından dolayı Ulaştırma Bakanlığı-Alt Yapı Dairesi Sayın Yetkililerine en derin teşekkürlerini sunmayı bir görev bilir.

KAYNAKLAR

- Arioğlu, E., Tokgöz, N., 2005. *Çözümlü Problemlerle Şev Stabilite Analizi*, Evrim Yayınevi, (417s.), İstanbul.
- Arioğlu, E., Tokgöz, N., 2011. *Design Essential of Hard Rock Mass & Coal Strength*, Evrim Publisher, (281p.), İstanbul.
- Bacquelin, F., Jezequel, J.F., Shields, D.H 1978. *The Pressuremeter, and Foundation Engineering*, Trans. Tech Publications, Claustal –Zellerfeld, Germany, (978 p.).
- Briaud, J.L. 1992. *The Pressuremeter*, A.A Balkema (322p.)
- Kantarci, MD., 1988. Çatalca Yarımadasının Kuzey Kesiminde (Ağaçlı Yöresi) Linyit Kömürü Açık İşletme Alanlarında Arazi Kullanımı ve Ağaçlandırma İçin Temel Ekolojik İncelemeler ve Değerlendirmeler. *İ.Ü. Orman Fakültesi Dergisi*. Seri: A. Cilt: 38. Sayı:1. (s: 60-90).
- Kayabaşı, A., Gökçeoğlu, C. 2012. Taşıma Kapasitesi ve Oturma Miktarının Hesaplanmasında Yaygın Kullanılan Yöntemlerin Mersin Arıtma Tesisi Örneğinde Uygulanması, *Jeoloji Mühendisliği Dergisi*, 36(1) (s:1-22).
- Öztoprak, S. 2002. Yüklenmiş Zeminlerde Gerilme-Deformasyon Davranışının Teorik Tanımlanması ve Modellenmesi, İÜ Fen Bilimleri Enstitüsü, *Doktora Tezi*, (376s).
- Tokgöz, N., İzibelli, U. 1995. İstanbul Ağaçlı Bölgesi Kömür Yataklarının Kısa Bir Tanıtımı. *Hava Kirliliği ve Kömür Gerçeği Kitabı*, Bölüm III, Arioğlu, E. (ed.). TMMOB Maden Mühendisleri Odası, İstanbul Şubesi, (s:76-90), İstanbul.
- Tokgöz, N., 2003. Ağaçlandırılmış Açık Kömür Ocağı Artık Materyallerinde Arazinin İslâhı ve Materyallerin Stabilizasyonunda Ağaç Köklerinin Etkileri Üzerine Araştırmalar, Çevre Mühendisliği Programı, İÜ Fen Bilimleri Enstitüsü, İstanbul.(250 s.).
- Tokgöz, N., 2004. Research on the effect of the tree roots on the forested land over the open coal mine residual materials; rehabilitation and stabilization of the land. *Proceedings of the Eight International Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production - SWEMP 2004*, In: Paşamehmetoğlu G, Özgenoğlu A, Yeşilay AY (eds), Antalya-Turkey, (pp:305-311).
- Tokgöz, N. 2005-a. A study on the bio - hydro mechanical effects of the tree roots on the Ağaçlı coal reclaimed-forested land. *Geotechnical and*

- Geological Engineering*, (Former Kluwer), Springer Science 23 (5), (pp:519-535).
- Tokgöz, N., 2005-b. Ağaçlandırılmış Açık Kömür Ocağı Artık Materyallerinde Arazinin İslâhı ve Materyalin Stabilizasyonunda Ağaç Köklerinin Etkileri Üzerine Araştırmalar. *Madencilik ve Çevre Sempozyumu*, TMMOB Maden Mühendisleri Odası Merkez Şubesi, (s:189-198).
- Tokgöz, N. 2009. A Landslide Analysis for the Post Coal Mining Sites Developed in the Course of the Reclamation and Forestation, *21st International Turkish Mining Congress and Exhibition*, 5-8 May, Antalya/Turkey (pp:185-198).
- Tokgöz, N., 2010. A Case Study of the Ağaçlı Landslide - Gully Complex during Post Coal Mining Reclamation, *Environmental Earth Science*, Springer, Vol. 59, (pp:1559-1567).
- Tokgöz, N., Kantarcı, M.D., Küçükaslan, K., Kuz, M. 2011. Kilyos - Karaburun Arası Kum Kil ve Kömür Sahalarının Geoteknik ve Çevre Etüdü, İstanbul İ.Ü. BAP Proje No:9248, (Devam ediyor).
- Tunç, A. 2002. *Yol Mühendisliğinde Geoteknik Uygulamaları*, Atlas Yayın, (912s).

In – Pit Crushing and Conveying (IPCC): An Option to Transport on Mining That Is Cost Lowering and Sustainable

T. Santos, J. Miranda

Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, Brazil

ABSTRACT Aiming to work sustainably, mining companies all around the world search for ways to minimize the impacts of mining on the environment. Ore transportation by trucks is becoming one of the major causes of environmental impacts, due to the fact that it creates a considerable amount of waste, such as tires and excessive carbon emissions on the atmosphere. Beyond the environmental issue, the truck transportation method presents high operational and maintenance costs. Thus, as an alternative to this transport model, emerged on the decade of 1940 the possibility of carrying ores by conveyor belts and on the decade of 1950 emerged the first mobile crusher, which form together a system called IPCC. This proposition for transport is becoming a trend on the mining sector. That because the main issue became a factor of economy and viability of new enterprises along with the principles of sustainability.

1 INTRODUCTION

Mining emerged in Brazil in the XVIII century, when Portuguese expeditions, called *entradas e bandeiras*, entered the interior of the country searching for precious metals. At that time, mining was predatory. Mining was executed without caring for environment issues and the main goal was to bring richness to the Portuguese Crown. Past the colonial period, mining activities continued to happen without any concern for the damage caused to the environment.

The first time the damage mining could cause to the environment was discussed in 1988 with the creation of the Constitution of the Federative Republic of Brazil. According to the Federal Constitution, in its article 225, subsection IV and paragraph 2, are provided, respectively, the requirement of previous study of environmental impact for the implementation of works or potentially harmful activities, besides the miner's

obligations of recovering the degraded environment, according to the technical solution required by the responsible public agency (Constituição, 1988). With the regulation of mining exploration, nowadays the companies do not care only about the production levels, but also about minimizing the environmental degradation. In the course of time, the mining sector's vision has been suffering positive transformations, as highlighted *Farias*, "mining is one of the basic sectors of Brazil's economy. It contributes decisively to the welfare and quality of life improvement of present and future generations. It is crucial to the development of an equitable society, provided it is operated with social responsibility, and the principles of sustainable development always present "(*Farias*, 2002).

Mining operations consist generally of dismantling, loading and transportation. Among these operations, transportation of

ore is a big environmental problem to some mining companies. In conventional mining, the transportation is discontinuous, that is, done by trucks. This transportation method has advantages such as high mobility. However, the damage to the environment is meaningful, such as the generation of oily waste, tires and scrap, besides the generation of carbon dioxide due to the burning of fossil fuels and the need of vegetation removal for road building. Figure 1 shows the conventional extraction method cycle.

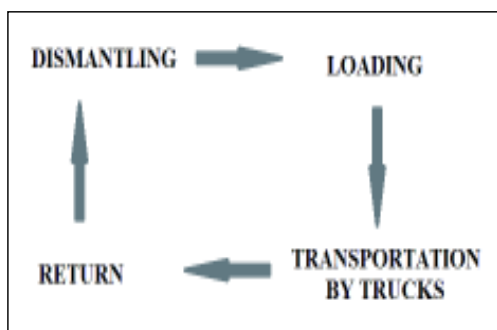


Figure 1: Conventional extraction method cycle.

Besides all these issues regarding the environment, discontinuous transportation is expensive, because the trucks operate empty for 50% of the time. So, alternatively, the continuous conveyors emerged. And these proved to be far less injurious to the environment.

In this article, the objective is discussing an alternative transportation system to the trucks. This transportation system consists of belt conveyors and mobile crushers, which together form a system called IPCC, also known as continuous transportation.

2 METHODOLOGY

The following databases were consulted: *Portal de Periódicos Capes*, Scientific Electronic Library Online (SciELO), theses from the *Universidade Federal de Ouro Preto*. The following key words were used: mining, conveyor belt, mobile crusher, in –

pit crushing and conveying. Articles and theses were selected, based on the theme.

3 DISCUSSIONS

In the beginning of the 1940s studies of alternatives to ore transportation by trucks were initiated because it was responsible for more than half the costs of mining. According to *Trueman*, 52% of the activities cost in a mine that operates by the conventional method belong to ore transportation by trucks (*Trueman*, 2001). This cost distribution is shown on Figure 2.

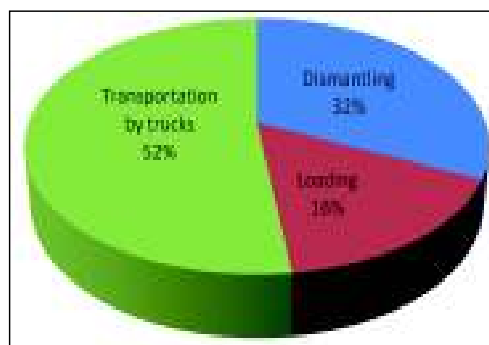


Figure 2: Cost of mining conventional method

The alternative found to ore transportation by trucks was the use of conveyors. The ore is subjected to dismantling, loaded by loaders and released on a conveyor belt that carries the ore to the plant for crushing and further processing. For better choosing the type of conveyor belt, the distance that the belt has to beat, the type of material and the level difference between loading and unloading are taken into account. In the mineral production bulk commodities transportation is the object of great attention because of its influence on the operating and maintenance costs and the concerns about safety and the environment. The conveyor belts are presented as a means of transportation suitable for a wide variety of applications, for its security, reliability and low implementation and operation cost (*Calijome*, 2011).

According to *Lopes*, the biggest costs of mining with conveyor belts are divided between dismantling and loading. The costs of loading are meaningful because they encompass two operating activities: loading and transportation of the material from the mine to the belts both performed by the loaders. The transport by conveyor belts represents only 9% of the costs in this mining method (*Lopes*, 2010).

Since the decade of 1960, some Brazilian mining companies are employing this means of transportation, which offers several advantages, such as: the ability to beat up to 30% slopes, lower operating cost than the conventional mining method with transportation by trucks, low maintenance cost, significant reduction of occupational accidents and mainly reduction of carbon dioxide, dust and noise emission. Figure 3 shows a conveyor belt from *Germano Mine*. It belongs to a company called *Samarco Mineração*.



Figure 3: Conveyor belt from *Germano Mine*.

Around the decade of 1950, the mobile crushing system emerged. This system is characterized by the crushing taking place inside a pit. According to *Schröder*, in 1953 the *Thyssenkrupp* built the first mobile crusher, which was used in lime extraction on a mine in Germany (*Schröder*, 2003).

With the creation of these mobile crushers, after the dismantling, the ore began being comminuted still in the pit, loaded by loaders up to the conveyor belt to be sent, either to the processing plant, either to direct dispatch to clients. This brought a further

decrease of operating costs. With the increasing demand for higher productivity and lower operating costs, a growing number of companies recognize the benefits of mobile crushing. A mobile crusher is shown in Figure 4.



Figure 4: Mobile crusher fed by a loader.

The junction of a mobile crusher with a conveyor belt form a system called In-Pit Crushing and Conveying. Currently, the most advanced transportation method is the self-propelled crushing system. It consists of self-propelled equipment which moves through belts. The ore is removed by excavators, fragmented in a mobile crusher and propelled to the conveyor belt without the need of the loaders loading the ore at the conveyor. This system is shown in Figure 5.



Figure 5: Self-propelled crushing system.

Lopes conducted a study in a mine called *Alegria* to *Samarco Mineração* in the region

of *Mariana / Minas Gerais*. This study aimed to compare the operating costs, the carbon dioxide emissions and the energy consumption using three different types of ore transport. The means of transportation used in this comparison were: the traditional, by trucks (Alternative 1), by the conveyor system (Alternative 2) and the one with mobile crushing (Alternative 3). In the method that uses mobile crushing, once fragmented, the ore goes to mobile conveyors, configuring the in-pit, self-propelled system. As a result of research, *Lopes* concluded that the use of fossil fuel for transported ore was 3.25 and 2.06 times higher in the alternatives 1 and 2, respectively, in relation to the third alternative. Concerning electricity consumption a reduction of 77% and 12% in the alternatives 1 and 2 is presented in relation to Alternative 3. Regarding costs, alternative 1 and 2 show 59% and 36% higher costs respectively, compared to alternative 3. Still, according to this author, this type of self-propelled mobile crushing has enough mobility to accompany the movements of loading equipments in the resumption to the ore pile. This equipment, at the time of dismantling, gets out of the ore launching range quickly, keeping the system interconnected, allowing the quick return to operation after dismantling. These characteristics make this method more efficient (*Lopes*, 2010).

A study presented by *Schröder*, also proved that the method of in-pit mobile crushing using conveyors has lower operating cost than the traditional method by trucks. The types of transportation studied were the conventional method by trucks and the In-Pit Crushing and Conveying. The costs using IPCC showed a reduction of 64% compared to the transportation by trucks (*Schröder*, 2003).

Exploitation of a small limestone mining in Austria, was possible only through the use of the IPCC with glory hole. This system consists in using a mobile crusher, a tunnel that leads to the conveyor and a vertical shaft that allows the removal of the ore. Beyond economic issues, it is interesting to

highlight the recovery of energy generated by the descending carrier. Thus the small mining became self sufficient in energy because that recovery is sufficient to keep the whole system functioning. According to *Toshihiko Ohashi*, despite being a small operation, the project proved to be an intelligent solution that could be applied in large-scale in Brazilian mining, with good results (*Minérios e minerales*, 2011).

Several companies around the world invested and still invest in a system of in-pit mobile crushing and subsequent transport by belt (IPCC). Besides the reducing costs, the use of this system has been highlighted for being the method of transportation that less degrades the environment.

Even though the mobile crushers and the conveyor belts have been created some time ago, only recently the IPCC has been used more effectively. While reducing the operational costs, its deployment requires previous studies of mining exploitation and its operation requires skilled manpower. *Vale*, the largest Brazilian, and world's second largest mining company is in the process of licensing an iron ore mine located in *Serra Sul, Canaan dos Carajás - PA*, which promises to be the largest reserve of hematite in the planet. The mine is planned to produce up to 90 million tones of iron ore per year. The project has been named *SIID* and promises to be a reference in sustainability. Unprecedented in iron mining history, the transportation method will be 100% IPCC with use of self propelled mobile crushers and mobile conveyors. According to *Goes*, if the *SIID* mine was operated by off-road trucks, it would be necessary 100 huge trucks that would consume 65 million liters of diesel per year. With the mobile conveyors, the diesel consumption will be of 15 million liters per year, a savings of 77%. Only the auxiliary equipments will continue consuming fuel. The main equipment will be powered by electricity. There will be carbon dioxide reduction in identical percentage of diesel and 174 large tires that are changed every year in trucks will be saved. Highlighting that, there will not be road building for the

trucks because the conveyor overcomes long distances and allow the processing plant to be located outside the forest, eliminating the need to remove more than 1000 hectares of vegetation of *Carajás* National Forest (Vale, 2012).

According to the studies reviewed for this article it is finally possible to highlight the advantages of IPCC and disadvantages of the of the conventional transportation method by trucks. The advantages and disadvantages are shown in table 1.

Table 1: Advantages of the IPCC System and disadvantages of the transportation by trucks

The advantages of IPCC are listed below:
Reduced emissions of carbon dioxide, because most equipment uses electricity.
Low volume of suspended solids, dust.
Low operating cost.
Does not generate waste.
Diminished risks of work accidents.
Among the disadvantages of transportation by trucks it is possible to highlight:
High carbon dioxide emissions from the fossil fuel used in the trucks.
Production of noises by the trucks that can affect the environment of nearby urban centers or wildlife in forests.
Generating a lot of garbage due to tire waste and truck maintenance.
High operating cost because the trucks travel empty half the time.
Need of forest removal for road construction.

4 CONCLUSION

Regarding transportation in mining, the trend is to opt for the use of transportation without the use of trucks, the IPCC system. Mining companies, especially large ones, have been evaluating the possibility of replacing the conventional method because it is costly and also degrades the environment too much.

As shown by some studies, such as Lopes, especially in large mines, as the transport distance to the processing plant increases, the transportation cost by the conventional method also increases, so the IPCC system becomes competitive.

Despite the tendency to offer ready solutions in the market, there is no one ideal system for all operations. The selection of the most appropriate transportation system for each operation must take into consideration some issues like: economic, social, environmental and technical issues. Trying to apply an existing project without taking into account all the relevant issues probably will not offer the best solution. The trucks are appropriate for short distance transportation and in some types of mine for the manufacturing of sterile piles. As the transportation distances and the system capacity increases, the conveyors and mobile machines become more efficient in terms of cost. The lack of skilled manpower and the growing concern about greenhouse gases emissions also favor the use of the IPCC system, provided there is suitable power available.

REFERENCES

- Brasil. Constituição, 1988. Constituição da República Federativa do Brasil. Brasília, DF: Senado Federal.
- Farias, C. E. G., 2002. Mineração e meio ambiente no Brasil. PNUD, 2002/001604, pp. 2.
- Trueman, E., 2001. In pit Crushing: The Application and Benefits of Track Mounted Crushing Equipment, *Goldfields Mining Expo. Western Austrália: National Seminar on New Trends in Cost Effective Iron Ore Mining*, pp. 27.
- Calijome, A. (2011), Aspectos essenciais em sistemas para longa distância, São Paulo, <http://www.revistaminerios.com.br/Publicacoes/3505/aspectosessenciaisemsistemasparalongadistancia.aspx>, (Accession date: 09.07.2012).
- Lopes, José Raimundo., 2010. Viabilização técnica e econômica da lavra contínua de minério de ferro com uso de sistema de britagem móvel “in pit” auto propelido, Ouro Preto, 89 p.
- Schroder, A. L., 2003. The use of in-pit crushing and conveying methods to significantly reduce

- transportation costs by truck. *COALTRANS ASIA*, 9, pp. 12.
- Minérios e Minerais (2011), Transportador descendente gera energia para o complexo industrial. Minérios e minerais, São Paulo, <http://www.revistamineros.com.br/Publicacoes/3471/transportadordescendentegeraenergiaparaocomplexoindustrial.aspx>, (Accession date: 09.07.2012).
- Vale (2012), Projeto Ferro Carajás S11D: Um novo impulso ao desenvolvimento sustentável no Brasil, São Paulo, 25 p.

Identification of Causal Relations of an Edge's Sliding of an Open Pit Mine

H. Hamdane

Department of Mining Engineering, Larbi Tebessi University, Tébessa, Algeria

M. Mellas,

Department of Civil and Hydraulic Engineering, University of Biskra, Algeria

ABSTRACT The slope movements represent a large diversified family; these movements correspond to a major constraint for the mining works. The starting factors of the mechanical processes in the beginning of instabilities must obviously be studied with precision. Indeed they are represented in the upstream charts of events with sometimes dramatic consequences. The objective of this paper is the identification of causal relations who allows judicious and early interventions from the point of view of risk management.

The case of the landslide of Kef Essenoun, Who occurred in the phosphate's open pit mine of Djebel Onk (Algeria), presents the typical example of the negligence of geotechnical studies which could prevent these risks. With this intention, traditional and numerical methods will be applied for the determination of the probable causes of the landslide.

1 INTRODUCTION

The right design of open pit slope is an important factor to insure the mine stability. The planning of an open pit is a matter of determining the most economic pit limit and the most economical mining program for a given mineralization (Steffen & al., 1970). However, the stability aspects must have the same importance that the economic aspects. In many cases, it may be worthwhile to conduct an optimization study (Coates, 1981), what was not made in the case of the phosphate mine of Djebel Onk (sector: Kef Essenoun); where the geotechnical aspect did not take his true place at the time of the opening of the mine; what led later to a landslide. The study of the releases factors of this slip it is proven valuable for the comprehension of this phenomenon and the prevention of this kind of catastrophe in the future.

2 GEOLOGY OF THE SITE

The phosphate deposit of Kef Essenoun is located on the southern side of the Cretaceous anticline of Djebel Onk "Bir El Ater, Tébessa, Algeria" (Figure 1).

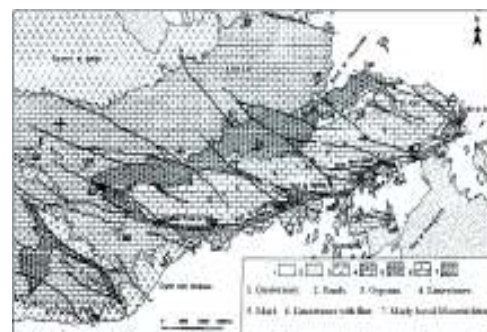


Figure 1. Simplified geological map of Djebel Onk

The tectonic activity involved an abrupt change of the phosphate layer's dip (which was 15°) as it is presented in figure 2.

Note that, with the progress of the mining works (excavation of slope toe) the abutment of the superimposed layers decreases and their dips increases; what influences negatively the stability.

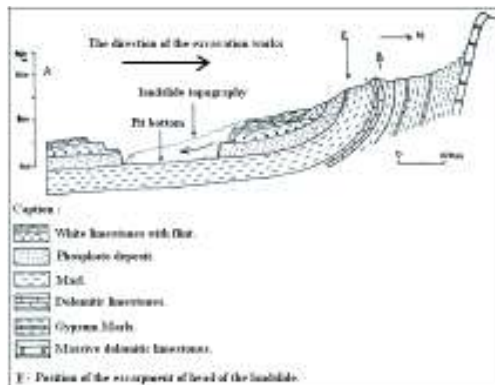


Figure 2. Geologic cross-section of Kef Essenoun before the landslide.

3 LANDSLIDE OF THE KEF-ESSENOUN

On September 8th, 2007, occurred the landslide of the north-eastern side of the pit (Figure 3). An important mass of rocks was detached from the rock mass filling the entire pit (the volume of the sliding mass is estimated at 6 000.000 m³).



Figure 3. The landslide of Kef Essenoun open pit.

3.1 Nature of the Landslide

The landslide appears, at first sight, like a rotational slump (curved slip surface) but according to the geological cross-section (stratified formations) and the position of the surface of failure (the bedding plane between the Phosphate deposit and the Marl layer) the slid is classified as translational.

The Phosphate layer, which is qualified hard rock, surmounts the Marl layer, which is qualified soft rock, from where the joint separating these two formations constitutes a favorable surface of slip. The basal friction in this case is favorable to the gravitating movements.



Figure 4. The failure surface of the Kef Essenoun landslide.

3.2 Geotechnical Characteristics

The rock formations Kef Essenoun are characterized by a very low, low to average resistance (according to the values of the Compressive strength) and according to their Poisson's ratios they are little consolidated rocks (the marl formation) and compacted rocks (the other formations).

Table 1. Geotechnical characteristics of different rock formations.

Properties	Quaternary	Limestone	Phosphate	Marl
Uniaxial Compressive strength (MPa)	19.17	58.84	22.55	21
Angle of internal friction (°)	25	40	37	15
Rock cohesion (MPa)	1.96	8.24	7.35	1
Specific gravity (KPa)	18	25.5	22.55	20
Young's modulus (MPa)	5000	27000	24000	1000
Poisson's ratio	0.32	0.25	0.28	0.40

3.3 Effect of Topography

For the case of the landslide of Kef Essenoun, the sliding mass presents wrinkles resulting from the side spreading out. The effect of the topography on the mobility of the sliding mass is weak in this case. The effects of the seismicity and pluviometry are weak because this zone is arid and characterized by a weak seismic activity (Figure 5).



Figure 5. Topographic constraint visualized by the form of the corridor of displacement

3.4 Effect of the Geometry

The bench of Kef Essenoun open pit is characterized by 30 m height, an angle of slope of 75° and sometimes it exceeds the 80° and a bench width equal to 10 m (Figure 6).



Figure 6. Kef Essenoun open pit before the landslide

The bench represented in red squares has a rather good stability and the safety factor is around 1.3, for a slope angle equalizes with 75°, for a critical condition of slope angle which exceeds the 80° the safety factor is around 1.0 (Figure 7). It is worth noted that the overall slope of the open pit is in a critical condition. But if the height and the angle of the bench are taken equal to 15 m and 55° successively with a bench width equal to 15 m there will be an overall slope of the pit characterized by 70 m height and an overall slope angle of 30° from where the safety factor will be higher than 2.

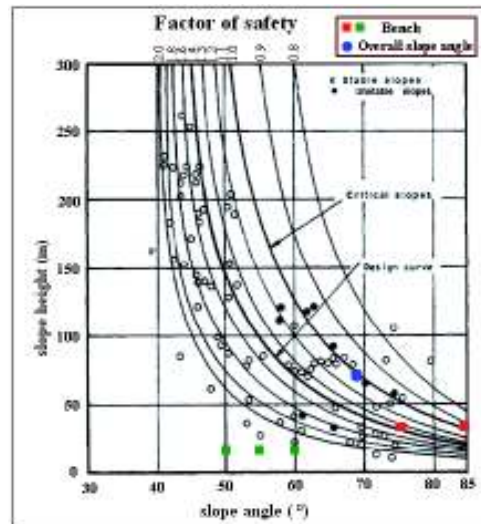


Figure 7. The safety factor according to the height and the angle of slope.

3.5 SMR classification (Slope Mass Rating)

The Slope Mass Rating (SMR) was presented as a new geomechanical classification for slopes in rock (Romana, 1985). The classification is obtained from the RMR-system (Bieniawski, 1989), by using an adjustment factor depending on the relation between the slope and joints and also a factor depending on excavation method (Edelbro, 2003).

$$SMR = RMR_{basic} + (F_1 \cdot F_2 \cdot F_3) + F_4$$

Where

F1 depends on parallelism between joints and the strike of the slope face as:

$$F1 = (1 - \sin A)^2,$$

Where A is the angle between the strike of the slope face and strike of the joint.

F2 depends on the joint dip angle in the planar modes of failure.

F3 refers to the relationship between the slope face and joint dips (Bieniawski, 1976).

F4 is the adjustment factor depending on excavation method of the slope.

The results of classification of rock mass formations of Kef Essenoun is showing in the following table:

Table 3. Classification of the rock formations of Kef Essenoun (RMR system)

Properties	Quaternary	Limestone	Phosphate	Marl
Compressive strength	2	7	4	2
Rock quality designation (RQD)	13	13	13	13
Spacing of discontinuities	20	20	20	20
Condition of discontinuities	10	10	10	10
Ground water condition	15	15	15	15
RMR _{basic}	60	65	62	60

Table 4. Classification of the rock formations of Kef Essenoun (SMR system)

Properties	Quaternary	Limestone	Phosphate	Marl
F1	0.70	0.70	0.70	0.70
F2	0.15	0.15	0.15	0.15
F3	-25	-25	-25	-25
F4	-8	-8	-8	-8
(F ₁ ·F ₂ ·F ₃) + F ₄	-10.62	-10.62	-10.62	-10.62
SMR	49.37	54.37	51.37	49.37
SMR classes (Romana, 1993)	Description: Class III; Normal			
	Stability: Partially stable			
	Failures: Planar failure in some joints and many wedge failures			
	Support: Systematic			

The results of SMR classification prove that the mine was partially unstable and that a plane failure will occur on the level of some joints from where in this case the failure occurred on the level of the bedding plane separating the phosphate layer from the marl layer.

Common for both soil and rock slopes is the fact that the failure surface cannot develop at the same instant throughout the slope. There must be a progressive mechanism of failure development eventually leading to the full collapse of the slope (Sjöberg, 1996).

3.6 Numerical Simulation

The Modeling is carried out by using the finite element code for soil and rock analyses PLAXIS. Calculations are carried out in plane deformation, by using a model of 300 m out of 500 m. The Mohr-Coulomb elastoplastic constitutive law is selected. This law offers the advantage of a low number of parameters. The finite- element model is illustrated in Figure 8.

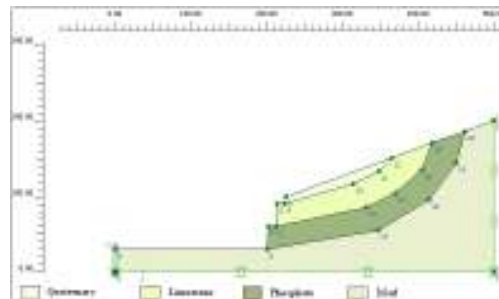


Figure 8. The model geometry

3.7 Results and Discussion

The volumetric strains are higher than 10^{-3} which is the field of the great deformations what confirms than the open pit mine course a risk of instability (Figure 9).

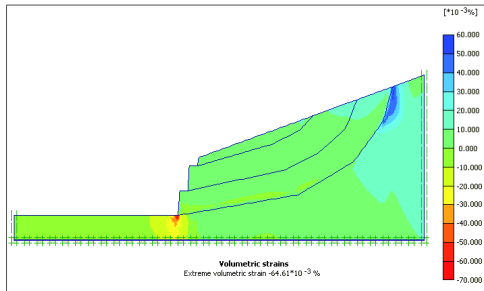


Figure 9. Volumetric strains.

Failures appear more on the level of the marl's layer which proves that this layer can't support the weight of the overlying strata. The maximum values are concentrated especially on the level of the toe of slope.

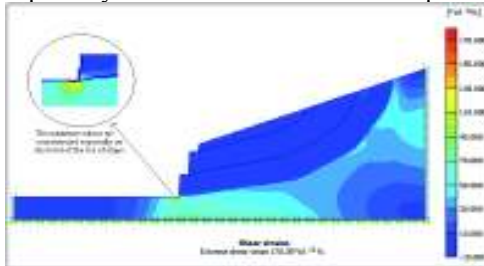


Figure 11. Shear strains

3.8 Conclusion

The alliance of several natural and human factors led to the landslide of Kef Essenoun. In the case of the stable slopes, it is impossible to envisage their lifetime quantitatively. One thus seeks to evaluate qualitatively the probability that the slope becomes unstable. Important progress could be realized in this field, thanks to the analysis of the passed landslides.

The empirical approach can only be used on the level of predimensioning or constitute a starting point of a mechanical study. The use of several analysis approaches is very

valuable for the insurance of the results. The geotechnical study and the intervention of the geotechnician are necessary and even obligatory for the risk prevention in the mining field.

REFERENCES

- Bieniawski, Z. T. (1976). Engineering classification in rock engineering. In: Proceedings of the Symposium on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg, 97-106.
- Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classification. John Wiley & Sons, New York, 251 p.
- Coates, D. F. (1981). Rock Mechanics Principles. CANMET, Energy, Mines and Resources. Canada, Monograph 874. pp. 6-1 – 6-70; B-1 – B-12.
- Edelbro, C. (2003). Rock mass strength, a review. Technical report. Luleå university of technology, 160 p.
- Romana, M. (1985). New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slope. In: Proceedings of the international Symposium on the Role of Rock Mechanics, 49-53.
- Romana, M. (1993). A geomechanical classification for slopes: Slope mass rating. In: Comprehensive Rock Engineering, Principles, Practice & Projects, Oxford: Pergamon Press, 3 (Rock Testing and site characterization), 575-600.
- Sjöberg, J. (1996). Large scale slope stability in open pit mining – a review. Technical report. Luleå university of technology, 229 p.
- Steffen, O.K.H. & al., (1970). Optimization Open Pit Geometry and Operational Procedure. In Planning Open Pit Mines, Proc. Symposium on the Theoretical Background to the Planning of Open Pit Mines with Special Reference to Slope Stability (Johannesburg, August 29 – September 4, 1970), pp. 9-31. Cape Town: A. A. Belkema.

Using Satellite Images (ASTER Images, TERRA Satellite) for Exploration of Orogenic Gold Deposits (Case Study: Dareh Ashki Gold Deposit, Muteh Gold Complex, Golpayegan, Iran)

A. Mohammadi

Department of Geology, Science and Research Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran

A. Khakzad,

Department of Geology, Science and Research Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran

N. Rashidnejad Omran,

Department of Geology, Tarbiat Modarres University, Tehran, Iran

N. Kaviani

Department of Soil Sciences, Khorasgan Branch, Islamic Azad University, Isfahan, Iran

ABSTRACT In recent years, remote sensing technology has provided valuable information in the field of mineral exploration. Satellite data have been used widely in geology and exploration and to determine the location of mineral deposits. The remote sensing techniques, has been used significantly in the updating of geological maps, improved quality, and thematic mapping such as alteration zones maps, rock units, lineaments and fracture patterns, and has saved time and cost of in mineral potential mapping.

This project was conducted in the Darehashki Gold deposit with 2.45km² that is located in extreme NW of Isfahan province and north of Muteh village. The deposit is one of the ninefold gold deposits formed in Muteh Complex which occurred in central of Sanandaj–Sirjan structural–metamorphic zone.

Lithological investigations show that the geological units in this area include: Precambrian metamorphic (green schist facies with different mineralogy) hornfelse, silicified and mineralized veins and granitic intrusions. This series have been deformed in effect of tectonic alternating phases.

Gold mineralization has occurred in relation to hydrothermal alterations in metamorphic units (schists and quartz veins in schist-granite contacts). Gold-containing minerals include pyrite and chalcopyrite.

In this project, ASTER satellite images were used in different band combinations for extraction alteration zones associated with gold deposits, fractures and faults systems, intrusive units according to their possible role in the mineralization area and relationship between alteration zones and fracture systems and faults were investigated.

According to the results of field survey and the availability of gold alteration zone-as an indicator- in the area, were provided an opportunity for assessing the accuracy, control and compare the results of remote sensing studies with field studies. Finally, remote sensing studies for in this district can be used as a model for exploration of similar areas.

1 INTRODUCTION

The study area is located in the central part of sanandaj- sirjan metamorphic zone. This zone has a great potential of hydrothermal deposits such as Agdarreh (gold), Zarshouran (gold) and Angouran (mixed sulphide–nonsulphide zinc) (Figure 1). Most of the known deposits exhibit a well-developed zonal pattern of mineralization and wallrock alteration that can be defined by broad variations in major oxides and trace element concentrations. These elemental compositions in turn reflect variations in mineralogical composition of the altered zones. Most of the hydrothermal alteration processes produce clay and other silicate minerals (e.g. argillic and phyllic zones). Supergene alteration results in the formation of extensive iron oxide minerals, giving characteristic yellowish or reddish color to the altered rocks. These alteration minerals can be detected by remote sensing techniques (Abrams et al., 1984; Elvidge & Lyon, 1984; Amos & Greenbaum, 1989; Drury & Hunt, 1989).

ASTER data has been used to locate areas of iron oxides and/or hydrous minerals which might be associated with hydrothermal alteration zones. The host rocks that contain ore deposits of hydrothermal origin always show the result of interaction with the hydrothermal fluids that change the mineral and chemical composition of the rock and cause the deposition of the ore and related hydrothermal minerals (Rutz-Armenta & Prol-Ledesma, 1998).

Aster Image dataset (Terra satellite) with having suitable spatial and spectral resolution, has a significant impact on geological and exploration studies. This dataset, with suitable spectral resolution in infrared reflection range -that most minerals are having absorption spectral charts in it - provides the possibility of detachment various alteration types. In addition, In addition, this sensor having five spectral bands in the thermal infrared range is considered a Multi thermal sensor that can separate Lithological units in this way.

Aster images are classified in 14-band. The features of sensor images include:

- Visible Near Infrared images (VNIR) with a ground resolution of 15 meters (3 bands).
- Short Wave Infrared images (SWIR) with a ground resolution of 30 meters (6 bands).
- Thermal Infrared images (TIR) with 90 m ground resolution (5 bands) (Fig. 1).

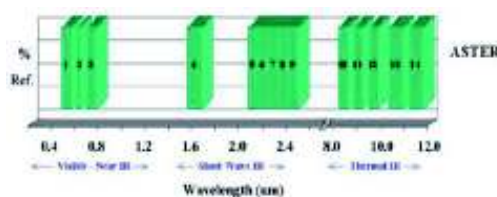


Figure 1. ASTER spectral bands and their classifications.

In this project, we used the ASTER images in various band combinations for extracting geological structures (faults and lineaments), rock unit types and alteration associated with gold mineralization.

2 GEOLOGICAL SETTING OF DARREHASHKI GOLD DEPOSIT

Darrehashki gold deposit is located in 55 Km of eastern Golpayegan city, central Iran (Fig 2). The deposit is one of gold deposits occurred in Muteh complex. The complex were occurred in Sanandaj-Sirjan structural-metamorphic zone which has 1500 Km long and 150 to 200 Km. The Sanandaj-Sirjan zone related to the creation of the Tethys ocean and its subsequent destruction during Cretaceous and Tertiary convergence and continental collision between the Afro-Arabian and the Eurasian plates (Mohajjel et al., 2003; Agard et al., 2005; Ghasemi & Talbot, 2006; Moritz et al., 2006; Daliran, 2008). The complexly deformed subzone of the Sanandaj-Sirjan zone, which hosts the Muteh gold deposits, is distinguished by abundant greenschist and amphibolite facies metamorphic rocks (Mohajjel et al., 2003). Mesozoic and Tertiary sedimentary rocks overlying Paleozoic sedimentary rocks predominate in the Muteh complex and are

largely covered by Quaternary rocks, as shown in Figure 1 (Moritz et al., 2006).

The Muteh complex consists of 9 gold deposits for gold mineralization that Chah Khaton and Senjedeh are extracted since 1991, as depicted in Figure 2 (Moritz et al., 2006). The rocks in the vicinity of the Muteh deposit are predominantly schist and gneiss, subsidiary amphibolite and quartzite, and local marble and magnetite horizons (Thiele et al., 1968; Paidar-Saravi, 1989).

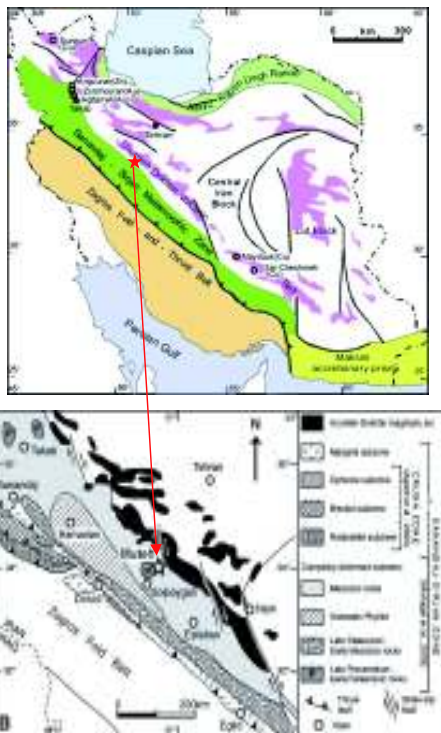


Figure 2. Location of the Muteh complex and the Iranian famous hydrothermal deposits at the intersection of the Sanandaj–Sirjan metamorphic zone with magmatic belt of Urumieh–Dokhtar. Simplified tectonic map of southwestern Iran, showing the subdivisions of the Sanandaj–Sirjan tectonic zone (Stöcklin, 1968 and Daliran, 2008)

The schist contains mainly quartz, biotite, chlorite, and muscovite. The granitic rocks emplaced in the metamorphic complex in the immediate vicinity of the Muteh gold mine

are mediumgrained biotite and two-mica leucogranites, which locally can be extremely rich in quartz and feldspar and mica poor (Thiele et al., 1968). Hornfelsic rocks result from contact with the granite (Paidar-Saravi, 1989).

Paidar-Saravi (1989) also described a range of different meta-volcanic rocks, including rhyolitic, dacitic, and andesitic tuff and lava, which were already described in internal reports of the Geological Survey of Iran (Alavi-Tehrani, 1980, cited in Paidar-Saravi, 1989). According to Paidar-Saravi (1989), these rocks have a grano-lepidoblastic texture with quartz and feldspar forming a mosaic intergrowth and mica and chlorite defining the foliation. Pyrite and locally larger crystals of are also mentioned.

Paidar-Saravi (1989) described the meta-volcanic rocks as interlayered with schist but provided no further textural evidence that they are tuffs or lavas. During our fieldwork, we did not recognize any primary textures, and these rocks cannot be distinguished from the other metamorphic rocks in the area. Therefore, we refer to them as gneiss or schist. Rachidnejad-Omran et al. (2002) also mentioned the presence of meta-rhyolite and meta-volcanic tuff, in spatial association with higher gold grades, but with no additional evidence for this rock classification. They interpreted the meta-rhyolite together with the amphibolite as a bimodal volcanic suite and the host schist and gneiss as an early Paleozoic (to Late Proterozoic) volcano-sedimentary complex.

Hydrothermal alteration associated with the gold occurrences is characterized by intense, pervasive bleaching of the host rocks. In areas where alteration is less intense, it can be seen that the bleaching occurs along small fractures crosscutting the sub-horizontal foliation of the host rocks (Moritz et al., 2006). It consists of silicified rock with microcrystalline to crystalline quartz, fine-grained muscovite, pyrite, dolomite-ankerite, and albite overprinting the metamorphic minerals of the host rocks.

Lithological units in Dareh-Ashki deposit concluded green schist, granite and hornfels. Some parts of the deposit covered

by alluvium. Green schist and hornfelsic units are situated in northern part of the deposit. Granitic units occurred in central and southern parts of the deposit. Alteration zones in the deposit consist of silicification and argilic types. There is silic veins and veinlets by aperture between 1 cm and 1 m and rarely consist of pyrite, chalcopyrite, malachite and Fe-oxides.

3 IMPLEMENTATION OF REMOTE SENSING TECHNIQUES FOR DATA EXTRACTION

3.1 Pre-Processing and Corrections

Before processing the satellite images, it is necessary that some corrections should be made on the images, which is called the pre-processing stage. These corrections are applied to the raw images, which includes geometric correction, radiometric correction (to correct the effects of the uncertainties of climate, topography and sensitivity of the sensor) and Layer Stacking (matching VNIR and SWIR) and etc. In this project, VNIR and SWIR bands of ASTER image with a pixel size of 15 m for Layer Stacking (PS = 15m) was made and then a PIX file format was developed to be used in the processing stage. Satellite images often contain some redundant data that calling them "noise" such as false light and atmospheric effects (humidity and cloud). The present of this data, will reduce the image resolution (contrast). This information should be removed from image to be clearer. Therefore, after applying the correction, the appropriate enhancement and detection is performed in *PCI GeomaticaV9.1* software.

3.2 ASTER Image Processing

Satellite image processing provides the possibility of extraction geological data:

- Altered distinguish zones according to the type of geological units.
- Identification and mapping of fractures and faults to evaluate the structural situation.
- Evaluation of alteration zones associated with faults and fracture systems

-Separating intrusive units according to their possible role in mineralization in the area.

3.2.1 Lineaments, faults and structures extracting

To distinguish structures in satellite images, usually based on the status of the plants, the drainages path deviation, an abrupt change in lithology, differences in images tone and texture and changing Lithological unit's trend. Structures are including major and minor faults, annular structures that were divided in Image Work section from *PCI GeomaticaV9.1* software with using different filters in the studied area. Filter is applied to the better detections of structures. Geological structures, faults and ring structures in many geological environments have significant association with mineralization. In other word, structures control the mineralization processes. In fact, the faults are considered as suitable place for adoption minerals.

The first Structures that identified by satellite images were ring Structures. These structures can be associated with the intrusive effects which have any outcrops at the surface, but cause to alterations at surface. Many alterations occurred at the intersection of faults or ring structures. Thus, identifying and mapping on satellite images help to the exploration of mineral potential and tectonic position in the study area.

For detection of ring structures in the study area, ASTER images with different band combinations were used. Initially, it was used 1,2,3 band combination in RGB with using Image Work section from *PCI GeomaticaV9.1* and *Arc View 3.2* software and structures were identified in these band combination (Fig 3b,3c). Then, 1,3,4 band combination was used to verify the extracted data. Concurrent, were used Edge Sharpening filters (to detect faults border and ring structures) and Laplacian Edge detector filter (for separating mountain ridges of faults).

In Figure 3a, the image of ETM, Landsat 7, are shown general trend of the overall structures of study area. As you can see in

this figure, the lithology unit trends are the NE -SW which is associated with a large ring structure. This ring structure could increase

the possibility of mineralization in other parts of the structure.

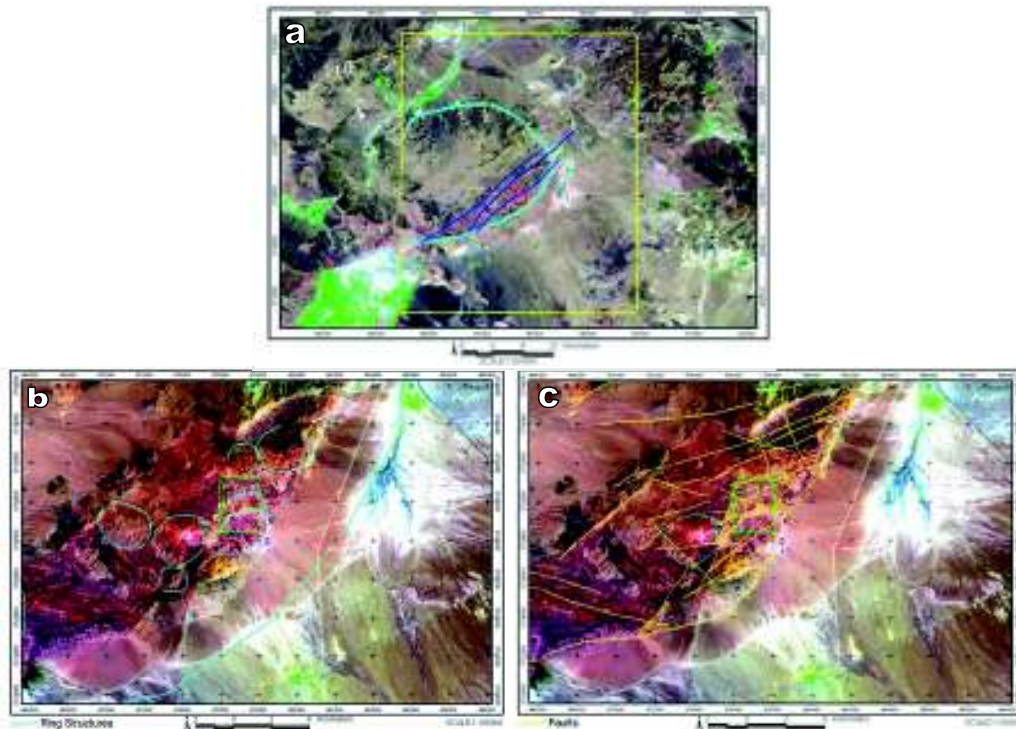


Figure 3a. Image of ETM Landsat with combining bands 2,4,7 in RGB and show the overall structure of tectonic in studied area. In this figure, ring structure (turquoise line), major faults with NE-SW trend (blue lines) and studied area (red rectangle) are shown. Figure 3b. ASTER satellite image with band combination 1,3,4 in RGB and show ring structures (turquoise line) and studied area (green rectangle). Figure 3c. ASTER satellite image with band combination 1,3,4 in RGB and show minor faults (yellow lines) and studied area (green rectangle)

Figure 3b, shows overview of ring structures and Figure 3c, also shows the fault lines in the study area (green rectangle). As you can see in these figures, Major faults (yellow lines) are the main trends in the region with the NE – SW.

3.2.2 Identification and differentiation of rock units

For identification of rock units in this area, bands VNIR (wavelength range 0.52 to 0.86

μm) and SWIR (wavelength range 1/6to 2/34 μm) were evaluated in different combination band for the rock units.

Finally, the combination band (RGB = 631) with simultaneous application of equalization and Linear filters were used for better representing the spectral and spatial variations of pixels and better visual acuity and identification of the boundaries between rock units. After separation of the geological units, the unit's controlled and were named with field operations.

3.2.3 Separation of alteration zones associated with gold mineralization

Separation and detection of hydrothermal alterations is important Privileges of satellite images. Provided, the effects of them be seen in the surface of the earth. Hydrothermal alterations are complex process involving changes in mineralogy, texture and chemical reaction that occur from reactions between the hydrothermal fluids with different origin (atmospheric or magmatic) and rocks. The most important minerals formed during alteration, are iron oxides and clay minerals with OH that if appears at ground surface, can be detected by satellite images. Obviously, introduced area must be controlled by field operations in order to confirm the presence or absence of mineralization.

The purpose of ASTER image processing, in this part is identified different alteration zones such as argillic or clay and iron oxide alterations. For this aim, will be an unsupervised classification to inform of spectral classes images (find End member).

It is done in *Envi4.2* software with SMACC algorithm (Sequential maximum Angle Convex Cone). Likewise determining end of member, the frequency of each spectral class in the image is determined. These classes can be associated with one of the alteration that these are compared as visually in image or through the spectral library. Spectrum associated with alteration minerals that we are following them is stored from USGS spectral library separately (Fig 4).

Then, extracted End member from the image be correlated with mineral spectra in the library. With identification each mineral's absorption and reflection point, can use different methods in ENVI software for spectral data analysis.

One of these methods is MATCH FILTERING. In this way, the reflecting digital value of each pixel is compared with reference values of minerals. In other methods-SAM (Spectral Angle Mapping) - the nearest spectral angle of the minerals, as

standard, with the nearest spectral angle of pixels of the image are compared.

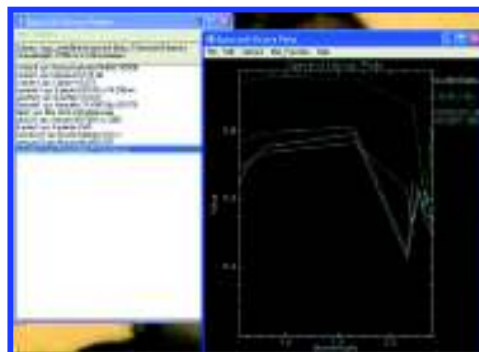


Figure 4. Overview of the spectral library in ENVI software

Finally, the probability distribution of alteration is obtained. Then with the help of remote sensing interpretation and geological maps, are correct and finalized. Extracting information from satellite images in this section include: Extraction and detection of Kaolinitic – Alunite alteration, Illite – Sericitic alteration, advanced argillic alteration (with using separation Pyrophyllit mineral), iron oxide, and silica alteration. Multivariate analysis LS-Fit (Linear Band Prediction) is another method that was used. In processing the images in this way, the bond that have objections with other types of spectral bands are analyzed. The results of this method as compared to the mentioned methods, have a higher accuracy And the noise is much less.

3.2.1.1 Extraction of iron oxide alterations

The main alterations observed in ASTER image of studied area is iron oxide alterations, which with band combination 1,2,3 (ie visible wavelengths) are clearly separated. As seen in Figure 5, the main alterations of iron oxide aligned with the NE – SW tectonic trend. These alterations must be investigated with field operations until to be confirmed probable mineralization with them.

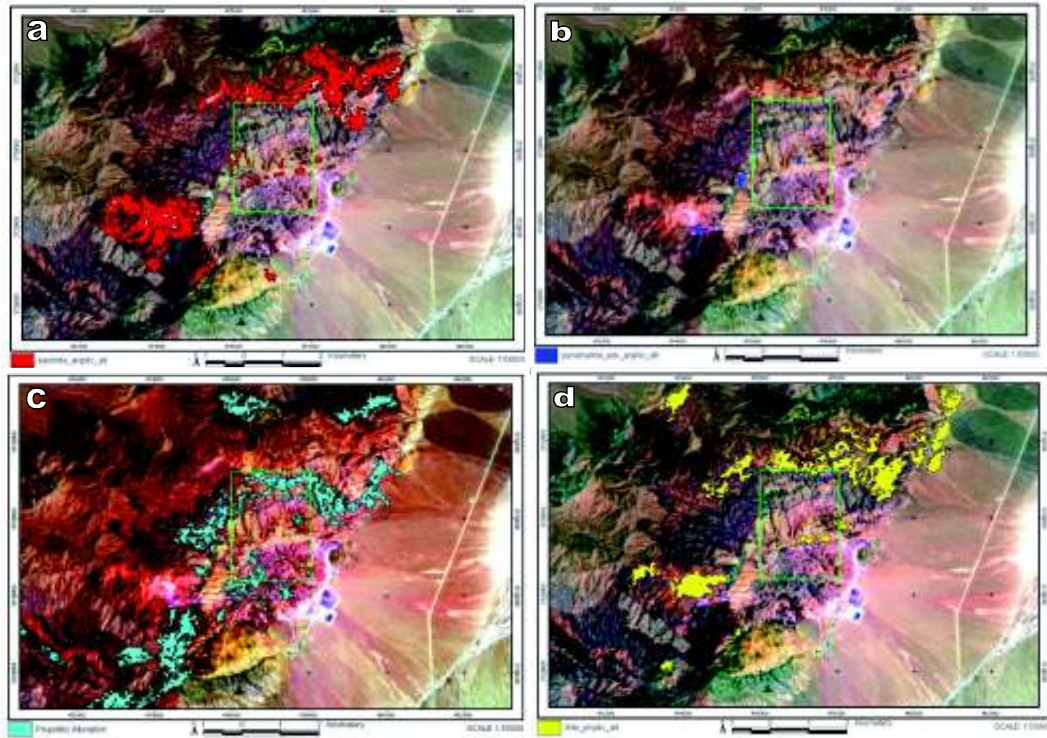


Figure 6. ASTER satellite image with band combination 1,3,4 in RGB and show a) the distribution of the mineral kaolinite is representing argillic zone is shown (red) b) the dispersion zone of advanced argillic alteration (Pirophyllite mineral) c)prophyllitic alteration d) the dispersion zone of phyllic alteration (illite) is shown (yellow)

3.2.1.2 Extraction of clay alterations

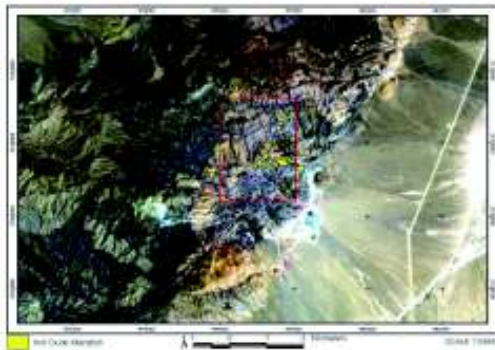


Figure 5. ASTER satellite image with band combination 1,2,3 in RGB and show iron oxide alteration(yellow) and studied area (red rectangle).

Clay or argillic alteration zone was extracted in 3 zone:

- Advanced argillic alteration zone with Pirophyllite Index mineral.
- Argillic alteration zone with Kaolinitic Index mineral.
- Phyllic alteration zone with Illite Index mineral.

In Figure 6a, the distribution of the mineral kaolinite is representing argillic zone is shown (red) and in Figure 6b, the dispersion zone of advanced argillic alteration (Pirophyllite mineral) is displayed. Advanced argillic alteration using the ASTER data in center and western parts of the study area has been divided. In Figure 6c, prophyllitic alteration and in Figure 6d, the dispersion zone of phyllic alteration (illite) is shown (yellow).

3.2.1.3 Propylitic alterations extraction (epidote - chlorite)

Propylitic zone is outer zones and usually largest portion of the hydrothermal alteration and containing internal zones such as argillic zone. Thus, identification of Propylitic zone is as the key for experts to finding center zone of alterations. In this project - for importance of Propylitic alteration - parts of the propylitic zone were divided as a result can be seen in Figure 6c. Propylitic zone which have separated the blue color in this picture (Fig 6c)

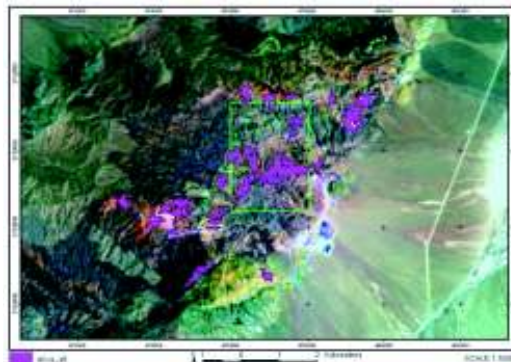


Figure 7. ASTER satellite image with band combination 1,3,4 in RGB show the distribution of the silicic zone

3.2.1.4 Extraction of silica alteration

Due to the close relation of gold mineralization and altered silicic zones, silicic alteration separation helps to identify potential opportunities for significant gold mineralization zone. The best reflection of silica in ASTER images is the range of infrared wavelength.

Because spatial resolution of these bands (90 meters) shouldn't expect that recognized veins of silica with less 90 meter in lithology units, but it rocks strongly silicified, and exposed silicic vein with ninety meter wide or larger can be identified.

Based on satellite data, considerable and broad siliceous alteration zone appears in Lithological units. It should be noted that the separation of silica minerals as well as were used other algorithms such as LS-fit and SMACC in ENVI software (Fig 7).

4 CONCLUSION

The use of satellite images during the early stages of mineral exploration has been very successful in pointing the hydrothermally altered rocks. ASTER data has been used for enhancing the areas with clay mineral alterations and iron oxide minerals.

Principal component analysis was done on the 14 bands and the relevant principal components are chosen to obtain images that show iron oxide and hydroxyl minerals (band combinations technique).

Information derived from satellite images involves the extraction of important structures such as major and minor faults, ring structures and clay alterations (propylitic and argillic) and iron oxide alteration.

The relationship between Exploration and these phenomena is very close. Most of alterations occurred along faults or related to the tectonic structure of the region. Regarding the relationship between structure and alteration with mineralization of gold in this type of deposits, extraction of alterations and structures increasing possibility of existence gold mineralization.

In this project was trying with overlapping faults and alterations associated gold mineralization in satellite images, the best areas with potential gold mineralization identified. Then, these areas controlled with field operation. Figure 8, was created overlapping all of extracted data from ASTER satellite images.

According to this picture, it looks like the best place for a detailed exploration of gold at the intersection where the interface between tectonic structures and the alteration is extracted from satellite images. Finally, we can conclude here that remote sensing technique can be used as a very reliable method for enhancing the areas with hydrothermal alteration as a fast and cheap tool for exploration of orogenic gold

mineralization in the sanandaj- sirjan metamorphic zone.

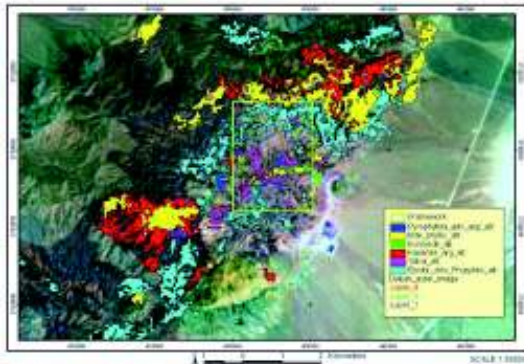


Figure 8. ASTER satellite image with band combination 1,3,4 in RGB show the distribution of all of the alteration zones

REFERENCES

- Abrams, M. J., Kahle, A. B., Palluconi, F. D., Shilde, J. P., 1984. Geological mapping using thermal images. *Remote Sensing of Environment*, 16, 13-33.
- Agard, P., Omrani, J., Jolivet, L., and Mouthereau, F., 2005, Convergence history across Zagros (Iran): Constraints from collisional and earlier deformation: *International Journal of Earth Sciences*, 94, 401–419.
- Alavi-Tehrani, N., 1980, Internal report on the Muteh prospects: *Geological Survey of Iran* (in Persian), Unpublished report, 15 p
- Amos, B. J., Greenbaum, D., 1989. Alteration detection using TM imagery, the effects of supergene weathering in an arid climate, *International Journal of Remote Sensing*, 10: 515-527.
- Daliran, F., 2008, The carbonate rock-hosted epithermal gold deposit of Agdarreh, Takab geothermal field, NW Iran—hydrothermal alteration and mineralization. *Mineralium Deposita* 43, 383–404
- Drury, S. A., Hunt, G. A., 1989. Geological uses of remotely-sensed reflected and emitted data of lateralized Archean terrain in Western Australia. *International Journal of Remote Sensing*, 10: 475-497.
- Rutz-Armenta, J. R., Prol-Ledesma, R. M., 1998. Techniques for enhancing the spectral response of hydrothermal alteration minerals in Thematic Mapper images of Central Mexico, *International Journal of Remote Sensing*, 19: 1981-2000.
- Moritz, R., Ghazban, F., Singer, B.S., 2006, Eocene gold ore formation at Muteh, Sanandaj-Sirjan tectonic zone, western Iran: a result of late-stage extension and exhumation of metamorphic basement rock within the Zagros orogen: *Economic Geology*, v. 101, p. 1497-1524.
- Paidar-Saravi, H., 1989, Petrographisch-lagerstättenkundliche Untersuchungen an goldführenden Gesteinen im Muteh-Gebiet im Westen vom Zentraliran: *Heidelberger Geowissenschaftliche Abhandlungen*, 33, 174 pp
- Rachidnejad-Omran N, Emami, M.H, Sabzehei, M., Rastad, E., Bellon, H., and Piqué, A., 2002 Lithostratigraphie et histoire paléozoïque à paléocènes complexes métamorphiques de la région de Muteh, zone de Sanandaj-Sirjan (Iran méridional): *Comptes rendus Geoscience*, 334, 1185–1191
- Thiele, O., et al 1968, Explanatory text of the Golpaygan quadrangle map, 1:250000, GSI, No.E7.

Gas Pollutants and Dust of Truck Transport on the Open Pit „Grivice“ RMU „Banovići“

S. Demirović, S. Gutić
RMU „Banovići“, Banovići, BiH

J. Marković
Faculty of Mining, Geology and Civil Engineering, Tuzla, BiH

ABSTRACT Surface coal mining has caused significant pollution and degradation of the land area directly affecting the quality of the basic elements of the environment. Water, air and soil are threatened by surface coal mines, all depending on the applied mining technology, hired equipment and machinery, as well as the working environment.

Truck transport of overburden from the open pit to the landfill, as a part of the technological process of coal surface mining, is a source of several ways of environmental pollution that are associated with the emission of pollutants, dust and noise increase. This problem is more enhanced if the trucks are currently located near populated areas.

Following modern trends, the RMU "Banovići" were to start research on the impact of coal surface mining on environmental quality. The research includes tailings and truck transport to the landfill as one of the greatest sources of environmental pollution. The study included tracking and monitoring of emissions of pollutants and dust during road transport of overburden and its negative impact on air quality, and proposes measures to reduce their negative impact on human health and the environment.

1 TEST LOCALITY

Coal mining in the area Banovići coal basin is characterized by the continuity of long-term and significant intensity. There were several open pits and underground mines

active during the last period in Banovići coal basin. Digging coal in this basin is made of two surface pits "Grivice" and "Turija" and one underground mine. All of them are located near populated areas (Figure 1).

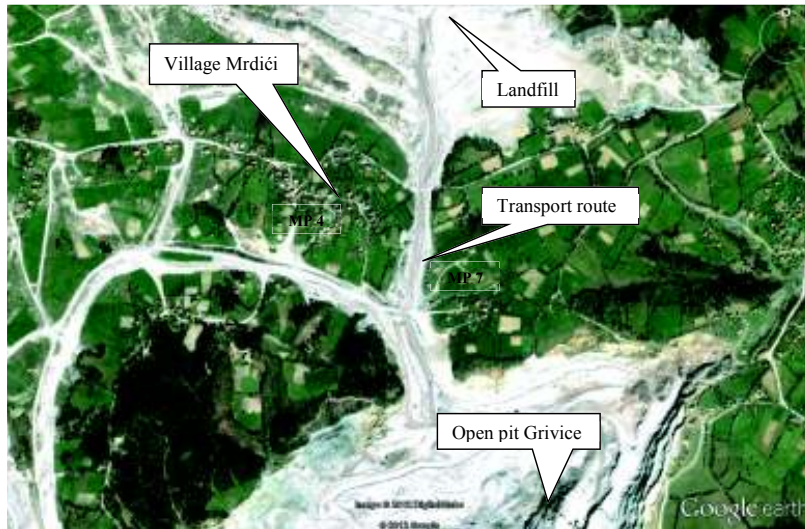


Figure 1. Surface mining "Grivice" RMU "Banovići" (Google)

Surface mining "Grivice" is characteristic for being the most developed in the vicinity of settlement Mrdići through which partly runs a route transport to the overburden dump. This open pit excavates brown coal, with a thickness of 18 m and barren layers above it thickness from 50 to 150 m. Open pit "Grivice" is generally characterized by solid supporting walls made of gray, dark limestone and marl, occasionally with blue and gray-green marly clay interbeds overlaid and tan or green clay in the basement. Rock

and coals mined, and the excavators, hydraulic and conventional (shovels and dredges) load on trucks. Trucks are "Terex", capacity 154 tons, "Lectra Haul", capacity 120 tons and "BELAZ", capacity 136 tons, and the transport is carried out during the day (24 h). The total coal reserves in PK "Grivice" are estimated at over 20 million tons of raw coal. Current capacity of the pit to 1 000 000 tonnes per year. The landfill is at 1 000 m from the crater pit (Figure 2).



Figure 2. Truck transport through the village Mrdići

2 DEFINITION OF AIR QUALITY

Air quality is presented by concentration of given pollutants in the air and is expressed in micrograms of pollutants per cubic meter of air, at a temperature of 293 Kelvin and the pressure of 101.3 kPa. In Bosnia and Herzegovina, it is defined by the regulations where there are certain values of certain pollutants that can be found in the air. Some

of these values are different than in the EU and therefore their periodic corrections are made and they are increasingly closer to the values that are defined by the EU. Regulations of contents of pollutants in the air that are in force in Bosnia and Herzegovina in order to protect human health, are given in Table 1.

Table 1. Air quality limit values

Polluting matter	Sampling period	The allowed average value ($\mu\text{g}/\text{m}^3$)	The allowed high value ($\mu\text{g}/\text{m}^3$)
SO ₂	1 hour	90	500 (note 1)
SO ₂	24 hours	90	240 (note 2)
NO ₂	1 hour	60	300 (note 3)
NO ₂	24 hours	60	140 (note 2)
LC -10	24 hours	50	100 (note 2)
ULC	24 hours	150	350 (note 2)
smoke	24 hours	30	60 (note 2)
CO	8 hours	-	10.000
O ₃	8 hours	-	150 (note 4)

note 1: not to be exceeded more than 24 times in a calendar year

note 2: not to be exceeded more than 7 times in a calendar year (98-i percentil)

note 3: not to be exceeded more than 18 times in a calendar year

note 4: not to be exceeded more than 21 times in a calendar year (98-i percentil)

Table 2. Air quality limit values for dust sediment

Polluting matter	Sampling period	The allowed average value (mg/m²day)	The allowed high value (mg/m²day)
Sedimentary dust - total	one month	200	350 (note 1)
Pb in sedimentary dust	one month	0,1	-
Cd in sedimentary dust	one month	0,002	-
Zn in sedimentary dust	one month	0,4	-
Tl in sedimentary dust	one month	0,002	-

note 1: refers to the month of the year with the highest values of sediment

In addition to these values, the aforementioned regulations, the content of pollutants in the air is given in order to protect the ecosystem, also the target values for air quality, thresholds and alert threshold alarms are given as well.

3 MONITORING OF AIR QUALITY

3.1. Places of Measurement

On the basis of insight into the situational map of the zone, and the situation on the ground, network of 12 hexagons, has been created which covers the entire area. Surface of a hexagon is 0.078 km² or area that covers the entire area of 0.936 km². The network is made according to the situation on the ground. It covers the transport route from the moment of entry into the populated area and follows the exit of the village, and the area in which households are located up to 200 m from

the transport route. The aim of this kind of selection of measurement points is to get a real impact on the transport system distribution, and change of air quality at the site around the transport system. Measurements were carried out for the sediment dust, airborne dust (total-ULC and less than 10 µm LC-10) as gaseous pollutants (CO₂, CO, SO₂, NO_x, formaldehyde and acrolein), in dry and wet periods (when transport works and does not work).

3.2 The Measurement Results

Table 3 shows the average concentrations of gaseous pollutants for the winter period of 2010/11 and spring 2011, in Table 4 the results of measurements of sedimentary dust emission in table 5, the determined values of airborne dust emissions.

Table 3. Mean monthly concentrations of gaseous pollutants

	CONCENTRATION OF GAS POLLUTANTS (µg/m³)					
	CO₂	CO	SO₂	NO_x	FORMALDEHYDE	ACROLEIN
November 2010.	6050	2200	73	17	trace	trace
December 2010.	4650	1700	68	14	trace	trace
January 2011.	5130	1700	50	16	0	0
April 2011.	4460	1750	19	13	0	0
May 2011.	5110	2130	22	14	trace	trace
June 2011.	4120	1390	15	13	4	trace

Table 4. Determined values of sedimentary dust

Places of measurement	Sedimentary dust (mg/m ² day)							The average monthly value	The high value
	November 2010	December 2010	January 2011	April 2011	May 2011	June 2011	July 2011		
MP 1	275	425	543	3443	1578	2312	1479,33	3443	
MP 2	1839	347	589	456	2543	2711	1414,17	2711	
MP 3	2735	897	2654	3461	7689	4235	3611,83	7689	
MP 4	1602	435	741	635	537	1243	865,50	1602	
MP 5	439	241	654	6213	5324	1523	2399,00	6213	
MP 6	349	96	324	4578	1567	2341	1542,50	4578	
MP 7	1589	1017	1921	7312	9863	5963	4610,83	9863	
MP 8	384	319	423	567	369	1345	567,83	1345	
MP 9	181	243	168	896	2732	3679	1316,50	3679	
MP 10	79	161	211	572	713	967	450,50	967	
MP 11	149	202	272	532	762	1034	491,83	1034	
MP 12	128	256	331	1721	1239	874	758,17	1239	

Table 5. Determined values of airborne dust

LC-10 average	Airborne dust (µg/m ³)			ULC high value
	LC-10 high value	ULC average	ULC high value	
964	Measurement conditions: dry, transport works			19065
	1654	11172		
346	Measurement conditions: rainy, transport works			721
	673	391		
355	Measurement conditions: dry, transport does not work			718
	568	646		
26	Measurement conditions: rainy, transport does not work			165
	47	66		

Measuring the allocation of gas pollutants, sediment and suspended particles (those below 10 microns, and total suspended) was performed on 12 measurement points. As the largest measured values obtained at the

measuring point 7 (20 m from the alignment of transport) are in Tables 3 and 5, and because of space, the results of this measurement with the measuring point.

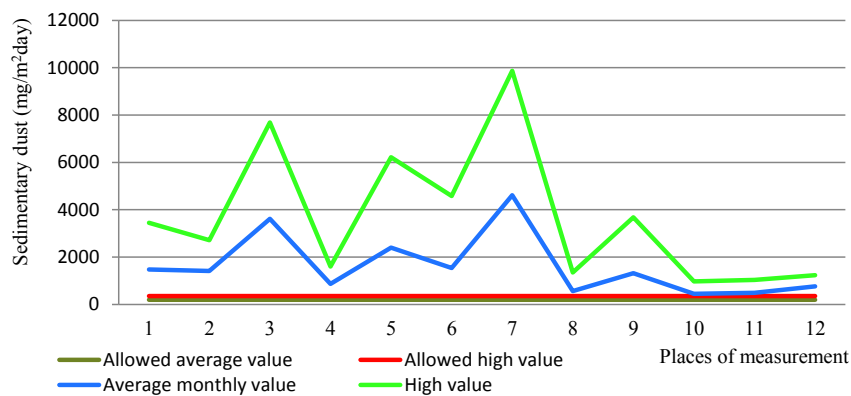


Figure 3. Determined average and maximum values of sedimentary dust

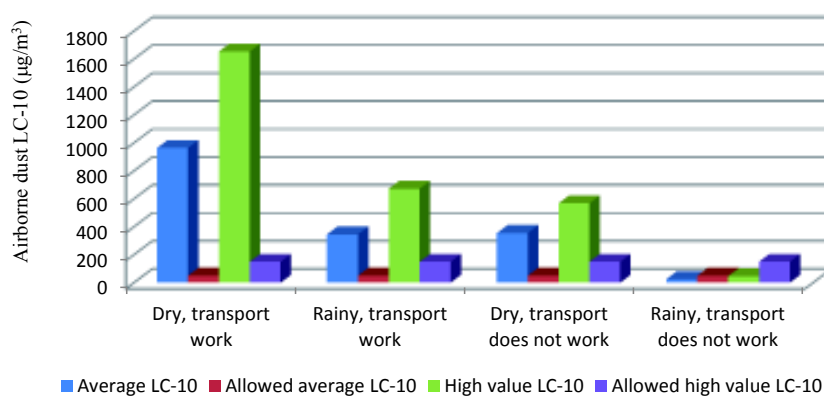


Figure 4. Determined values of airborne dust LC -10

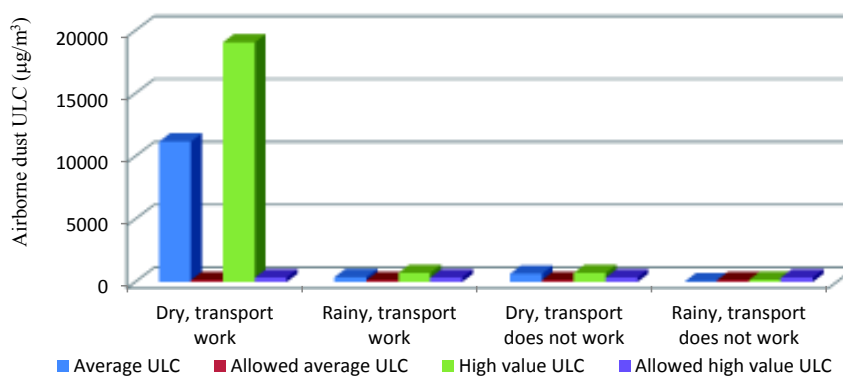


Figure 5. Determined value of the total airborne dust

4 DISCUSSION

The results of measurements and comparison with the air quality limit values for average annual value, but also for the high value notes that all of the measured values of emissions of harmful pollutants are below the prescribed limits. The reason for this is the dynamic of removing overburden from the mine waste and tailings from mining. The frequency of vehicles on the roads is at a frequency of 1 dig vehicle is moving toward the landfill every 13 minutes, until it returns with another vehicle disposal on land. Crossing takes place in the middle the route, or the part of the route that passes through the village Mrdići. Such traffic frequency is not characterized by driving transport vehicles in the row, and the emissions of exhaust gases, regardless of the amount and concentration, are not high enough to significantly influence the general change in the air quality in the investigated area.

However, no matter the measured values of gaseous pollutants are below the limit, it is indicative that the laboratory analysis showed the appearance of harmful pollutants that are not found in the natural setting of the village, but that they are the result of the effects of mining operations located in the village environment Mrdići. Traces of extremely harmful pollutants, formaldehyde and acrolein in the atmosphere of the village, which is emitted from the exhaust gases of diesel pick-up trucks, warn that some measures to reduce emissions of these pollutants have to be made.

Measurements of emissions and dust settling airborne dust is determined as follows:

- From these measurement points at the measuring point 7, which is located at 20 m from the route of transport, maximum concentrations were determined for the average monthly value of precipitated powder (4610.83 mg/m²day). Concentration of precipitated powder-dust sediment, the other measuring points are also above the normative value of 200 mg/m²day, ie from 350 mg/m²day.

- Immission deposited dust decreased significantly with increasing distance from the pathway. For the measurement of 100 m

away from the route of transport emissions of dust deposited in the winter go below normative values. These results indicate that the effect of truck transport decreases with distance from the pathway.

- At tests were being conducted during two periods, winter and spring, it can be seen that the spring feature has higher emissions, dust settling on the measuring cells immediately around the route, which is logical, because the emitted dust is mostly deposited directly at the source of dust. The winter has generally lower concentrations of dust settling on the section of the route compared to the spring, although the values are still above the concentration limits.

- The maximum value of particulate matter less than 10 micrometers (LC-10) was measured in terms of: Dry, truck freight works at the measuring point 7, and 20 m from the transport route.

- The exceeding of the airborne dust concentration was measured in all cases except when it's wet, then transport does not work.

- Total suspended particles present floating dust sizes up to 40 micrometers. According to the measurements of the largest ULC dust emissions were measured in the dry period when there is truck transport.

- Decline the airborne dust with increasing distance of transport routes is not as enhanced as in the sedimentary dust. Emissions, dust suspended above the allowable values for measurement points that are further away from transport routes.

5 CONCLUSION

Based on the obtained results, it was found that the concentrations of gaseous pollutants originating from the truck traffic do not exceed the normative values.

On the basis of the results set sedimentary dust emissions, it has been found that the highest concentrations of dust deposited in both periods of investigation are at measuring stations located close to the route of the road that runs through the village Mrdići. Concentrations of dust settling on the measuring stations positioned at the left and right side of the motorway, close to the households, decreasing with distance from the dwellings of the pathway. Concentration of precipitated powder exceed normative values at the monitoring stations covering the pathway. Emissions of dust deposited in some places is 20 times higher than allowed. Critical area in terms of measuring dust presents route times and distances up to 100 m from the source of dust emission. At greater distances than 100 m from the source of dust emissions, is reduced as well. Dust emissions due to truck transport are reduced by up to three times in the wet period.

Emissions, airborne dust in some places are up to 70 times higher than prescribed. Airborne dust problem is more enhanced since the high concentration of dust is found in places that are far away from the route of transporting more than 100 m.

As the surveys indicated that reducing the concentration of airborne dust is in direct dependence on the moisture of transport routes, and it is followed by the basic measures of protection from excessive dust emissions into the environment. Maintaining airborne dust levels below the limit values can be achieved with intensive sprinkling of the pathway in the dry period, in all seasons. Water sprinkling is advisable to add some of the absorption of funds for longer retention of moisture. The mine, however, is conducting the pouring of transport routes as a measure of protection from excessive dust emissions, but only in a very dry summer.

REFERENCES

- Tuhtar D., 1990, Air and water pollution, *Svjetlost Sarajevo*, Sarajevo (pp 25-72)
- Tanović H., 1999, *Gases in mines*, RGGF Tuzla, Tuzla (pp 67-73)
- Adilović A., Pehlić O., 2004, *Protecting the environment*, RGGF Tuzla, Tuzla (pp 35-39)
- Ikić M., 1996, *Ecology atmosphere of open pit, Book – I*, RGGF Tuzla, Tuzla (pp 85-98)

Surface Mining Statistics in Romania

M. Marinescu

Faculty of Geology and Geophysics, University of Bucharest, Romania

ABSTRACT In Romania, in time but the most in XX century, were exploited 82 mineral and power substances, in over 3,478 of identified quarries and open pits. 98.5 % (3427 quarries and open pits) from the total surface exploitations extracted non-power mineral substances and 1.5 % (51) power substances.

Very much exploited (78) were non-power substances (or mining commodities). Some from these (bauxite, iron ore, manganese ore, copper ore, gold-silver ore, and complex ore) were metallic ores. But the most non-power substances (73) were non-metallic mineral substances. Only 4 were power substances: lignite, coal pit, bituminous schist, and bituminous sand. The quarries and open pits were identified in all 41 counties from Romania and in Bucharest. The distribution of quarry in these counties is non-homogenous, in correspondence with the different geological structure and economical development.

Key words: mining statistics, surface mining, Romanian mining statistics, Romanian surface mining, Romanian quarries

1 INTRODUCTION

Romanian territory is investigated in detail from geological point of view and is well known. While Romania is not a big country, because of the very complex geological structure, it has, identified and quantified in resources and reserves, 110 mineral and power substances (Marinescu, 2003).

Usually, being at the ground surface or near (at little depth), the most numerous (82) from these mineral and power substances was exploited at the ground surface. The information about the surface mining comes continuous, yet from very old times.

In this paper it is analyzed the surface mining situation on the bases of the present knowledge data about all times. It is evident that, about old and very old times, many data are now too slightly and this first presentation must to be improved, especially with new archaeological data.

Of course, the most development of the surface mining is registered in modern times.

2 SURFACES MINING ON HISTORIAN EPOCHS

The surface exploitation was beginning timid from the Pre-historical times, it was strong pursued in Antiquity, it manifested a more little development in Middle Ages and had presented bigger extending to ours times. The identified quarries and open pits were upwards of 91 and the number of mineral substances had exceeded 16.

2.1 Mining Surface in the Primitive Commune

The slightly archaeological data about this Pre-historical time speak about some mineral substances surface exploitations: 6.

Certainly, surface mining (in primitive manner) was practiced in more numerous, but unknown today sites. The firestone was much exploited but the archaeologists indicate sure exploitations at Bercea Mare, Lesnic and Roscani. In Cernat Hill, near Roscani village, together with firestone, was exploited the quartzite [Boroneant, 2000].

The limestone was extracted at Gura Vaii, in Neolithic times. Sand and gravel exploitation was at Ghioroc.

Certainly, surface mining (in primitive manner) was practiced in more numerous, but unknown today sites [Marinescu et Bogatu, 2005], especially firestone and quartzite, on Dârjovului Valley, Oltului Valley, Dâmbovnicului Valley, Lupului Valley, Prutului Valley.

2.2 Mining Surface in the Antiquity

In the Antique times, on present Romanian Territory was existed two state entities: Dacian Kingdom and Roman Empire.

2.2.1 Surface Mining in Dacian period

Although the Dacian state was very large and well developed, it is known a very small number of certain surface exploitation: 7.

The andesite was exploited at Uroi Hill (Simeria city) and Pietroasa Hill (Deva). With andesite from Pietroasa Hill was constructed the well known sanctuaries from the Sarmizegetusa Regia (Gradistea Muncel today) chapital [Boroneant, 2000].

The limestone surface mining is known in Magura Hill (on Streiului Valley), near Calan city and Ardeu (past quarry, near a Dacian stronghold partially destroyed of a modern quarry. The sand was extracted at Ghenetea. From river sands, in indeterminate points was extracted gold of very good quality [Marinescu et Bogatu, 2005].

At Bajan Hill (Deva) and Gradistea point (Santa Maria de Piatra, near Calan) the archaeologists had indicated two indeterminate rocks quarries from Dacian period but exploited and in Roman period [Boroneant, 2000]. Many Dacian surface mining had disappeared because the exploitation had continued in Roman times.

2.2.2 Surface mining in Roman period

The culmination (surface exploitation number and exploited mineral substances number) of surface mining in old times was realised in Roman period. The number of identified quarries and open pits is 53.

The limestone was exploited in 17 quarries: Magura Hill (Calan), Carpinis, Geoagiu, Pesteana, Strei (Calan), Valea Sangiorgiului (Calan), Ampoita, Ighiu, Albesti, Iablanita, Ruschita, Rusca Montana, Bahna, Gura Vaii I, Gura Vaii II, Varciorova, Dinogetia (Garvan).

The marble big quantities was extracted at Paraului Vally (Cristur), Ruschita and Rusca Montana (possible and Bucova). Three andesite quarries are known at Petris-Uroi (Simeria city), Pietroasa Hill and Pietroasa 2 (the both near Deva city).

The andesite from Petris-Uroi was used for builds and Ulpia Traiana Sarmizegetusa, Micia and other roman localities [Boroneant, 2000]. The sandstone was exploited at Petnic, Rusca Montana, Verendin; dacite at Creaca Ticlar and travertine at Breznita. Of course, the sand and gravel was extracted in many places but is known only Ghioroc open pit. The Romans had exploited iron ore in many Dacian mines. The places of surface mining (was and underground exploitations) are unknown today, except Teliucu Inferior.

The gold was extracted in some quarries: Roşia Montană, Măgura Tebei, Vulcoi – Corabia, Boteş. The Romans had obtaining gold, more pure and with more small costs, from alluviums in non-identified places on the rivers (and their affluents): Aries, Mures, Crisul Alb, Jiu, Olt, Caras, Nera [Marinescu et Bogatu, 2005]. From this period, the archaeologists indicated many indeterminate rocks quarries.

2.3 Mining Surface in the Middle Ages

After the intense mineral substances exploitation in Roman period, in the first part of Medium Ages (migratory peoples period) was not existed a strog state and identified surface mining was at very low level. In the second part, the exploitation intensity will grow. In many Roman quarries the mineral substances exploitation had remained.

The limestone was exploited in the quarries Ardeu, Ruschita, Rusca Montana, Malu Rosu, Jucu de Sus, Podeni, Sandulesti Nord, Gura Vaii, Ogradena Veche,

Dinogetia (Garvan). The chalk was extracted at Murtfatlar, marble at Ruschita and Rusca Montana, sandstone at Luncavita, Mehadica, Rusca Montana and Verendin.

The calcareous tuff surface exploitations were cited at Toplet, Ilisova, Maceris, Svinita, Pescari and argillaceous schist at Rapa (Baile Herculane). Iron ore exploitation had remained at Teliucu Inferior. The identified quarries and open pits was upwards of 25.

2.4 Mining Surface in the Modern Age

3,386 of quarries and open pits, identified up to now, had extracted approximately 82 of mineral substances. Extracted *metallic ores* are: bauxite (101 quarries), iron ore (7), manganese ore (4), copper ore (4), gold-silver ore (2), and complex ore (2).

Non-metallic mineral substance surface exploitation were very numerous (Marinescu et al., 2001; Marinescu et al., 2002; Marinescu, 2003): sand and gravel (787 open pits and quarries), limestone (555), andesite (232), sandstone (206), sand (171), gravel (127), marble (93), dacite tuff (60), granite (58), dacite (46), dolomite and dolomite-limestone (46), lignite (45), gypsum (44), basalt (41), infusible clay (39), sandstone and conglomerate (32), bentone and bentone tuff (26), marl (24), quartzite (24), green schist (23), granodiorite (21), rhyolite (20), travertine (20), diorite (18), conglomerate (17), gneiss (17), loess and loess clay (15), decorative limestone (14), colored earth (14), kaolin clay (13), mica-schist (12), serpentine (12), perlite (11), diatomite (11), chalk (11), amphibolite (10), diabase (10), kaolin (8), pegmatite feldspar (8), barite (6), pegmatite mica (6), andesitic tuff (5), basaltic tuff (4), kaolin sand (4), slate (4), quartz (4), andesitic agglomerate (4), talc (4), gabbro (3), decorative andesite (3), calcareous tuff (3), syenite (2), firestone (2), basaltic scoria (2), alabaster (2), decorative granite (2), aragonite (2), dolerite (2), graphite (2), bentone clay (1), asbestos (1), calcite (1), celestite (1), decorative granodiorite (1), decorative sandstone (1),

guano (1), marl-limestone (1), peridotite (1), magnesite rock (1), sulphur (1) trachyte (1).

The extracted *power substances* were coal (48 quarries) and bituminous rocks (3).

Today, the economic crisis had reduced drastic both surface exploitation number and exploited mineral substances number.

3 SURFACE MINING ON SUBSTANCES TYPES

3.1 Mining Surface Regarding Power Substances Obtaining

In function of the possibility to generate energy, the surface exploited substances are divided in power and non-power.

Only 4 power substances was exploited at the surface of the ground, in 51 quarries: lignite (45 quarries), pit coal (3), bituminous schist (2) and bituminous sand (1). The most substances (78) were non-power and for its extraction were used a very large number of identified open pits and quarries: 3,427.

3.2 Mining Surface Regarding Metallic Mineral Substances Obtaining

These mineral substances can be distribute in metallic and non-metallic. Only 6 metallic mineral substances, misname metallic ores, was exploited: ferrous ores (9 quarries), manganese ores (4), copper ores (4), bauxite (101), gold-silver ores (6), complex (lead, zinc, copper) ores (2). The total metallic ores quarries were 126. The most exploited substances (77) were non-metallic and for its extraction were used an very large number of identified surface exploitations: 3,378.

3.3 Mining Surface Regarding Renewable Mineral Substances Obtaining

On this criterion, two types of exploited substances exist: renewable and non-renewable. The renewable type was exploited in 1,088 open pits (fig.1).

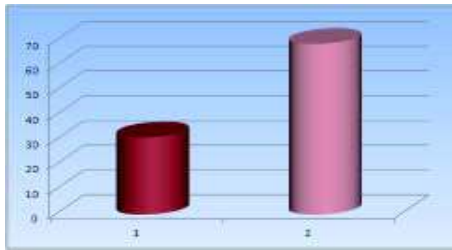


Figure 1. Renewable (1) and non-renewable (2) substances quarries, in percents.

Was extracted 4 mineral substances, supposed renewable (fig. 2): sand (172 open pits), gravel (127), sand and gravel (789) and ballast (sand + gravel + boulder; 8).

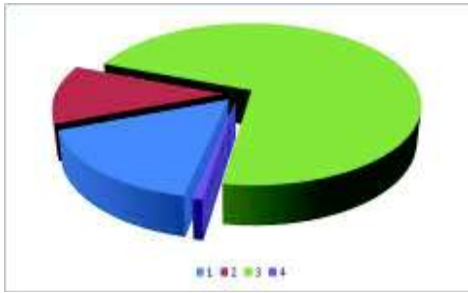


Figure 2. The structure on substances of the renewable substances surface exploitations (1=sand; 2=gravel; 3=sand and gravel; 4=ballast).

The exploited non-renewable type (79 substances) was extracted in very large number: 2,390 (68.8 %) quarries and open pits.

4. SURFACE MINING ON COUNTIES

Romania has 41 of county (fig 3) and the capital, Bucharest, separately. Because the different geological conditions and economic development, the surface mining of this counties is very unequal.

In the all 41 counties and Bucharest city had existed quarries and/or open pits (see tab. 1). Generally, the counties who have more many quarries and open pits presents more many

exploited power and mineral substances. The exception from the economic development and exploitation condition come.



Figure 3. The counties of the Romania.

Table 1. The surface mining on counties

No	County	Quarries and open pits number	Exploited substances number
1.	Hunedoara	294	38
2.	Bihor	220	19
3.	Tulcea	216	25
4.	Constanta	180	15
5.	Cluj	173	27
6.	Maramures	162	21
7.	Arad	148	27
8.	Suceava	133	14
9.	Covasna	132	14
10.	Brasov	124	16
11.	Caras-Severin	113	29
12.	Harghita	105	19
13.	Gorj	101	10
14.	Salaj	96	18
15.	Alba	94	19
16.	Prahova	85	12
17.	Iasi	84	6
18.	Mehedinti	81	22
19.	Arges	78	11
20.	Buzau	78	7
21.	Dambovita	74	8
22.	Satu Mare	73	14
23.	Sibiu	67	13
24.	Bistrita Nasaud	57	10
25.	Valcea	56	13
26.	Bacau	55	6
27.	Timis	52	11
28.	Vrancea	50	5
29.	Mures	44	7
30.	Botosani	39	8
31.	Giurgiu	34	1
32.	Neamt	30	6
33.	Dolj	26	4
34.	Olt	25	3
35.	Galati	17	3
36.	Ilfov	16	4
37.	Teleorman	16	3
38.	Ialomita	14	3
39.	Vaslui	14	6
40.	Calarasi	11	2
41.	Bucharest	8	4
42.	Braila	4	2

The Iasi county (number 17 in table 1) have only 6 mineral substances but the big economic necessities had obligated at more exploitation intensity (85 quarries and open pits) to Mehedinti county (number 18 in table 1), where an same approximate number of quarries and open pits (80) had exploited 21 mineral substances.

Another observation: usually, the counties containing mountain (Hunedoara, Bihor, Cluj, Maramures, Arad, Covasna, Suceava, Brasov, Caras Severin, Harghita, Gorj, Salaj, Alba, Prahova, Mehedinti, Arges, Buzau, Dambovita, Sibiu, Satu Mare, Bistrita Nasaud, Valcea, Timis) and plateau areas (Tulcea, Constanta, Iasi) have the most quarries and exploited mineral substances.

The counties containing only field areas (Giurgiu, Dolj, Olt, Galati, Ilfov, Teleorman Ialomita, Calarasi, Braila) had exploited few mineral substances. Some counties can to have satisfactory open pits becose they exploit sand and gravel along the rivers.

4 SURFACE MINING ON SUBSTANCE

It exists a very big inequality of the quarries and open pits on (solid) substances. Five substances (sand and gravel, common limestone, common clay, andesite and sandstone) were extracted with very much quarries and open pits number: 2072 (see the figures 4).



Figure 4. Surface exploitations percents on the first five exploited substances and remainder substances (1=sand and gravel; 2=common limestone; 3=common clay; 4=andesite; 5=sandstone; 6=other 77 substances).

Table 2. Surface exploitations number on each substance.

No.	Surface exploitations	Exploited substances
1.	789	Sand and gravel
2.	585	Limestone
3.	252	Common clay
4.	233	Andesite
5.	213	Sandstone
6.	172	Sand
7.	127	Gravel
8.	101	Bauxite
9.	98	Marble
10.	60	Dacitic tuff
11.	58	Granite
12.	47	Dacite
13.	46	Dolomite
14.	45	Lignite
15.	44	Gypsum
16.	41	Basalt
17.	39	Refractory clay
18.	32	Sandstone and conglomerate
19.	26	Bentone and bentone tuff
20.	24	Marl
21.	24	Quartzite
22.	23	Green schist
23.	21	Granodiorite, travertine
24.	20	Ryolite
25.	18	Diorite
26.	17	Conglomerate, gneiss
27.	15	Loess and loessoid clay
28.	14	Ornamental limestone, colored earth
29.	13	Kaolin clay
30.	12	Mica-schist, serpentine
31.	11	Diatomite, perlite
32.	10	Amphibolite, diabase
33.	9	Iron ore
34.	8	Kaolin, calcareous tuff, pegmatite feldspar
35.	6	Barite, pegmatite micagold-silver ore
36.	5	Andesitic tuff, firestone
37.	4	Manganese ore, basaltic tuff, kaolin sand, slate, quartz, copper ore, talc, andesitic agglomerate
38.	3	Gabbro, pit coal, decorative andesite
39.	2	Syenite, basaltic scoria, alabaster, complex ore, bituminous schist, graphite, decorative granite, dolerite, aragonite.
40.	1	bentone clay, clay schist, asbestos, calcite, celestite, decorative granodiorite and sandstone, marl-limestone, peridotite, magnesite rock, sulphur, trachyte, guano, bituminous sand.

Every substances, presented after the quarries and open pits number, can be seen in table 2 (indeterminate rocks quarries are missing). Ten solid substance (the first substances anterior specified and sand, gravel, bauxite, marble sandstone and conglomerate, dacitic tuff) were extracted with 2630 quarries and open pits (fig.5).

Only 848 quarries and open pits had exploited the remant of 72 substances.

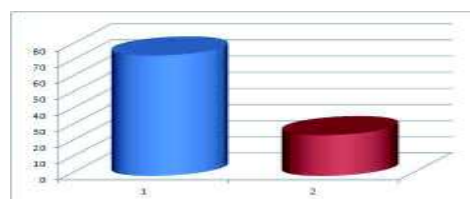


Figure 5. Surface exploitations percents on the first ten exploited substances (1) and other 72 substances (2).

5 SURFACE MINING OF THE ROCKS

5.1 Sedimentary Rocks Exploitations

5.1.1 Sand and gravel exploitation

The sand and gravel were the most exploited mineral substances. Practically, they were extracted in open pits (only some were quarries).

In the north of the country (Satu Mare, Maramures, Suceava, Botosani counties) where registered 112 open pits and quarries. The main rivers where are localized sand and gravel open pits are Somes, Tur, Crasna, Iza Mara, Lapus, Viseu, Bistrita, Moldova, Suceava, Siret, Jijia, Prut.

In the center of Romania (Bistrita Nasaud, Salaj, Cluj, Mures, Harghita, Covasna, Brasov, Sibiu and Alba counties) were exploited 122 open pits. The most important rivers where were existed sand and gravel open pits are Somesul Mare, Somesul Mic, Aries, Mures, Tarnava, Olt. Quarries are known at Ghidfalau, Olteni and Sangeorgiu de Mures. *In the vest part of Romania* (Bihor, Arad, Hunedoara, Caras Severin, Timis counties) where exploited 96 open

pits along the Crisu Negru, Crisu Pietros, Crisul Repede, Mures, Strei, Dunare, Cerna and Nera rivers.

In the east side of the country (Iasi, Neamt, Vaslui, Bacau, Vrancea, Galati, Tulcea, Constanta) were registered the 136 open pits in the channel of the following rivers: Moldova, Siret, Trotus, Ozana, Milcov, Dunare. *In the south of the country* (Mehedinti, Gorj, Dolj, Valcea, Olt, Arges, Dambovita, Teleorman, Prahova, Ilfov, Giurgiu, Buzau, Braila, Ialomita, Calarasi counties and Bucharest) where existed 322 open pits and one quarry (Schela Cladovei). The open pits are localized along the Dunare, Topolnita, Gilort, Motru, Sohodol, Amaradia, Olt, Topolog, Valsan, Arges, Raul Doamnei, Ialomita, Cricovul Dulce, Prahova, Teleajan, Dambovnic, Ciorogarla, Buzau, Raminicul Sarat, Siret and Ialomita rivers.

5.1.2 Limestone exploitation

After sand and gravel, the limestone (two kind: common and ornamental) were the second exploited mineral substances. It was extracted in many counties and the number of quarries is very large too: 599. The quarries are distributed only in the mountain and plateau area of the counties.

The field counties have not limestone quarries. *Common limestone* were exploited in 585 quarries, from 27 counties with mountain or plateau areas. In the mountain areas were registered the most common limestone quarries. They are present in following 22 counties: Alba, Arad, Arges, Bacau, Bihor, Brasov, Buzau, Caras Severin, Cluj, Covasna, Dambovita, Neamt, Sibiu, Valcea, Maramures, Harghita, Gorj, Mehedinti, Salaj, Prahova, Hunedoara and Suceava. The biggest quarries number (61) are known in the Hunedoara county.

In the plateau areas were registered 202 quarries only in 5 counties: Vaslui, Botosani, Iasi, Tulcea and Constanta. There are very much quarries in Constanta and Tulcea counties: 88 and respectively 85.

14 limestone quarries, with the output used in *ornamental* purpose, are in: Arges

(Mateias– Valea Mare, Valea Buda, Albesti), Bihor (Ponoarele, Valea Tarcaita), Bistrita Nasaud (Parva, Valea Cormaia, Gusetel), Cluj (Podeni), Maramures (Cufoaia) and Tulcea (Dealul Vararia, Codru, Dealul Eaila, Trei Fantani) counties.

5.1.3 Clays exploitation

From old times to present, over 252 of identified *common clay* quarries had existed in 38 counties and Bucharest. In the counties from the north of the country (see 4.1.1. paragraph) it is know an 22 quarries number, 86 in the center, 43 in the vest, 29 in the est and 72 in the south. Only in three counties (Calarasi, Giurgiu, Tulcea) of the country were not extracted common clay in quarry.

At a smallest scale (fig. 6), in Romania were exploited *other clay varieties*: infusible clay, kaolin clay, bentonite clay and colored clay.

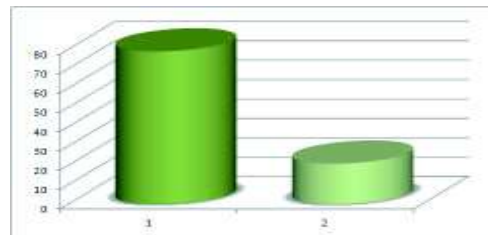


Figure 6. The distribution of the quarries on clay tips (1=common clay quarries; 2=other four clay varieties quarries).

The infusible clay were extracted with 39 quarries in 11 counties: Arad, Bihor, Bistrita Nasaud, Brasov, Caras Severin, Cluj, Covasna, Gorj, Maramures, Salaj, Timis.

Kaolin clay were extracted with 13 quarries in 4 counties: Arad (Agris), Constanta (Cuza Voda, Defcea, Gherghina, Docuzol, Tibrinu, Tortomanu, Cuza Voda, Tugui), Maramures (Cavnic), Tulcea (Gherghina, Cheia, Vitelaru). Bentonite clay was exploited only in one quarry, in the Botosani town and county. Colored clay (14 quarries) has iron and manganese oxides in its composition. It was extracted in the following counties: Arad, Arges, Brasov, Caras Severin, Covasna, Harghita, Satu Mare, Tulcea).

5.1.4 Sandstone exploitation

Common sandstone in 213 quarries from 31 counties were extracted. In the north of the country (Satu Mare, Maramures, Suceava, Botosani counties) 23, in center (Bistrita Nasaud, Salaj, Cluj, Harghita, Covasna, Brasov, Sibiu and Alba) 72, in vest (Bihor, Arad, Hunedoara, Caras Severin) 22, in east (Iasi, Neamt, Vaslui, Bacau, Vrancea, Tulcea, Constanta) 68 and south (Mehedinti, Valcea, Prahova, Arges, Dambovita, Buzau) 27 quarries where registred.

Ornamental sandstone only at Baschioii, in Tulcea county, was exploited.

5.1.5 Sand exploitation

172 open pits and quarries in 33 counties and Bucharest, had exploited sand. The distribution of the sand surface exploitation on quarries and open pits can be observed in Figure 7.

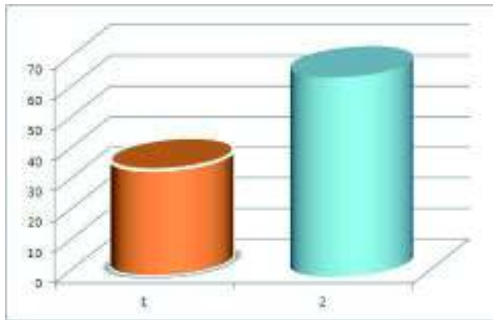


Figure 7. Allocation of sand surface exploitations on quarries and open pits (1=quarries; 2=open pits).

Approximate 2/3 from sand surface exploitation was open pits and they had worked in 31 counties and Bucharest. They had exploited the sand along the Suceava, Someș, Someșul Mic, Tarnava Mare, Olt, Crisul Alb, Crisul Repede, Crisul Negru, Caras, Mures, Strei, Bega, Bahlui, Prut, Barlad, Siret, Cosustea, Motru, Gilort, Jiu, Amaradia, Olt, Ialomita, Teleajan, Buzau, Dambovita and Danube rivers and their tributaries.

Remaining 1/3 from sand surface exploitation was quarries and they had extracted the output from sandy geological formations. In the north of the country (Satu Mare, Maramures, Botosani counties) 9, in center (Salaj, Cluj, Covasna, Sibiu and Alba) 19, in vest (Hunedoara, Caras Severin, Timis) 10, in east (only Tulcea and Constanta) 17 and south (Mehedinti, Gorj, Dolj, Valcea) 5 quarries where registred.

5.1.6 Gravel exploitation

127 gravel open pits (fig. 8) and quarries was registered in 25 counties: Alba, Arad, Bihor, Brasov, Buzau, Caras Severin, Cluj, Constanta, Covasna, Dambovita, Harghita, Hunedoara, Iasi, Maramures, Mehedinti, Mures, Neamt, Prahova, Salaj, Satu Mare, Sibiu, Suceava, Timis, Valcea and Vaslui.

109 open pits had extracted gravel along the following many rivers: Mures, Teius, Ampoi, Crisul Alb, Crisul Negru, Crisul Repede, Beretau, Teuz, Tarlung, Ghimbav, Olt, Buzau, Ramnic, Cerna, Mraconia, Someșul Mic, Ruda, Tarnava Mare, Geoagiu, Siret, Someș, Viseu, Iza, Tarnava Mica, Moldova, Prahova, Teleajan, Varbilau, Someș, Artibaciu, Sadu, Hanfta, Suceava, Moldova, Timis, Topologu.

Other 18 quarries had extracted the gravel in Alba (Aiud, Mihacea quarries), Constanta (Aliman, Gherghina, Medgidia, Mircea

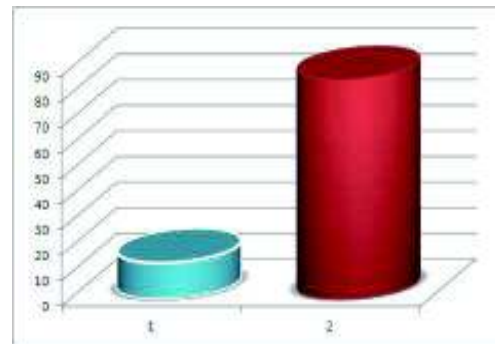


Figure 8. Allocation of gravel surface exploitations on quarries and open pits (1=quarries; 2=open pits).

Voda, Nisipari, Rasova, Silistea, Tortoman, Tepe Voda), Covasna (Olteni), Mehedinti (Mraconia), Mures (Sarateni, Sangiorgiu de Mures), Salaj (Jurca, Poptelec) and Sibiu (La Securea) counties.

5.1.7 Gypsum exploitation

Romanian's gypsum deposits are numerous and the discovered expectation is very large. Gypsum deposits were and can yet identified in the Transylvanian Depression, South Carpathians, Eastern Carpathians and in Moldavian Platform.

The gypsum quarries was identified in 9 counties: Arges (Stanesti, Boteni, Dracesti and Dealul Cretisoara quarries), Bacau (Bogdanesti), Botosani (Crasnaleuca, Vararia, Ivancauti), Cluj (Dabagau, Cheile Turzii, Valea Fanului, Valea Foidasului, Aghiresu, Cheia, Leghia, Birtz, Moghioros, Dumbrava), Hunedoara (Romos, Vaidei, Rasca, Calanu Mic, Dealul Varului), Maramures (Dumbravita, Ocna Sugatag, Costeni), Prahova (Breaza, Cerasu, Batrani, Schiulesti, Piatra Verde, Valea Lespezi, Maneciu Ungureni), Dambovita (Pucioasa) and Salaj (Bocsa, Jebuc, Ciocmani, Coseiu, Galaseni, Petrindu, Piatra Alba, Treznea, Aghires, Ortelec).

5.1.8 Dolomite and dolomite-limestone exploitation

These rocks, more dolomite-limestone and more slightly dolomite, were extracted in 46 identified quarries, from 11 counties: Arad, Caras Severin, Cluj, Constanta, Harghita, Hunedoara, Maramures, Sibiu, Suceava, Tulcea, Vrancea.

They are present in the following geostructural units (fig. 9): Eastern Carpathians (Magureni I-III, Dascaleni, Pecistea I-II, Paraul Rau, Tarnita, Paraul Cailor, Boambele, Afinet, Frunzii, Batca Sarului, Poiana Cailor, Muncelu, Paraul Hamliul, Paraul Limpede, Carta, Lunca de Sus, Voslobeni, Delnita, Paraul Rece), Southern Carpathians (Pietrele Albe, Cumpana, Poiana Neamtului, Hunedoara, Teliucu Mic, Teliuc I-III, Craciuneasa, Zlasti, Bania, Tulea, Valea Cernei,

Caprioara), Apuseni Mountains (Galsa and Surduc quarry), North-Dobrogean Structogen (Caeracul Mare Est, Imalac, Dealul Hartop, Uzum Bair, Tausan Tepe, Tackir Bair) and Central Dobrogean Massif (Ovidiu, Alvanesti).

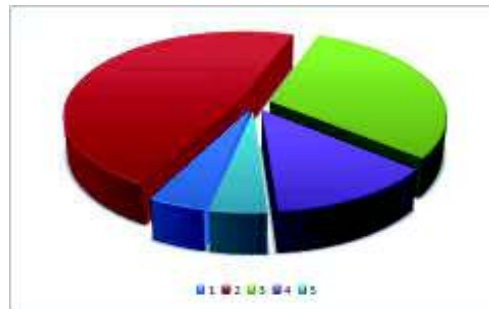


Figure 9. Allocation of dolomite and dolomite limestone quarries on geostructural units (1=Apuseni Mountains; 2=Eastern Carpathians; 3=Southern Carpathians; 4=North-Dobrogean Structogen; 5=Central Dobrogean Massif).

5.1.9 Sandstone and conglomerate exploitation

32 quarries had exploited, together, sandstone and conglomerate in 11 counties: Alba, Arad, Bihor, Constanta, Harghita, Hunedoara, Cluj, Salaj, Suceava, Tulcea, Maramures. Theirs distribution on geostructural units (fig. 10) is following: Eastern Carpathians (Razoare, Magura, Muncelu, Pojorata, Lueta, Apuseni Mountains (Sard, Milova, Odvos, Butan, Vintire, Coasta Morii, Huta, La Solomon, Magoaja, Osoiu, Rea Cristur, Ileanda, Zalau, Calacea, Ciumarna, Boiu, Bozes, Stanija, Bobalna, Poiana Aiudului), North-Dobrogean Structogen (Carmazui, Telita, Bucur, Denis, Nalbant) Central Dobrogean Massif (Hamangia) and South Dobrogean Platform (Pestera).

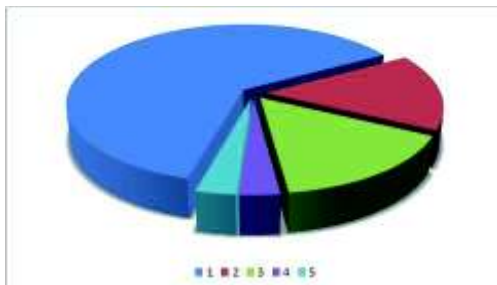


Figure 10. Allocation of sandstone and conglomerate quarries on geostructural units (1=Apuseni Mountains; 2=Eastern Carpathians; 3= North-Dobrogean Structogen; 4=Central Dobrogean Massif; 5 = South-Dobrogean Platform).

5.1.10 Marl exploitation

The marl was extracted in 24 quarries from 12 counties: Bihor (Alesd, Hotar, Fisca quarries), Botosani (Stefanesti), Brasov (Tarlungeni), Cluj (Sandulesti), Dambovita (Crevedia, Malu Rosu, Scaiosi, Muchea Alba), Maramures (Poiana Botizei, Botiza), Harghita (Bradesti, Lueta), Hunedoara (Hotar, Prisloape), Mehedinti (Carabasita, Gura Vail, Varciorova), Neamt (Cisirig, Ciritei, Tepeseni), Prahova (Gura Beliei), Sibiu (Dealul Daii).

5.1.11 Conglomerate exploitation

17 conglomerate quarries were registred in Arad (Siria, Padurea Neagra, Mezeriu quarries), Bistrita Nasaud (Ciceu), Brasov (Vlades, Dealul Alb, Talineu), Caras Severin (Iablanita), Constanta (Sibioara), Prahova (Predeal), Salaj (Fundu Luncii, Zalau), Suceava (Magura I-II, Muncelu) and Tulcea (Baia, Blasova) counties.

5.1.12 Chalk exploitation

From the Roman period to present, the chalk was extracted only in Constanta county. Was identified 12 quarries (Murfatlar I-V, Cainac I-II, Basarabi, Valea Seaca, Cuciuc, Cuciuc Murvat, Calea Omurcea) but dubtlessly their number is bigger.

4.1.13 Loess exploitation

In the east and south areas of the Romania the dust sediments from Pleistocene epoch (Quaternary period) had generated loess and loessoid deposits. In some counties, the loess was extracted: Bacau (Calugara, Magura quarries), Constanta (Cobadin, Mamaia Sat, Siminoc, Medgidia I-II), Ialomita (Fierbinti, Slobozia, Tandarei, Urziceni I-II), Ilfov (Buftea), Teleorman (Alexandria) and Bucharest.

5.1.14 Travertine exploitation

In Quaternary (at the limit of the upper Pleistocene-holocene epochs) period, from underground warm solutions were generated, at the surface of the ground, in some areas, travertine deposits. The travertine occurrences are located in Hunedoara county (Banpotoc, Carpinis, Geoagiu, Rapolt deposits) and Harghita county (Boresec deposit) (Marinescu et al., 2005 b).

They had been extracted in 21 quarries from Mehedinti (Breznita Roman quarry), Harghita (Boresec I-III), Hunedoara (Banpotoc I-III, Banpotoc – Carpinis I-IX, Geoagiu I-II, Rapoltu Mic, Carpinis I-II) countries.

5.1.15 Other sedimentary rocks exploitation

The most important *diatomite* deposits from Romania are in Arad, Buzau, Constanta and Covasna counties (Branca et al., 1986). Identified diatomite quarries there are in Arad, Buzau, Constanta and Covasna counties.

From Roman period to present, *calcareous tuff* quarries are known in Bihor, Caras Severin and Hunedoara counties. The *slate* was extracted in Arad, Mehedinti and Tulcea counties. The *marl-limestone* was exploited in Mehedinti and the *clay schist* in Caras Severin counties (Parvu et al., 1977).

5.2 Magmatic rocks exploitation

5.2.1 Andesite exploitation

The common andesite exists in the Apuseni Mountains, Eastern Carpathians (Oas, Gutai, Tibles, Rodna, Bargau, Calimani, Gurghiu, Harghita mountains) and in South Carpathians (Parvu et al., 1977). The distribution of the andesite quarries on geostructural units is shown in figure 11.

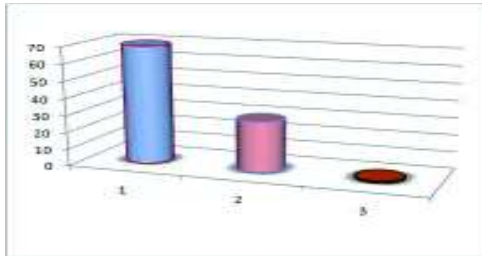


Figure 11. Andesite quarries allocate on geostructural units (1=Eastern Carpathians; 2=Apuseni Mountains; 3=Southern Carpathians).

This rock was exploited in 233 quarries from 14 counties: Alba, Arad, Bihor, Bistrita Nasaud, Brasov, Caras Severin, Cluj, Covasna, Harghita, Hunedoara, Maramures, Mures, Satu Mare, Suceava.

Ornamental andesite quarries exists in many locations but the demand was not very high on time and the surface exploitations were existing only in Cluj (Bologa) and Hunedoara (Dealul Magura, Pietroasa) counties.

5.2.2 Tuff exploitation

In Romania exist many magmatic tuff levels and sorts. Some of they (dacite tuff, andesite tuff, basalt tuff) were extracted (see fig. 12).

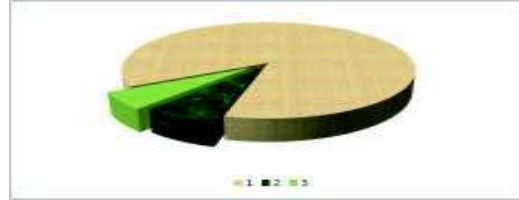


Figure 12. Tuff sorts exploited in quarries (1=dacitic tuff; 2 = andesite tuff; 3= basalt tuff).

60 *Dacite tuff* quarries are known in Alba, Arad, Arges, Brasov, Cluj, Maramures, Prahova, Salaj, Satu Mare and Valcea counties. Other exploited tuffs are *andesite tuff*, exploited in Arad (Calvaria), Caras Severin (Glamboca), Harghita (Lazaresti) and Hunedoara (Deva, Bacia) counties and *basalt tuff*, extracted in Brasov (Comana de Sus, Mateias), Covasna (Malnas Bai), Hunedoara (Birtin) counties.

5.2.3 Granite exploitation

Granite deposits are very numerous in Romania. They exist in the Apuseni Mountains, South Carpathians and North-Dobrogean Structogen (Parvu et al., 1977).

58 *Common granite* quarries were registered in Arad, Caras Severin, Cluj, Gorj, Hunedoara, Mehedinti, Satu Mare and Tulcea counties. Were identified only two *ornamental granite* quarries, in Tulcea counties: Dealul Serparu and Greci.

5.2.4 Dacite exploitation

The dacite was described for the first time as a volcanic rock type in Romania at Poieni, which is the "locus tipicus". It widespread in the territory of the Romanian Carpathians but for economic purposes there are only three main zones: Vladeasa Massif (Apuseni Mountains), Rodna Mountains (Eastern Carpathian) and western part of the Southern Carpathians (Marinescu et al., 2003).

The dacite was intense extracted in 47 quarries from Alba, Bistrita Nasaud, Cluj, Hunedoara, Maramures and Salaj counties.

5.2.5 Basalt and diabase exploitation

In Romania, basalt deposits exist in Apuseni Mountains, Eastern Carpathian and Southern Carpathians geosstructural units (Marinescu et al., 2001). 41 quarries exploited this rock in Alba, Arad, Brasov, Cluj, Covasna, Harghita, Hunedoara and Timis counties. The old varieties, numed diabase, were extracted in 10 quarries from the counties Alba, Arad, Cluj, Hunedoara and Tulcea.

5.2.6 Granodiorite exploitation

Granodiorite deposits are known in Apuseni Mountains, Southern Carpathian and North-Dobrogean Structogen. 21 *common granodiorite* quarries are known in Arad (Soimus quarry), Bihor (Pietroasa), Caras Severin (Dognecea, Maidan I-III, Ohaba, Oravita, Bradisoru, Surduc, Valea Lungii, Bradisoru de Jos), Cluj (Valea Lungii, Poieni), Gorj (Feregea, Meri), Timis (Jidioara, Nadrag), Tulcea (Greci, Macin Vii, Coltii Babei) counties.

A part of exploited rock at the Piatra Imbulzita quarry, near Greci locality (Tulcea counties), was used that *ornamental* stone.

5.2.7 Rhyolite exploitation

The rhyolite deposits exist in the following geosstructural units: Apuseni Mountains (Vladeasa Masiff), Eastern Carpathian and North-Dobrogean Structogen. It was extracted in 20 identified quarries, in the following counties: Caras Severin (Selski, Zavoi quarries), Maramures (Baia Sprie), Mehedinti (Svinita), Satu Mare (Orasu Nou), Tulcea (Isaccea, Dealul Iglicioara, Tas Bair, Altan Tepe, Dealul lui Manole, Carjelari, Rachelu, Casla, Eschibalac, Mihai Bravu, Topolog, Movila Goala).

5.2.8 Diorite exploitation

The diorite deposits were detected in Apuseni Mountains (Zarand, Banatului, Meses, Poiana Rusca, Bihor mountains), Southern Carpathians (Vulcan Mountains) Northern Carpathians (Oas Mountains), and

North-Dobrogean Structogen geosstructural units. 18 quarries had extracted in the following counties: Arad (Barzava, Jivulescu, La Stramtori, Galsa, Agrisu Mare, Dosu Garii, Cuvin, Lunga quarries), Caras Severin (Valiug, Valea Iepii, Calnic), Gorj (Similoi, Feregea), Hunedoara (Birtin), Salaj (Moigrad), Satu Mare (Calinesti), Timis (Drinova) and Tulcea counties (Horea).

5.2.9 Gabro exploitation

Gabro deposits exist only in Southern Carpathians and North-Dobrogean Structogen geosstructural units. It was exploited in Mehedinti (Iuti quarry), Sibiu (Ghihan) and Tulcea (Cerna) counties.

5.2.10 Perlite exploitation

At the occidental part of the Gutai Mountains (Eastern Carpathians geosstructural unit), near Orasul Nou city, in Satu Mare county, was existed an very big perlite deposit. Many quarries (Orasu Nou, Coca, Dealul Negru, Dealul Ciap, Dealul Patrat, Medies I-II, Valea Adanca, Nadas, Medies-Vii I-II) had depleted perlite content (today exists a small reserve quantity).

5.2.11 Other magmatic rocks exploitation

Andesitic agglomerate deposits are known in many area of the country but it was extracted only in the Harghita, and Mures counties. *Sienite* in Harghita, *peridotite* in Caras Severin, *trachite* in Salaj and *dolerite* in Hunedoara counties were exploited.

5.3 Metamorphism Rocks Exploitation

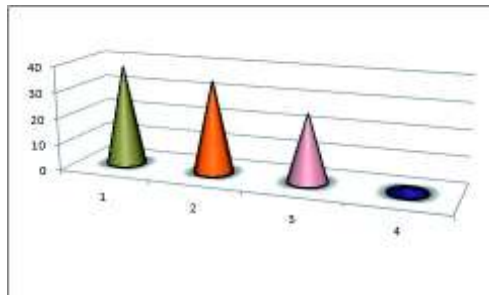
5.3.1 Marble and crystalline limestone exploitation

In Romania, marble and crystalline limestone exist in metamorphism formations of the Apuseni Mountains, Eastern Carpathians (Lapus, Maramures, Bistritei, Rodna, Gurghiu mountains), South Carpathians (Fagarasi, Poiana Rusca, Lotrului, Capatanei, Almaj and Cindrel

mountains) and north Dobrogea Plateau (Tulcea Hill).

It exist 98 quarries who had extracted marble and crystalline limestone in 17 counties: Alba, Arad, Arges, Bihor, Bistrita Nasaud, Caras Severin, Cluj, Harghita, Hunedoara, Maramures, Mures, Mehedinti, Sibiu, Suceava, Timis, Tulcea, Valcea. The distribution of the marble and crystalline limestone quarries on geostructural units is shown in Figure 13.

Figure 13. Marble and crystalline limestone quarries allocate on geostructural units



(1=Southern Carpathians; 2=Apuseni Mountains; 3=Eastern Carpathians; 4=North-Dobrogean Structogen).

5.3.2 Quartzite exploitation

Quartzite lens and seams exist in very much areas from crystalline formations of the Eastern Carpathians, Southern Carpathians, Apuseni Mountains. In the geological formations of the Triassic or Devonian periods can be met also.

24 quarries had exploited quartzite in 7 counties: Arad (Agris), Bihor (Soimi, Teaca), Caras Severin (Cracu, Globu Craiovei), Hunedoara (Gambrinus, Sasa, Livezeni, Gruneti), Mehedinti (Tarovat), Timis (Nadrag), Tulcea (Buceag, Luncavita, Orliga, Piatra Raioasa, Varful Priopcea, Somova, Dealul Raioasa, Gorgani, Dealul Cernei, Piatra Raioasa, Priopcea, Movila Mare, Vitelar).

5.3.3 Green schists exploitation

The green schists are specific for North-Dobrogean Structogen and Central Dobrogean Massif geostructural units. Accordingly, they were extracted in surface exploitation only in the two counties from the specified units: Tulcea (Casimcea, Topolog, Dealul lui Glim, Peceneaga, Petris) and Constanta (Sibioara I-III, Nistoresti, Casimcea, Cogealac, Targusor, Mihai Viteazu, Cheia, Cotu lui Cergau, Navodari I-III, Dealul Morii, Capul Derele, Ramnicul de Sus, Ramnic Bair, Ramnicul de Jos).

5.3.4 Gneiss exploitation

The gneiss is well widespread in areas with crystalline formations, especially in Southern Carpathians geostructural unit (Fagaras, Cozia, Cibin, Sebes, Lotru mountains etc.). It was exploited in Alba (Coasta), Caras Severin (Berzasca, Bozovici, Valiug), Hunedoara (Calnic), Mehedinti (Tarovat, Orsova), Salaj (Port, Simleul Silvaniei, Magura Silvaniei), Sibiu (Aciliu, Sadu, Strambu, Rod, Tilisca, Valea Muntelui) and Valcea (Cozia) counties.

5.3.5 Other metamorphism rocks exploitation

The *mica-schist* have not very good physical-mechanical properties because it can easy to Open up in fragments along of the foliation but it was extracted in 12 quarries from 5 counties: Alba, Bihor, Salaj Sibiu, Valcea. *Serpentine* deposits exist in the crystalline formations from Eastern and Southern Carpathians. This rock are exploited in Caras Severin, Covasna, Mehedinti, Sibiu counties. *Amphibolite* can be met in crystalline formations of intense metamorphism from Eastern, Southern Carpathians and Apuseni Mountains. The quarries exist in following counties: Alba, Arad, Salaj, Satu Mare, Sibiu.

6 ORES AND INDUSTRIAL MINERALS EXPLOITATION

6.1 Metallic ore exploitations

Metallic ores exploited in quarries (see fig. 14) was iron ore, gold-silver ore, copper ore, bauxite, complex ore and manganese ore. In time, *iron ore* (siderite) was extracted in many unidentified old quarries from Poiana Rusca Mountains (Hunedoara county). Teliuc I-V, Teliucu inferior, Ghelari, Vadu Dobrei there are some identified quarries. At Capus deposits (Cluj county), oolite iron ore was extracted with an unknown quarries number. Some remaining iron ore reserves can be exploited in future. Identified *gold-silver* ore quarries had existed in Alba (Magura Tebei, Botes), Hunedoara (Certej, Rosia Montana, Vulcoi-Corabia) and Maramures (Suior and possible Baia Sprie) counties. *Copper ore* was extracted in Alba (Rosia Poieni quarry), Caras Severin (Moldova Noua) and Hunedoara (Deva, Valea Morii) counties.

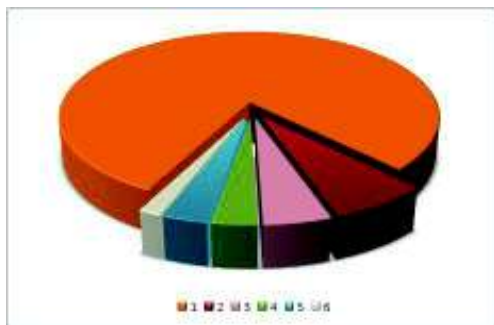


Figure 14. Metallic ore quarries on ore sorts (1=bauxite quarries; 1=iron ore; 3=gold-silver ore; 4=copper ore; 5=manganese ore; 6=complex ore).

The *bauxite* exist and was exploited (101 quarries) only in Bihor and Hunedoara counties. In Bihor county, were identified hundreds of bauxite lens in Padurea Craiului Mountains (Apuseni Mountain geostructural unit), extracted in quarries or in underground. Bauxite surface mining is represented by approximate 100 quarries. In Hunedoara county only one quarry (Ohaba –

Ponor) had existed. It had exploited siliceous bauxite. *Complex ore* only in Hunedoara (Coranda-Hondol, Valea Morii quarries) and manganese ore only in Suceava (Arsita, Capraria, Dadu, Oita) counties were exploited.

6.2 Non-metallic Ores and Industrial Minerals Exploitation

Identified *common kaolin* quarries are known in Arad (Rapa Malului), Bistrita (Parva), Harghita (Harghita, Puturosu, Sansimion) and Tulcea (Epaminonda, Cheia, Vitelaru) counties. *Kaolin sand* was extracted in Arad (Agris quarry), Constanta (Cuza Voda, Defcea, Gherghina, Docuzol, Tortomanu, Cuza Voda, Tibrinu, Tugui), Maramures (Cavnic) and Tulcea (Gherghina) counties.

Pegmatite feldspar deposits appear in units with significant participation of mezo-metamorphic rocks: Southern Carpathians and Apuseni Mountains (Popescu et al., 2003). The quarries were existed in Caras Severin (Armenis, Teregova, Globul Craiovei), Cluj (Bedeci, Muntele Rece) and Valcea (Vasilatu, Voineasa) counties.

Pegmatite mica quarries were identified in Caras Severin (Boutari, Bucova, Crijma, Talva quarries), Maramures (Razoare) and Valcea (Voineasa, Bautari). The *quartz* was exploited in Caras Severin (Varciorova), Cluj (Manastireni), Hunedoara (Siglau) and Mehedinti (Paraul Neamtului). *Baryte* surface exploitation had existed only in Suceava (Ostra, Alunisu) and Tulcea (Cortelu, Casla, Marca, Malcoci) counties.

Firestone in Maramures (Ilba, Tautii Magherausi) and Hunedoara (Lesnic, Roscani, Bercea Mare) counties and *talc* in Caras Severin (Marga, Parvoava) and Hunedoara (Cerisor, Lelese I-II) were exploited in quarries.

Aragonite quarries are only two: Suncuius (Bihor county) and Harghita (Corund). Similar for *grafit* (Baia de Fier and Polovragi quarries in Gorj county), alabaster (Stana and Petrindu in Salaj).

With a single quarry were extracted the following mineral substances: *calcite* (Valea

Ponor quarry), *sulphur* (Negoiul Romanesc), *celestite* (Copaceni), *magnesite* (Tisovita), *asbest* (Eibenthal) and *guano* (Cioclovina).

7 POWER SUBSTANCES EXPLOITATION

The power substances who were exploited in quarries (fig. 15) are only four: lignite, coal pit, bituminous schist and bituminous sand. The coal extracted in quarries assures the most quantity from the Romanian power necessary.

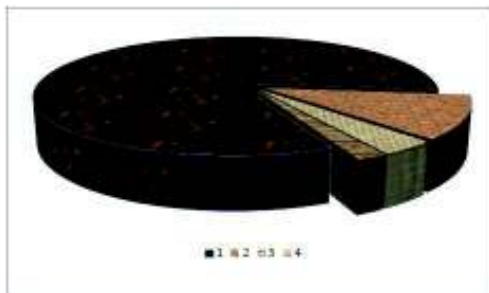


Figure 15. Power substances quarries on substances sorts (1=lignite quarries; 2=pit coal; 3=bituminous schist; 4=bituminous sand).

The *lignite* quarries are presented in Arges (Pescareasa), Bihor (Voievozi), Covasna (Varghis, Racos, Sfantu Gheorghe), Gorj (Tismana I-II, Pesteana Sud, Jilt Nord, Jilt Sud, Vulcan, Moi, Pinoasa, Runcurel, Matasari, Meris 2, Balta Unchiasului, Cicani, Garla, Beterega I-II, Poiana, Lupoiaia, Pesteana Nord, Rosia de Jiu, Horezu, Aninoasa, Bustuchin, Farcasesti, Plostina Nord, Plostina Sud, Rovinari Est, Rosiuta, Ruget, Tehomir, Timiseni-Pinoasa, Valea cu Apa, Urdari), Mehedinti (Husnicioara, Husnicioara Est, Husnicioara Vest), Prahova (Malu Rosu, Filipesti), Valcea (Alunu, Berbesti, Oltet) counties.

Coal pit was extracted in Hunedoara (Uricani, Campul lui Neag I-II quarries), bituminous schist in Caras Severin (Anina, Doman) and bituminous sand in Prahova (Matita) counties.

8 CONCLUSIONS

Romania is not a big country but, because of the very complex geological structure, it has, identified and quantified in resources and reserves, 110 mineral and power substances. In time, the most numerous (82) from these was exploited at the ground surface, in over 3,492 of identified quarries and open pits.

98.5 % (3441 quarries and open pits) from the total surface exploitations extracted non-power mineral substances and only 1.5 % (51) power substances. This 1,5 % is very important, because the exploited coal assures the most quantity from the Romanian power necessary. The surface exploitation were identified in all 41 counties from Romania and in Bucharest. The distribution of quarries and open pits in these counties is non-homogenous, in correspondence with the different geological structure, relief type and economical development.

Excepting some metallic and non-metallic ores or power substances (pit coal, anthracite), the surface mining potential for future remains high. For bigger efficiency of the surface mining activities, at country level, it is necessary a mineral policy.

REFERENCES

- Boroneant V., 2000, The Caves and Mines Archaeology from Romania (in Romanian), cIMeC Publishing House, Bucharest, 335 p.
- Brana V., Avramescu C., Calugaru I., 1986, Non-metallic mineral substances (in Romanian), Tehnica publishing house, Bucharest, 367 p.
- Marinescu M., Branda D.-V., Popa I., Gabudeanu B., Marinescu G., Geology of basalt production in Romania, *Aggregate 2001-Environment and Economy*, 06 to 08 August 2001, Helsinki, Finland, volume 1, pp.43-48.
- Marinescu M., Popa I., Popa R.-M., Gabudeanu B., Poesina N., Geology of basalt production in Romania, *Aggregate 2001-Environment and Economy*, 06 to 08 August 2001, Helsinki, Finland, volume 1, pp. 49-54.
- Marinescu M., Dinu I., 2002, Mineral Resources of Romania – A Shot Quantitative Overview, *3-rd National Symposium of Economic Geology*, 01 to

- 02 November 2002, Bucharest, Romania, published in Romanian Journal of Mineral Deposits, Vol. 80/2002, 91-93 pp.
- Marinescu M., 2003, Management and Marketing in Geology (in Romanian). Universitatii din Bucuresti publishing house, Bucharest, 196 p.
- Marinescu M., Popescu Gh. C., Udubasa S.S., Gabudeanu B., 2003, Dacite Deposits in Romania, *Industrial Minerals and Building Stones*, 15 to 18 September 2003, Istanbul, Turkey, pp. 225-231 .
- Marinescu M., Bogatu L., 2005 a, History of Mineral Substances Mining in Romania (I): Mineral Substances Mining in Primitive Commune and Antiquity (in Romanian), *Revista minelor*, vol. 3/2005, 13-17 pp.
- Marinescu M., Matei L., Popa I. Gabudeanu B., 2005 b, Exploitation and recovery of travertine in Romania, *1-st International Symposium on Travertine*, 21 to 25 September 2005, Denizli, Turkey, pp. 415-417.
- Parvu G., Mocanu Gh., Hibomvschi C., Grecescu A., 1977, Serviceable rocks from Romania, Tehnica publishing house, Bucharest, 411 pp.
- Popescu Gh. C., Marinescu M., Predeteanu D., 2003, Feldspar in Romania: Geology and Mining, *Industrial Minerals and Building Stones*, 15 to 18 September 2003, Istanbul, Turkey, pp. 835-840 .

InSAR'la Yerdeğiştirme Kontrol Yöntemi: Orhaneli Açık İşletmesi Örneği

A Methodology for Deformation Control with InSAR: Orhaneli Open Pit Mine Case Study

H.Tunçdemir, E.Güçlü

Istanbul Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İstanbul

Ö.Akçay

Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi, Geomatik Mühendisliği Bölümü, Çanakkale

O.Akyılmaz, S.Yılmaztürk

Geomatik Mühendisliği Bölümü, İstanbul

M. Motagh

GFZ German Research Centre for Geosciences, Potsdam-Germany

ÖZET Açık maden işletmelerinde başarılı ve güvenli bir madencilik işlemi için şev stabilitesi hayati derecede önemlidir. Geniş bir zamana yayılmış yer değiştirme gözlemleriyle yapılan geleneksel yöntemler uzun zaman alan ve aşırı çaba gerektiren aletli yer ölçmeleri gerektirmektedir. InSAR (Yapay açıklıklı radar interferometrisi) gibi modern yöntemler kullanılarak yer yüzeyinde oluşan yer değiştirmeler uzaktan algılama yöntemleri ile görüntülenebilir. Zonguldak'taki illegal madencilik faaliyetleri bazı araştırmacılar tarafından bu gibi yöntemler kullanılarak hâlihazırda tespit edilmiştir. İTÜ Araştırma Fonu desteğiyle yapılan bu çalışmada ise bahsi geçen konuda InSAR ön sonuçlarını açıklayan bir yöntem sunulmaktadır. Öncelikle yerinde bazı arazi çalışmaları gerçekleştirilmiştir. Bu kapsamda, merkezlendirme yapmak için dört piramit reflektör inşa edilmiş ve maden sahası çevresinde koordinatları belli noktalara yerleştirilmiştir. Daha sonra modern ölçme cihazlarıyla uydu görüntüleri elde edilmiştir. Uydular belirlenen noktalardan her geçişinde (yaklaşık 11 gün) bu noktalardaki yer değiştirmeler hakkında bilgi toplarlar. Bu çalışmada sunulan ön sonuçlar çalışmayı sürdüren araştırmacılara cesaret vermektedir. Öyle ki şevlerdeki yer değiştirme aralıkları herhangi bir yenilmeye -dolayısıyla hayati bir kazaya ya da ekonomik kayıplara-neden olmadan önce yeterince hızlı bir şekilde tahmin edilebilir.

ABSTRACT Slope stability is vital for successful and safe operations in open cast mines. In the conventional techniques, long term monitoring for slopes need the instrumental ground survey that takes very long time and requires extra efforts. By using modern methods such as InSAR (Interferometric synthetic aperture radar), ground deformation may be screened by remote sensing techniques. Illegal mining activities using this kind of techniques have already detected in Zonguldak by some researchers until now. In this study, based on a research project supported by İ.T.Ü. Research Found, a methodology is presented for explaining InSAR preliminary results. Some site investigation is first performed on Orhaneli Open Pit Mine covering the installation of four pyramidal reflectors properly settled on ground in order to centralize specific points on mine sight around. Then satellite images are identified by modern survey tools. Satellites collect information about displacements in every pass (approximately 11 days). Preliminary results here shared, encourage the researchers of current project for predicting deformation levels in slopes fast enough without a failure which may cause fatal accidents and economical losses due to interruptions in mine productions.

1 INTRODUCTION

Slope stability is an important expertise for engineers in open pit mines since all activities performed on mine site such as overburden excavation, transportation, coal extraction, tailing management etc... are connected to safe bench face environment of mine site. It is essential that the bench geometry of slopes precisely be formed depending upon geo-mechanical properties of country rock and coal. After shaping them up, conventional surveying techniques with instrumental measurements may be used for monitoring displacements in and around mine sites. Indeed, these methods provide effective results but exhaustive and take long time to obtain.

Nowadays, some contemporary techniques like InSAR (Interferometric Synthetic Aperture Radar) may be used for screening vertical displacements on a mine field since the number of proper satellites has increased and modern link tools were invented like the geodetic GPS receivers. For example a group of researchers used InSAR in order to find out illegal mining activities in Zonguldak because some subsidence was experienced over prohibited areas (Akçın et al 2009, Kutoğlu et al 2009). Jarosz and Wanke 2004 validated the InSAR for monitoring mining induced surface deformation. Ge et al.(2003) screened mining subsidence by InSAR. Slow motion monitoring of open pit mines was also considered by Raucoules et al. (2003), Li et al. (2008), and Perski et al. (2009).

In current study, an InSAR application in order to see deformation level around Orhaneli open pit mine is carried out. After giving information about the mine and InSAR technique, site investigation were presented. Pre-findings are illustrated and discussed. A methodology flow sheet is also proposed.

2 ORHANELİ OPEN PIT MINE

Orhaneli open pit mine (OOPM) is one of the branches of Bursa Lignite Plant (BLİ) on the management of Turkish Coal Enterprises (TKİ). The distance between Orhaneli

County and OOPM is 21 km. The altitude of mine is +500 m from the sea level. OOPM is in an area next to Gümüşler, Sağırlar and Çivili Villages in a space with 1 km, 28km and 30 km respectively (Figure 1). Average seam thickness of coal is 7 m in Gümüşpınar sector (6-10°), 3.35m in Çivili (6-10°) and Sağırlar (7-15°) sectors. Reserves of them are 23 million, 10.5 million and 6 million tons respectively. However, Gümüşpınar sector is only on service now. A large amount of coal, 1.2 million tons, are planned to be extracted per year. 75% of it are sent to thermoelectric power plant to burn and produce electricity.



Figure 1. Geographical map of mine

Geology of mine has a complex structure. Stratigraphic time scale of Pre Neogene structures consist of metamorphic schists, recrystallized limestone, and serpentinites. Neogene formation scales covers from clastic rocks in the lowest level. Clastic rocks contains conglomerates, sandstones, gravels and clays at the bottom side and marn and tuffs consisting of lignite seams at the top side which are coal reserves of OOPM. Volcano sedimentary and volcanic rocks are settled on them.

2.1 Excavation Method

A dragline with a capacity of 25m³ (33yd³) (Figure 2) is used for excavating overburden rock in Orhaneli Gümüşpınar sector. Since overburden depth (~90m) is so high, 4 excavators (7.5m³ (10yd³)) and 2 excavators

(11.5m³ (15 yd³)) and 40 trucks (77t) (Figure 3) assist dragline system.



Figure 2. Dragline



Figure 3. Excavator - truck method

3 INSAR TECHNIQUE

3.1 Information

Interferometric Synthetic Aperture Radar (InSAR) is a form of point detection technique based on relative motion between a satellite and target region. Satellite images are collected from a specific area in which their coordinates are very well known and then displacements on points preliminary defined on that area are evaluated by satellite

images providing information about two phenomena; signal amplitude and phase.

3.2 InSAR Application in Mine Site

Temporal and geometric decorrelation are known as the dominant limiting factor in InSAR technique. The key for generating a successful/high quality interferogram using independent InSAR data sets collected in different time epochs is the good coherence that is achieved between image pairs. Concisely, the better the coherence, the lower the noise level of the interferogram is achieved which is directly related to the precision of the displacements to be observed. In low coherence areas, such as vegetated areas, wetlands etc., even the advanced InSAR algorithms such as permanent scatter (PS) technique may fail where the density of stable radar targets is not adequate.

In order to overcome this limitation, the use of artificial reflectors is recommended. An artificial reflector can be defined as an object that exhibits high radar cross sections (RCS) or at least a high signal-to-noise ratio (SNR) which is stable in time (Ferreti et al., 2007). Such artificial reflectors, in addition, have been used to assess the accuracy of the InSAR measurements itself either in one or three dimension (Prati et al., 1992; Timmen et al., 1996). It has been proven that displacement vectors with subcentimeter accuracy can be achieved successfully by InSAR technique using artificial reflectors. On the other hand, artificial reflectors with known precise coordinates may help precise geocoding of the generated interferograms at low coherence areas.

Considering the above facts, four pyramidal reflectors of size 1m×1m×1m were constructed and installed at four ground points distributed almost homogenously around the mine field where no displacements were expected. Figure 4 shows the so-called pyramidal reflectors constructed for the study.



Figure 4. Reflectors settled on the mine site

Four pyramidal reflectors were monumented at the ground points and precisely oriented so as to provide good reflectance to the descending passes of the TerraSAR-X radar interferometry mission which has a repeat cycle of about 11 days. In order to compute the accurate position of the reflectors in an earth centered earth fixed (ECEF) frame static GPS measurements using Leica System 500 geodetic GPS receivers were carried out. At each station, GPS data is collected for about 3,5 hours with an epoch interval of 5 seconds. Besides the GPS satellites, data from the satellites of Russian navigation system (GLONASS) were also collected in order to guarantee the good satellite constellation during observation times.

The collected GPS observations were processed using Leica Geo Office software based on the double difference carrier phase measurements. The iono-free linear combination method has been adopted in the process for ambiguity fixing. Both the geographical (latitude, longitude, height) and projection (northing, easting, up) coordinates

of the four points have been estimated in WGS-84 and ITRF2005 terrestrial reference frame, respectively by using two IGS permanent stations namely, ISTA and TUBI, which are approximately 100 km away from the study area. As a result, the estimated coordinates have an uncertainty of ~1 cm for the horizontal components and ~2 cm for the height components which are quite sufficient for this study.

3.3 Processing of SAR Images

The scenario with SAR systems has changed in a very significant way in the last decade, since very high resolution (VHR) spaceborne SAR sensors in X band have been operated. Starting from 2007, the launch of TerraSAR-X and of the first satellite of the Cosmo-SkyMed constellation resulted in the possibility to acquire SAR images with metric resolution. Currently, the availability of the full constellation of Cosmo-SkyMed (4 satellites) makes it possible to acquire images with a revisit time of few hours, opening the application to many civil protection and surveillance

applications. TanDEM-X and Radarsat-2 are other examples of the large set of satellites that currently can acquire data with SAR systems.

The complex signals in the SAR images are used for the generation of the interferograms by creating a pixel-wise complex conjugate multiple of each signal at the same coordinates. In the differential interferograms, the phase (Φ) results from the following components seen in Equation (1);

$$\Phi = \Phi_{\text{DEMerror}} + \Phi_{\text{dis}} + \Phi_{\text{atm}} + \Phi_{\text{n}} \quad (1)$$

where

Φ_{DEMerror} = the phase due to an error component of the Digital Elevation Model (DEM) used for removing the topographic phase.

Φ_{dis} = the phase contribution of ground displacement occurring between the two SAR images acquisition dates.

Φ_{atm} = it is related to the atmospheric state change,

Φ_{n} = it represents the phase resulting from the residual noise effect such as a speckle and system noise.

Since the phases measured in the interferogram are wrapped in modulo of 2π , the ground displacement can be retrieved by phase unwrapping of the interferogram (Goldstein et al., 1988). Consequently, it is possible to calculate the deformation extent from the differential interferograms. The phase information used in interferometry gives a millimeter-centimeter level of vertical precision (Burgmann et al., 2000; Massonnet and Feigl, 1998). The ground displacement causing a phase change of 2π (i.e., one fringe) in an interferogram corresponds to $\lambda/2$ for LOS direction, which is about 1.5 cm for the TerraSAR-X radar interferometry.

In order to define displacement map of the open pit mine, SAR image pairs have been processed for different time periods. Interferometric process of pairs from baseline estimation to geocoded displacement map has revealed vertical changes occurred on the surface of the open pit mine between acquiring dates of the datasets. Table 1 presents data (Single Look

Slant Range Complex – SSC) used in this study. Results of process steps will be explained in details here for two TerraSAR-X HH SAR images acquired on February 7, 2012 and March 11, 2012.

Table 1. The data obtained by TerraSAR-X

No	IM	P	ST	PD	IA
1	SM	HH	2012-01-16	D	21993
2	SM	HH	2012-01-27	D	21993
3	SM	HH	2012-02-07	D	21993
4	SM	HH	2012-02-18	D	21993
5	SM	HH	2012-03-11	D	21993

IM: Imaging Mode, P: Polarisation, ST:Start Time, PD:Path Direction, IA:Incidence Angle (min), SM:StripMap, HH: horizontal transmit and horizontal receive, D: Descending

The first step in the process is to check whether the baseline between two datasets is appropriate to determine phase differences. The baseline of the datasets is 120.372m, while the critical baseline is 3472.155m. The comparison between the baseline and critical baseline indicate that the dataset are appropriate to determine phase difference. Where λ is the wavelength, R is range, θ is incidence angle and R_r is range resolution, The critical baseline $B_{n,cr}$ is calculated by Equation (2).

$$B_{n,cr} = \frac{\lambda R \tan(\theta)}{2R_r} \quad (2)$$

After this validation, generation of the interferogram has been done with using DEM of the mining area. SRTM3 data set has been used as DEM. Interferometric phase ϕ is defined by Equation (3):

$$\phi = \frac{4\pi\Delta R}{\lambda} \quad (3)$$

By using DEM, flattened and filtered interferogram has been obtained before phase unwrapping as seen in Figure 5.

Interferogram has been unwrapped in order to resolve 2π ambiguity with using region growing algorithm. Later on, differential SAR (DInSAR) combining interferogram with DEM have revealed geocoded displacement map of mining area (Figure 6).

The displacement map shows a wider area than open pit mining. The significant topographic changes which are occurred at the open pit mining can also be seen on

Google Earth image (Figure 7). Polygons in red colored areas point to considerable subsidence. The places having subsidence will also be analyzed on mining site later.

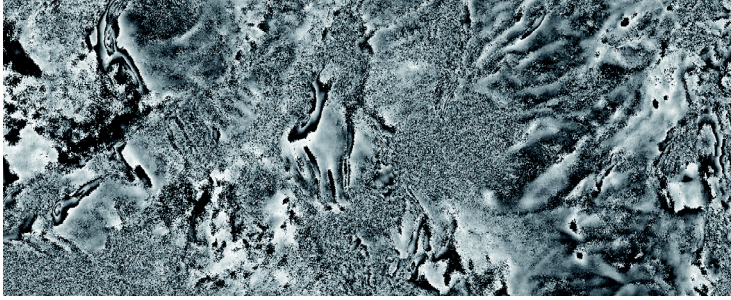


Figure 5. Flattened and filtered interferogram of SAR image pairs

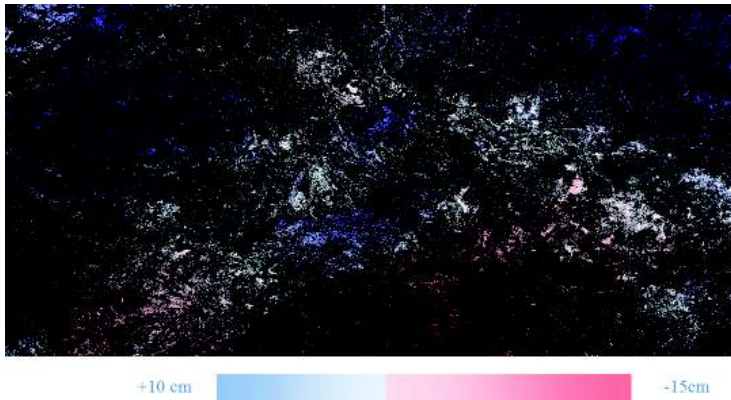


Figure 6. Displacement map



Figure 7. Deformation areas in red color

3.4 Methodology Used For This Study

The methodology derived from current study may be shown by a flow sheet given in the Figure 8. First of all, a site investigation activity is performed. During the mine visit, information about mine and instrumental surveying measurements were obtained from responsible engineers. Then a quick tour around mine is done for determining 4 stable points. By using Leica System 500, GPS measurements are carried out an hour and half time along in order to link a connection between satellite and individual point. Same procedures are followed for the other three points. Afterward, 4 reflectors are designed

and built on the mine repair and maintenance office. These reflectors were stabilized by concrete and fixed on the 4 points in which their coordinates were linked by satellite before. After all these site activity, secondly satellite images according to predefined points were captured and digitized by it. At the end, the obtained data is processed and interpreted. Consequently, company engineers should be alerted if any excessive deformation is experienced.

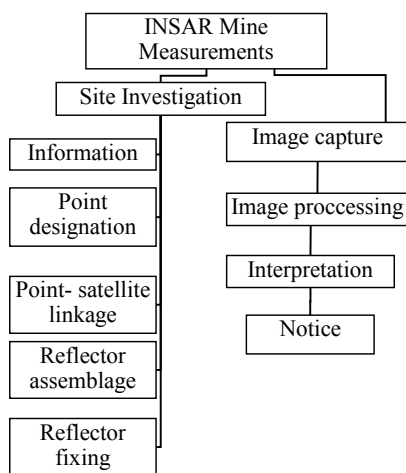


Figure 8. The flow sheet of method

4 CONCLUSIONS

The following conclusions can be drawn from the current study:

The InSAR remote sensing technique may be alternatively used for open pit mines for deformation control since vertical displacements can be screened by.

A set of site investigation is performed for data collection in the Orhaneli mine site. A part of data collected from satellite images were processed and interpreted.

In the above contents, it is shown that the DInSAR technique is feasible to monitor the coal mining induced land deformation, the position of DInSAR land deformation is coincide with the position of underground excavation. On the other hand, in order to

see whether the DInSAR technique can monitor all mining deformation, further analysis needs to be performed.

Spaceborne interferometric SAR data can be used to derive the valid land subsidence map in coal mines, which is useful information in monitoring the underground coal mining activities from space as well. However high coherence of the interferometric pair is necessary in such application, a small spatial baseline and a small temporal baseline in the same season are required especially in the rural area.

ACKNOWLEDGEMENTS

Authors deeply express sincere appreciation to TKİ and Orhaneli Open Pit Mine Management and engineers, especially Vice Manager Dursun Ali NAZİK and Ergül UZUNTAŞ. Special thanks and gratefulness is kindly presented to GFZ German Research Centre for Geosciences for sharing data. Authors thanks to ITU research fund for supporting this study with a scientific project.

REFERENCES

- Akçın, H., Kutoğlu, H.S., Kemaldere, H., Deguchi, T., (2009). *InSAR studies based on vertical displacements on Zonguldak coal basement*. 12th Turkish Mapping, Scientific and Technical Conference May, Ankara.
- Burgmann, R., Rosen, P.A. and Fielding, E.J., (2000). *Synthetic aperture radar interferometry to measure earth's surface topography and its deformation*. Annual Review of Earth & Planetary Sci., 28, 169–209 p.
- Ferreti, A., Savio, G., Barzaghi, R., Borghi, A., Musazzi, S., Novali, F., Prati, C., Rocca, F. (2007). *Submillimeter accuracy of InSAR time series: experimental validation*, IEEE Trans. Geos. and Rem. Sens., 45 (5): 1142-1153.
- Ge L., Chang H.C., Rizos C. (2007). *Mine Subsidence Monitoring Using Multi-source Satellite SAR Images*. Photogrammetric Engineering & Remote Sensing Vol. 73, No. 3, March, pp. 1–8.
- Goldstein, R.M., Zebker, H.A., Werner, C.L., (1988). *Satellite radar interferometry: two-dimensional phase unwrapping*. Radio Science 23 (4), 713-720.

Jarosz A., Wanke D. (2003). *Use of InSAR for Monitoring of Mining Deformations*. Proc. of FRINGE 2003 Workshop, Frascati, Italy.

Kutoğlu, H.S, Akçın, H., Kemaldere, H., Deguchi, T., Kato, M., (2008). *Detecting illegal mining activities using DInSAR*. FIG Working Week -Integrating Generations, Stockholm, 14-19 June.

Li C, Zhang Y H, He J G, Liu G, Yue H Y, Wang R F, Ge L, (2008). *Coal mine land subsidence monitoring by using Spaceborne InSAR data: a case study in Fengfeng, Hebei Province, China*. Remote Sensing and Spatial Information Sciences, 37(B8): 255–262.

Massonnet, D. and Feigl, K.L., (1998). *Radar interferometry and its application to changes in the earth's surface*. Reviews of Geophysics, 36, 441–500 p.

Perski Z., Hanssen R., Wojcik A., Wojciechowski T.. (2009). InSAR analyses of terrain deformation near the Wieliczka Salt Mine, Poland, Engineering Geology, Vol. 106, Is. 1–2, pp. 58–67

Prati, C., Rocca, F., Guarnieri, A. M. (1992). *SAR interferometry experiments with ERS-1*, in Proc. 1st ERS-1 Symp. Space Service Our Environment, Cannes, France, Nov. 4–8, pp. 211–218.

Raucoules D., Maisons C., Carnec C, Le Mouelic S., King C., & Hosford S. (2003). *Monitoring of slow ground deformation by ERS radar interferometry on the Vauvert salt mine (France): Comparison with ground-based measurement*, Remote Sensing of Environment, Vol. 88-4; 30 pp 468–478

Timmen, L., Xia, Y., Reigber, C., Hartmann, R., Fiksel, T., Winzer, W., Knoch-Weber, J. (1996). *Monitoring of small motions in mining areas by SAR interferometry*, in Proc. Fringe.

Eğimli ve Killi Taban Şartlarında Açık İşletme Madenciliği ile Kömür Üretimi: Kısrakdere Örneği

Open Pit Mine Production at Sloped and Under Clayed Layering Conditions; Kısrakdere Case Studies

M.V. Özdoğan, D. Karakuş, A.H. Onur

Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir

C. Kınca, Y. Koca

Dokuz Eylül Üniversitesi, Jeoloji Mühendisliği Bölümü, İzmir

N.C. Ok, E. Demir

TKİ Ege Linyitleri İşletmesi Müessese Müdürlüğü, Soma

ÖZET: Günümüzde açık işletme üretim tekniği ile madencilik faaliyetleri ekonomik ve verimli bir şekilde yaygın olarak yapılmaktadır. Açık işletme üretim teknolojisinin alternatifi olan yeraltı üretim yöntemine göre bir takım avantajları olmasına rağmen geniş ocak açıklıklarında ve artan kazı derinliklerinde emniyetli üretim şartlarının sağlanması karşılaşılan önemli problemlerden birisidir. Bu çalışmada eğimli ve killi tabakalanma şartlarında açık işletme üretim yöntemi değerlendirilmiştir. Bu tip yataklanma özelliği gösteren Kısrakdere kuzey panolarından birisi olan G- Panosu kömür üretim faaliyetleri irdelenmiştir. Buna göre büyük ölçüde dekapaj kazısı gerçekleştirilmiş G-Panosunda kazı seviyesinin mevcut durumu ve daha derinlere inilmesi koşulunda oluşacak şevlerin stabilite analizleri yapılmıştır. Yapılan analizler sonucunda G-Panosunun bir kısmında emniyet topuğu bırakılması şartı ile emniyetli kazı şartlarının oluşturulabileceği sonucuna ulaşılmıştır.

ABSTRACT Ore production with open-pit mining method is an economical and productive mining method and widely used at mining industry. Although the several advantages of open pit operations against underground operations, the ever expanding pit areas and the deeper excavations cause safety problems. In this study the open pit mining method was evaluated at sloped and over clayed layering conditions. As a case study G – coal production panel at Kısrakdere North mining section was studied. The stability analysis of current situation and deeper level situations were discussed at study area. As a result of the analysis safety pillar have to be left at G – production panel for safer production.

1 GİRİŞ

Açık işletme madenciliği genel anlamıyla bir maden yatağına ulaşmak amacıyla mevcut topografyanın iş makineleri yardımıyla kazılarak üretilen cevher, kömür ya da

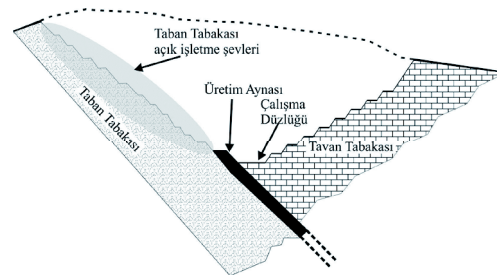
endüstriyel hammaddeye ulaşmak vasıtasıyla üretim yapılmasıdır. Dünya maden üretiminin yaklaşık %70'i açık işletme madenciliği ile yapılmaktadır. Metalik cevherlerin yarısı, kömürün 1/3'ü ve metal

dışı yapı malzemelerinin tamamı açık ocak işletme yöntemi ile üretilmektedir (Given 1973, Eskikaya vd, 2008). Açık işletme madenciliği için verilen bu oranlar kullanılan iş makinelerinin kapasiteleri ile doğru orantılı olarak üretim miktarlarını yansıtmaktadır. Ekonomik değer olarak değerlendirildiğinde özellikle katma değeri yüksek metalik cevherlerin yeraltı üretim oranları giderek fazlaşmıştır. Diğer taraftan artan kazı derinliğine bağlı olarak başlangıçta stabil ve küçük alanları kaplayan ocak faaliyetleri artık derinleşmiş ve kazı sınırları genişlemiştir. Bunun sonucunda açık işletmelerde kapasite ve üretim verimliliğinin yanında şev emniyetinin sağlanması önemli bir mühendislik hizmeti olarak gündeme gelmiştir. Özellikle geniş ocak açıklıklarında bölgesel şev hareketlerinin sürekli olarak takip edilmesi ve eş zamanlı olarak kazı faaliyetlerine paralel stabilite analizlerinin güncellenmesi ekstra yatırımlar ve çözüm arayışları gerektirmektedir.

Açık işletme madenciliği, işletme şekline göre alansal madencilik, yamaç madenciliği ve çukur madenciliği olarak sınıflandırılabilir ve işletme şeklini ekonomik değeri olan cevherleşmenin geometrik oluşumu belirlemektedir (Köse ve ark., 2006). Örneğin yatay ve/veya yataya yakın tektonizma geçirmemiş neojen havzalarda oluşmuş linyit yataklanmaları için alansal açık işletme madenciliği ekonomik olarak uygulanmaktadır. Buna karşın hidrotermal süreçler sonucu oluşmuş çoğunlukla eğimli metalik yataklanma tiplerinde ekonomik derinliğe kadar çukur şeklinde açık işletme faaliyetleri gerçekleştirilmekte devamında ise yeraltı madencilik faaliyetleri yürütülmektedir.

Sedimenter oluşum süreçleri sonucu oluşmuş tabakalı yataklanmalarda tabaka eğimlerinin fazla olması rastlanan durumlardan birisidir. Açık işletme madenciliği açısından değerlendirildiğinde erken jeolojik dönemde çökelmiş ve kısmen zayıf içsel özellikli killi, siltili yapıya sahip bu tip eğimli yataklanmalarda işletme geometrisinde kendine has düzenlemeler gerekebilir. Özellikle eğimli ve tabakalı yapılarda makine ekipmanının çalışması için düz alan tavan tabakasında gerçekleştirilmekte, cevherli üretim

aynasının üst kısmını ise taban tabakası oluşturmaktadır (Şekil 1). Şekil 1'de görüldüğü gibi üretim aynasının üst kısmı olan taban tabakası şevleri kazı derinliğine bağlı, zorunlu olarak oluşturulacaktır. Bu durumda yatay ve yataya yakın tabakalanmalarda hiç bir kazı faaliyeti gerçekleştirilmeyecek olan taban tabakası içsel parametreleri ve oluşacak şevlerin stabilitesi açık ocak emniyeti açısından göz önünde bulundurulması gereken önemli bir parametre haline gelmektedir.



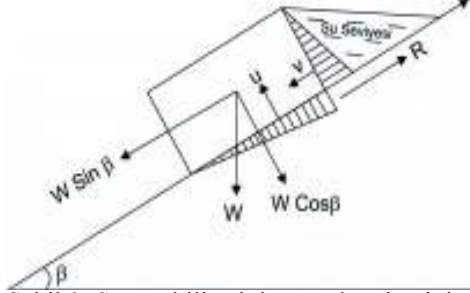
Şekil 1. Eğimli tabakalanma yapısına sahip yataklanmalarda geliştirilmiş açık işletme geometrisi

Yukarıda tanımlanan koşullara benzer bir durum Kırskdere Bölgesi açık ocaklarında görülmektedir. Bölgede 25-30° eğimli yataklanmış kömür damarı ve buna bağlı dekapaj kazısı ekskavatör +kamyon yöntemiyle yapılmaktadır. Ancak artan kazı derinliğine bağlı olarak kömürlü seviyenin tabanında yer alan killi seviyede yüksek şevler oluşmaktadır. Bu çalışmada da kömür üretimi devam eden Kuzey Panolarından G-Panosunda kazı derinliğinin artırılması sonucu oluşacak taban killi şevlerinin stabilite analizleri irdelenmiş ve kazı emniyeti belirlenmiştir.

1.2 Şev Stabilitesi Temel Mekanığı

Yeryüzündeki her katı ve sıvı malzeme yerçekiminin etkisi altındadır. Herhangi bir kütle için konumu yatayla açı yapmaya başladığı anda yerçekiminin etkisiyle bu kütle hareket etme eğilimine girer. Yatayla β açısı yapan bir eğik düzlemde W ağırlığında bir blok düşünüldüğünde. Bloğa etki eden tek kuvvet yerçekimi kuvvetidir. Bloğun yüzey üzerinde kaymasını sağlayacak W kuvvetinin düzlem boyunca etki eden

bileşeni $W \sin \beta$ eğik düzleme dik olarak etki eden bileşeni ise $W \cos \beta$ 'dir (Şekil 2)



Şekil 2. Şev stabilitesinin temel mekaniği

Şekil 2'de kütle için su dolu olan bir gerilim çatlağı iki parçadan olduğunu düşünürsek bloğun arka yüzüne etki eden su basıncı bir V kuvveti oluşturur. Su basıncı aynı şekilde kayma düzlemine dik şekilde etki eden ve bu yüzeye etki eden normal kuvveti azaltan bir U kuvvetini oluşturur. Kütle için kendi ağırlığını ve su kuvvetlerinin etkidiği bu durumu düşünürsek bu halde denge durumu

$$W \sin \beta + V = cA + (W \cos \beta - U) \tan \Phi \quad (1)$$

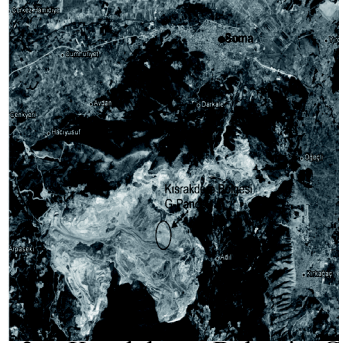
şeklinde olur.(Hoek 1973)

Burada $W \sin \beta + V$ kaydırıcı kuvvetler, $cA + (W \cos \beta - U) \tan \Phi$ ise kaymayı engelleyici kuvvetler olarak adlandırılır. Kaymayı engelleyici kuvvetlerin kaydırıcı kuvvetlere oranı ise şev emniyet katsayısı (F) olarak adlandırılır ve bu değer 1 olması denge koşulunu ifade eder. F değeri 1'den ne kadar büyükse şevin duraylılığı o kadar yüksek demektir. Şev stabilite analizlerinde iki boyutlu limit denge problemi çözümü olarak bilinen bu analiz incelenen bölgeden alınan kesitler üzerinde gerçekleştirilir.

2 İNCELEME ALANININ KONUMU VE GENEL JEOLJİSİ

İnceleme alanı Manisa ili Soma İlçesi Kırakdere bölgesindedir. Bölgedeki kömür üretim faaliyetleri Ege Linyitleri İşletmeleri Müessesesi Müdürlüğü (E.L.I) tarafından yürütülmektedir. Bölge kömür havzası olup kömür üretimi 1913'lü yıllara kadar uzanmaktadır. Yaklaşık 1 asırdır üretim yapılan bölge ülkemizin sanayi, termik ve ısıtma amaçlı kömür gereksinimini sağlamaktadır. Havzada alt ısı değeri 2080-3150 Kcal/kg arası olan 610 milyon ton

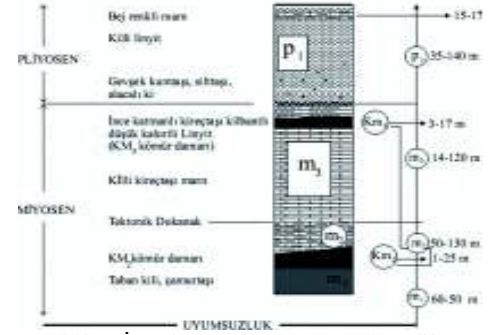
linyit rezervi bulunmaktadır. 24,4 bin hektarlık alana yayılan bu rezervin %71'i yer altı madenciliği ile üretilebilecek durumdadır (TKİ,2011).İncelenen kömür üretim panosu Kırakdere bölgesinin kuzeyinde yer almaktadır. G-Panosu olarak isimlendirilen pano sınırlarının batı ve doğusunda daha önce üretim faaliyetleri gerçekleştirilmiş ve kömür üretilmiştir. Panonun konumu Şekil 3'te verilmektedir.



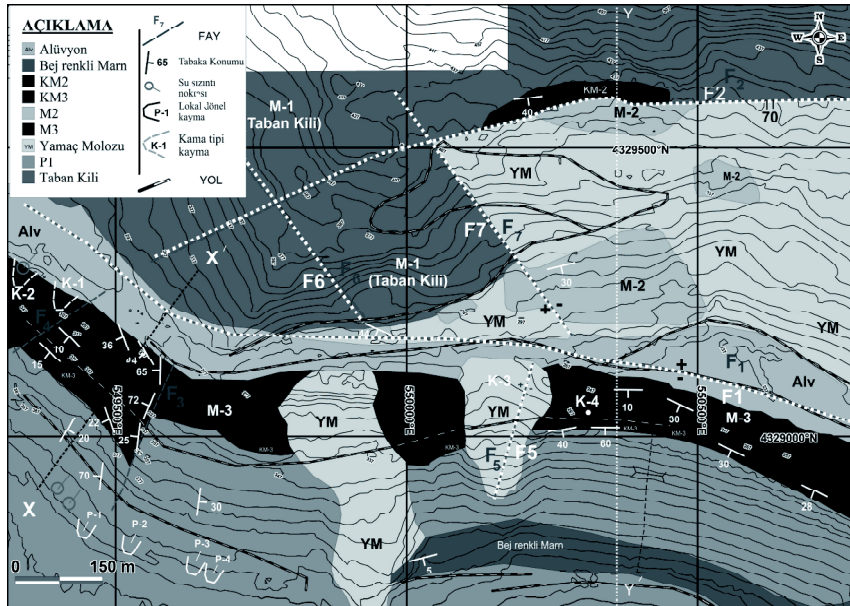
Şekil 3. Kırakdere Bölgesi G-Panosu konumu

İnceleme alanının genel jeoloji çalışması yapılmıştır. Bu çalışma D-B yönünde 1500 m, K-G yönünde 1050 metre olmak üzere yaklaşık 1,4 km²'lik bir alan kapsamaktadır. Şev stabilitesi açısından değerlendirilmesi yapılan G-Panosu bu sahanın içinde kalmaktadır. Kırakdere, D-B yönlü uzanımı ile inceleme alanını ikiye ayırır G-Panosu panosu (KM2 kömür damarının yer aldığı pano) derenin kuzeyinde kalmaktadır. İnceleme alanında Miyosen ve Pliyosen yaşlı tortul kayaların yanı sıra, Kuvaterner yaşlı yamaç molozları ve hareket etmiş heyelan malzemeleri yer alır. Şekil 4'de inceleme alanında yer alan birimlerin stratigrafik ilişkileri, Şekil 5'de, inceleme alanı genelleştirilmiş jeoloji haritası gösterilmektedir. Ayrıca, bölgedeki jeolojik

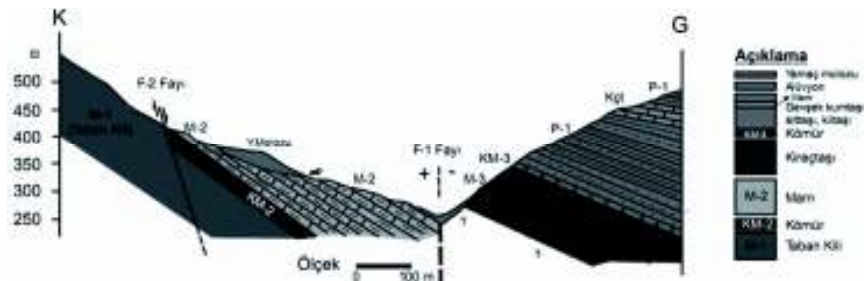
birimlerin kolaylıkla izlenebilmesi için, KM2 kömür damarını ve inceleme alanında yer alan tüm birimleri kesecek şekilde, K-G yönlü alınmış jeolojik kesit sunulmuştur (Şekil 6). Bu kesit üzerinde, KM2 kömür damarını kesen F2-fayı, kömür damarında meydana gelen 76 metrelik net atım ve KM2-kömür damarının altında (taban killeri) ve üzerinde yer alan marnların (M2) konumları da göstermektedir.



Şekil 4. İnceleme alanının stratigrafik yapısı



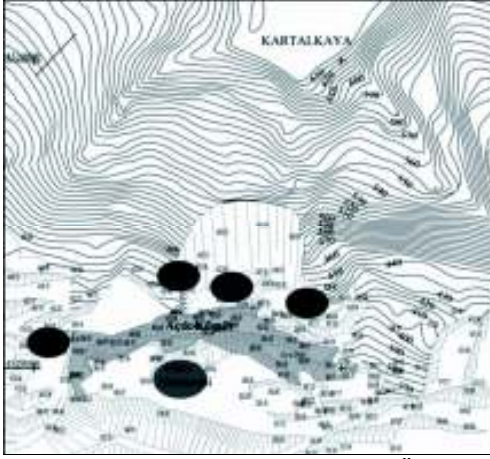
Şekil 5. İnceleme alanının jeolojik haritası



Şekil 6. Çalışma alanına ait jeolojik kesit (Y-Y¹ kesiti)

3 LABORATUAR ÇALIŞMALARI

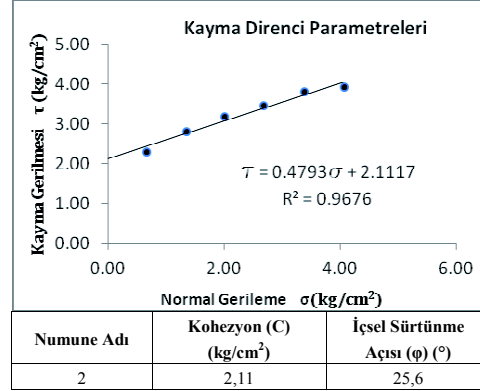
Kuzey Kısrakdere G- Panosundan alınan numuneler üzerinde yapılan laboratuar deneyleri, malzeme özellikleri belirleyici olmak üzere zemin ve kaya mekaniği deneyleri olarak gruplandırılmıştır. Kömür altından alınan taban killere zemin mekaniği deneyleri, kömür üzerindeki marn birimlerine ise kaya mekaniği deneyleri yapılmıştır. İncelenen bölgeden alınan numunelerin harita üzerindeki konumları ise Şekil 7'de verilmektedir.



Şekil 7. Alınan Numunelerin Harita Üzerinde Gösterimi

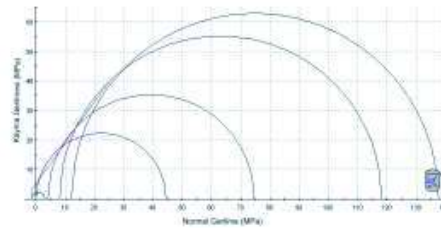
İncelenen bölgede kömürü alınmış kısımlarda yüksek şevler oluşturacak olan taban kilinin karakterize edilmesi önem arz etmektedir. Killi malzemenin kohezyon (c) ve içsel sürtünme açısı (φ) değerleri direkt kesme deneyi ile tayin edilebilmektedir. Farklı düşey yük şartlarında malzemeyi bir düzlem boyunca kesmeye zorlanması prensibi ile çalışan direkt kesme deneyi cihazlarında tekrarlı deneyler yapılarak normal gerilme-kayma gerilemesi gerilmesi ilişki bulunur. Bünyesinde bulunan su içeriğiyle (w) mekanik özellikleri aşırı değişiklik gösteren killi ve siltli malzemelerde gerçekçi sonuçlar farklı su içeriklerinde de deneyin tekrarlanması ile

bulunabilir. Şekil 8'de 2 no.lu bölgeden alınan taban kili numunesi kesme kutusu sonuçları normal gerilme-kayma gerilmesi ilişkisi verilmiştir.



Şekil 8. İnceleme alanı 2 no.lu bölgeden alınan taban kili numunesi normal gerilme-kayma gerilmesi ilişkisi

Taban killere yapılan bu deneylerin yanında ayrıca kömürlü tabakaların üst seviyesi olan ve dekapaj kazısı yapılan marnların (M2) birim hacim ağırlık (γ), kohezyon (c) ve içsel sürtünme açısı (φ) değerleri tek eksenli basınç, endirekt çekme ve üç eksenli basınç deneyleri sonucu Mohr zarfı analiziyle belirlenmiştir. Şekil 8'de Marn numunesi ile tanımlı bölgeden alınan marnlı seviye numunelerine uygulanan testler sonucu elde edilen Mohr zarfı analizi ve normal gerilme-kayma gerilmesi ilişkisi Şekil 9'da, panodan alınan numuneler üzerinde yapılan deney sonuçları Çizelge 1'de verilmektedir.



Şekil 9. İncelenen bölge Marnları için Mohr Zarfı

Çizelge 1. Sahadan alınan numuneler üzerinde yapılan deney sonuçları

Birim	Numune No.	Su içeriği (%)	Birim Hacim Ağırlık (gr/cm ³)	Kohezyon (kgf/cm ²)	İçsel Sürtünme Açısı (°)	Tek Eksenli Basınç Dayanımı (MPa)	Çekme Dayanımı (MPa)
M1	1	23,13	2,01	0,27	3,50	-	-
	2	14,42	2,30	2,11	25,60	-	-
	3	21,75	2,13	2,02	25,03	-	-
	4	21,28	1,99	1,92	29,6	-	-
M2	1	1,63	2,49	53,00	54,1	44,49	4,48

4 ŞEV STABİLİTESİ ANALİZLERİ

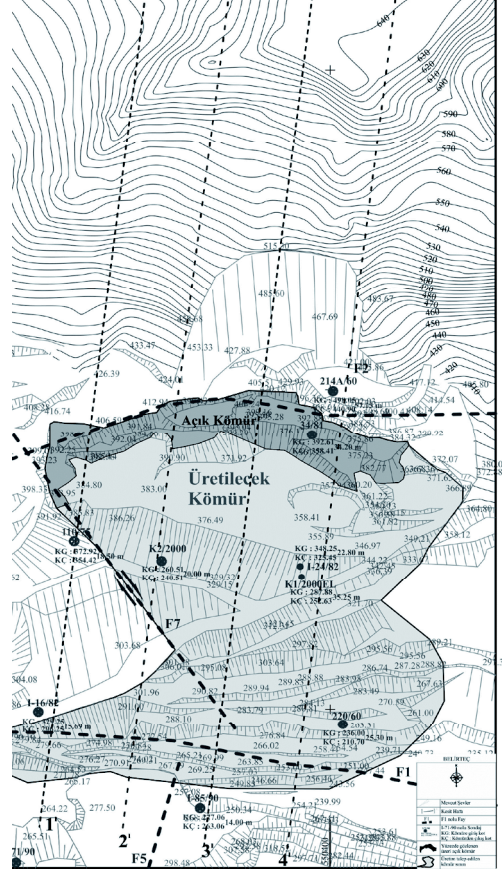
Açık ocak işletmeciliğinde kazının gerçekleştirilebilmesi amacıyla mutlaka üzerinde çalışılan bir platforma gereksinim bulunmaktadır. Basamak olarak adlandırılan bu platformların nihai ocak derinliğine kadar oluşturulmaları gereklidir. Ancak incelenen Kısırdere kuzey panolarında 25-30 derecelik kömür eğimi nedeni ile eğim yönü boyunca yukarıdan aşağı doğru bir kömür üretimi söz konusudur. Panonun görüntüsü Şekil 10'da verilmektedir. Şekil 10'da görüldüğü gibi üst kotlarda kömürü alınmış bölgelere yeniden çıkış gereksinimi olmaması, kömür ve dekapaj nakliyelerinin alt kotlardan sağlanabilme olasılıkları nedeni ile basamak şeklinde kazıya gereksinim duyulmamaktadır. Bu yöntem, gerekli şev

güvenliğinin sağlanması şartıyla uygundur. Açık kalacak ocağın nihai şeklinde rehabilitasyon uygulamalarının tatbiki açısından sorun yaratacak bir yöntemdir. Ancak, iç döküm sahası olarak kullanılacak böyle bir alanın tamamen doldurulacak olması, rehabilitasyon ile ilgili bu sorunu ortadan kaldırmaktadır. Kömürü alınarak boşaltılan sahanın tamamen doldurulması durumunda, nihai ocak şev güvenliği açısından iç döküm sonrasında hiçbir sorun oluşmayacaktır. Bu nedenle, kömür üretimi gerçekleştirilirken kömürü alınan ve çalışma bölgesinin üzerinde oluşan eğimli taban killerinin çalışma süresi boyunca kaymaya karşı güvenli olup olmadığının belirlenmesi, iş güvenliği açısından birinci derece öneme sahiptir.



Şekil 10. G-Panosu görüntüsü (Kısırdere Kuzey Panoları)

Killerin su ile teması neticesinde dayanım özelliklerinin tamamen değiştiği (yumuşamaya bağlı olarak kohezyon (c) ve içsel sürtünme(ϕ) açısında azalma), dayanımlarının azaldığı laboratuvar deneyleri ile ortaya konulmuştur. Buna göre %23,13 su içeriğine karşılık olarak içsel sürtünme açısı $3,5^\circ$, kohezyon 26,7 kPa iken %14,42 su içeriğinde olan 2 numaralı malzemenin içsel sürtünme açısı $25,6^\circ$, kohezyonu 200,70 kPa değerlerine çıkmaktadır. 1 nolu numune, kısmi kayma meydana gelen bir bölgeden alınmıştır. Taban killerin su içeriklerinin bu değerlere ulaştığı bölgelerde taban kili hareketi söz konusu olacaktır. Taban killerinde oluşturulacak basamaklar suyun yüzeyde kalma süresini uzatacak ve su ile temas yüzey alanını artıracak için çok tercih edilmemektedir. Bu killerde oluşturulacak basamakların yatay yüzeylerinde kış aylarında birikecek veya akış hızı yavaşlayacak yüzey suları, killerin dayanımlarını azaltacak en önemli faktörlerden birisidir. Sabit eğimli bir yapıda yüzey sularının oyalanmaları daha zor olacaktır. Bunun yanında, gerçekleştirilen şev stabilitesi analizleri sonucunda mekanik özellikleri belirlenen bölgenin taban killeri yüksek nem içeriklerinde 40° - 45° derece gibi bir açıda kaymaktadır. Basamak oluşturulması durumunda, basamakların şev açıları bu değer üzerinde olamaz, olsa da orijinal durumlarına geri dönerler. Diğer bir değişle, basamak oluşturulsa dahi kış mevsimindeki yağış sonucunda bütün basamaklar bozulup eski haline gelmeleri beklenmelidir. Bu kapsamda çalışmada şev stabilite analizleri iki şekilde ele alınmıştır. Öncelikle panoda saha gözlemleri sonucu stabil olan panoda geri analiz yapabilmek ve laboratuvar sonuçlarının doğruluğunu teyit edebilmek amacıyla doğrultuları Şekil 11'de verilen hat boyunca dört adet kesitte şev stabilite analizleri gerçekleştirilmiştir.



Şekil 11. Stabilite analizleri kesit hatları konumu

İkinci aşamada ise panoda kömürün açık işletme sınırına kadar kazıldığı durum göz önünde bulundurularak şev stabilitesi analizleri yapılmıştır. Analizler Limit-Denge yöntemini kullanan "Rocscience Slide V6" yazılımında yapılmıştır.

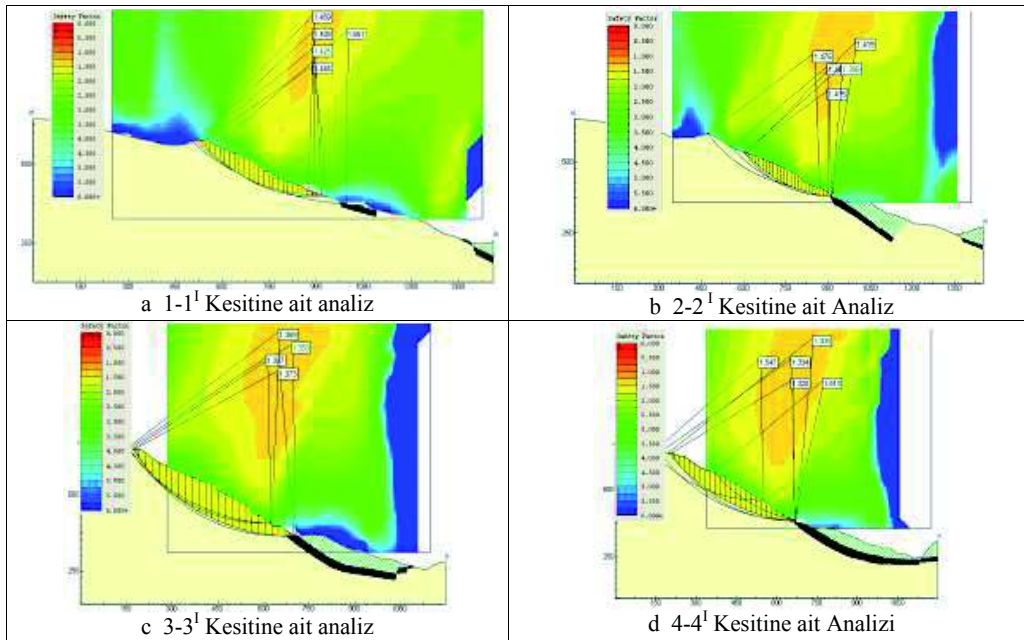
Çizelge 2. Şev stabilite analizlerinde kullanılan malzeme parametreleri

Zemin tipi	Birim hacim ağırlık (kN/m^3)	Kohezyon (kPa)	İçsel sürtünme Açısı (derece)
Taban kili	20.99	125.00	26.74
Kömür	15.00	150.00	32.00
Marn	25.00	1250.00	40.00

4.1 Kazı Öncesi Şev Stabilitesinin Değerlendirilmesi

Kısırkdere kuzey panolarında G Panosunun kazı öncesi olarak değerlendirilen bu bölümde panonun çalışmanın yapıldığı tarihteki mevcut durumu belirtilmektedir. Buna göre açık kömür aynası 390-405 m kotlarında, taban kilinin şev üstü kotu ise 630-635 m kotlarındadır. Bu durumda yaklaşık 235 m yüksekliğinde ve ortalama 30° eğimli bir şev yapısı bulunmaktadır. Kazı öncesi ve kazı sonrası stabilite analizleri kesitlerinde jeolojik formasyonlar genelleştirilmiş ve fayların etkisi gözötilmemiştir. Fayların etkisinin gözötilmemesi stabilite analizlerinin sonuçlarını tartışılabilir hale getirebileceği düşünülse de kazı çalışmalarının yapılacağı bölgede herhangi bir fay işaretlenmemiş olması analiz çalışmalarının sonuçlarının gerçekçi olacağı değerlendirilmiştir. Bu konuyla ilgili bir diğer önemli husus ise kazı öncesi fay etkisi gözötilmeksizin yapılan stabilite analizleri sonuçlarının saha

gözlemleri ile uyuşmasıdır. Dört farklı kesitte gerçekleştirilen kazının devam etmesi öncesi durum ile ilgili şev stabilitesi analizleri sonucunda, şev emniyet katsayıları elde edilmiştir. Dört kesite ait yapılan analiz sonuçları Şekil 12.a-12.d'de ve toplu olarak Çizelge 3'de verilmiştir. Şekil 12.a'da verilen 1-1' ve 2-2' kesitindeki şev stabilite analizleri sonucunda elde edilen katsayılar şevin duraylı ve güvenli olduğunu göstermektedir. Şev emniyet katsayıları artan taban kili eğimi ile azalmıştır. Şekil 12.c'de görüldüğü gibi, daha derin ve büyük ölçekli kayma dairelerinde elde edilen şev emniyet katsayıları daha fazladır. Bu durum, büyük ölçekli kayma olasılığının azaldığını göstermektedir. Bu analizler 2 boyutlu olarak gerçekleştirilmiştir. Birbirine bitişik kesitlerdeki yakın bölgelerin yüksek emniyet katsayıları birbirlerini olumlu etkilemektedir. Su içeriğinin arttığı lokal bölgelerde kohezyonun düşmesi neticesinde, bölgesel büyük ölçekli olmayan yüzeysel akımların meydana gelmesi beklenir.



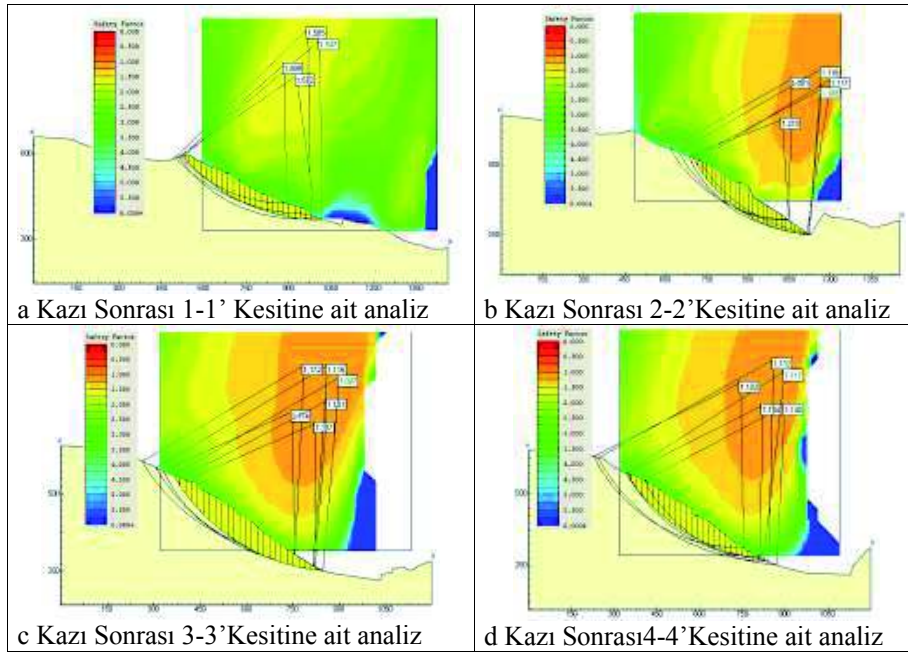
Şekil 12. Kazı öncesi şev stabilite analizleri

4.2 Kömür Kazısı Gerçekleştikten Sonra Şev Stabilitelerini Değerlendirilmesi

Kömür kazısı gerçekleştirildikten sonra oluşacak topografik durumun stabilitesi aynı 4 kesit üzerinden değerlendirilmiştir. Bu değerlendirmenin yapılabilmesi amacıyla, çalışma sahası içerisindeki sondaj verileri kullanılarak kömür taban ve tavan izohipsleri modellenmiştir. Kömür damarı, üzeri açık bulunan bölgede konumlanmış 2 adet fay (F2 ve F7) ile güney ve doğu yönünde aşağıya düşmüştür. Kömür üretiminin gerçekleştirileceği bölge düşen kısımda yer almaktadır. Bu durum kömürün takip edilmesi esnasında yüksek taban kili eğimlerinde çalışılmasını gerektirmektedir. Özellikle suyun etkili olduğu yağışlı zaman dilimi içerisinde kilin mekanik değerlerinde meydana gelebilecek düşüşler bu şevlerde kısmi kaymalara neden olabilecektir. Olası

risklerin belirlenebilmesi amacıyla, kömür kazısı sonrasında gerçekleştirilen şev stabilite analizleri Şekil 13.a-13.d'de, analiz sonuçları toplu olarak Çizelge 3' de verilmiştir.

Kömür üretimi sonrasında oluşturulan taban kili eğimi 2 ve 3 no.lu kesitlerde yüksek olması nedeniyle şev emniyet katsayıları duraylı olmasına rağmen oluşan boşlukların güvenli olmayacağını göstermektedir. Bu bölge, faylar ile atılmış yüksek eğimli kömürün bulunduğu bölümdür. Şev yüksekliklerinin ve eğimin çok arttığı bu bölüm kazı esnasında ve sonrasında kayma riski taşımaktadır. Şekil 13.a-13.d'de verilen şev stabilite analizleri, tüm kömür kazıldıktan sonra elde edilen değerlerdir. Yani, çalışma esnasında bu eğimlerin daha düşük olması nedeni ile güvenlik katsayıları biraz daha artacaktır.



Şekil 13. Kömür kazısı sonrası şev stabilite analizleri

4.3 Şev Stabilite Analizlerinin Değerlendirilmesi ve Şev İzleme Çalışmaları

Kazı öncesi panonun stabilitesinin değerlendirilmesi sırasında yapılan stabilite analizleri ile modellenen kömür damarının pano sınırları içerisinde açık işletme proje derinliğine kadar üretildiği durum göz önünde bulundurularak yapılan şev stabilite analizleri sonuçları toplu olarak Çizelge 3'de verilmektedir.

Çizelge 3. Şev stabilite analizleri toplu sonuçları

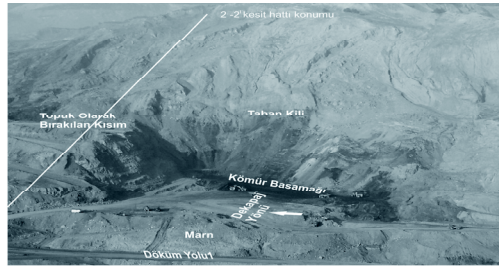
Kesit No	Kazı Öncesi Şev Stabilite Analizleri Emniyet Katsayıları	Kazı Sonrası Şev Stabilite Analizi Emniyet Katsayıları
1-1 ¹	1.56	1.34
2-2 ¹	1.39	1.10
3-3 ¹	1.36	1.10
4-4 ¹	1.30	1.12

Çizelge 3'de görüldüğü gibi kömür üretimi gerçekleştirildikten sonra oluşacak ocak geometrisine göre yapılan şev stabilite analizlerinde G- Panosu batı bölgesinde 2 ve 3 no.lu kesiti kapsayan kısımda şev emniyet katsayılarının artan kömür eğimi nedeniyle şev kayma riski yüksek olarak belirlenmiştir. Buna göre yapılan değerlendirmede büyük ölçüde dekapaj kazısı gerçekleştirilmiş



Şekil 14. G- Panosu kazı öncesi durumu ve +300-310 seviyesi kazı durumu

panoda kömür üretim faaliyetlerinin güvenli olarak devam edebilmesi için panonun batı kısmında topuk bırakılması gerekliliği sonucuna ulaşılmıştır. Yapılan değerlendirmeye göre panoda başlayan ve 14 aylık süreçte devam eden kazı faaliyetleri bu doğrultuda gerçekleştirilerek emniyetli çalışma şartları sağlanmıştır. Panonun şev stabilite analizleri yapıldığı dönemdeki durumu ve analizlerin değerlendirilmesi ile yönlendirilen kazı faaliyetleri son durumu Şekil 14'de verilmektedir. Şekilde görüldüğü gibi +390-400 m seviyesinde bulunan kömür basamağı 14 ay sonra +300-310 m seviyesine kadar düşmüştür. Panonun batı kısmında ise bırakılan emniyet topuğu üst kotu +370-375 m seviyesindedir. Panoda projelendirilen açık işletme derinliği +220 m seviyesidir ve devam edecek kazı faaliyetlerinde kömür eğimi düşecektir. Diğer taraftan panonun kritik kısımlarında konumlandırılan kazıkların hassas ölçümler ile yer değiştirme miktarları ve marnlı seviyeler üzerinde açılan inklinometre kuyuları ile devamlı olarak şev izleme çalışmaları yapılmaktadır. Şev izleme çalışmalarında kazı öncesi gerçekleştirilen şev stabilitesi analizleri sonuçlarında tespit edilen yüzeysel akımlar kazı faaliyetleri sırasında özellikle mevsimsel yağışlardan kaynaklanan yüzey suyuna bağlı olarak gözlenmiştir.



5 SONUÇLAR

Kısrakdere bölgesi kuzey panolarında kömür üretim faaliyetleri TKİ Ege Linyitleri

Müessese Müdürlüğü tarafından açık işletme madenciliği yöntemi yürütülmektedir. Bölgede açık işletme derinlikleri örtü-kazı oranlarına göre belirlenen seviyelere

yaklaşmış, artan ocak derinliğinde açık işletme şevlerinin stabilitelerinin değerlendirilmesi, izlenmesi gündeme gelmiştir. Diğer taraftan Kısırakdere bölgesi kömür damarı 25-30° sahip eğimleri açık işletme üretimi sırasında kömür üretim aynalarının üst kısmında taban kili şevlerinin oluşturulmasını gerektirmektedir. Bu çalışmada Kısırakdere Kuzey bölgesi panolarından birisi olan G-Panosunda dekapaj ve kömür üretim faaliyetleri +390-400 m seviyesinde iken +220 m seviyesine kadar üretim yapılması durumunda kazı emniyetinin değerlendirilmesi, şev stabilite analizleriyle yapılmıştır. Buna göre;

1. Panoyu kapsayacak şekilde bölgenin mühendislik jeolojisi çalışması sonucunda bölgedeki Doğu-Batı uzanımlı fayların Kısırakdere (F2) fayı tarafından kesildiği, tektonizmaya bağlı olarak oluşan kömür damarı eğimlerinin F1 fayına yaklaştıkça arttığı sonucuna ulaşılmıştır. G-Panosu kömür üretimini açısından değerlendirildiğinde ise kazı yapılacak sınırlar içerisinde 310-390 m seviyesi arasında tektonizmaya bağlı eğim artışlarının gözleneceği sonucuna ulaşılmıştır.

2. Panodan alınan taban kili ve marnlı seviye numenlerinin içsel parametreleri yapılan deneylerle karakterize edilmiştir. Buna göre özellikle şev emniyeti açısından değerlendirilen taban kilinin suyun etkisiyle içsel sürtünme ve kohezyon değerlerinin değişkenlik gösterdiği, ancak bu kilin su geçirimsizliğinin düşük olması nedeni ile hızlı bir şekilde doygunluğa ulaşması mümkün olmayacağı tespit edilmiştir.

3. Panoda şev emniyetinin irdelendiği mevcut durum ile amaçlanan üretim faaliyetinin tamamlanacağı durum için belirlenen dört kesit hattında şev stabilite analizleri yapılmıştır. Buna göre panoda mevcut +390-400 m seviyesinden itibaren +220 m seviyesine kadar kazı yapılması durumunda batı kısmında kazı emniyeti açısından riskli durumlar oluşacağı sonucuna

ulaşılmıştır. Büyük ölçüde dekapaj kazısı yapılmış olan panoda kazı faaliyetlerinin emniyetli bir şekilde devam edilebilmesi için panonun batı kısmında (2 no.lu kesit bölgesi) topuk bırakılarak çalışılması gerekliliği ortaya konulmuş ve bu doğrultuda üretim faaliyetleri yönlendirilmiştir.

4. Yapılan analizlere göre yönlendirilen kömür üretim faaliyetleri 14 aylık süreçte takip edilmiştir. Buna göre panonun batı kısmında şev üstü +370-375 m seviyesi olmak üzere topuk bırakılmış ve kazı +300-310 m seviyesine kadar tamamlanmıştır. Devam eden süreçte kömür eğimlerinin düşeceği +220 m kotuna kadar kazının emniyetli olarak sürdürebileceği öngörülmektedir.

5. +390 -400 m kotu seviyesi ile +300-310 m kotu seviyesine kadar yapılan üretim faaliyetleri sırasında panonun şev izleme takibi kazık ölçümleri ve kömürlü seviye üzerinde yer alan marnlı seviyelerde tesis edilen inklinometre kuyuları ile devam etmektedir. Bu şev izleme çalışmalarından özellikle kazık ölçümlerinde şev stabilite analizlerinde tespit edilen yüzeysel akma karakteristiği mevsimsel yağışlara bağlı olarak gözlenmektedir.

KAYNAKLAR

- Eskikaya, Ş., Karpuz, C., Hindistan, M.A., Tamzok, N., 2008, *Maden Mühendisliği Açık Ocak İşletmeciliği El Kitabı*, Ankara, 677 s.
- Given I.A., 1973, *SME Mining Engineering Handbook*, AIME, New York
- Köse., H., Yalçın, E., Şimşir, F., Konak, G., Onargan, T., Kızıl, M.S., 2006 *Açık İşletme Tekniği*, Dokuz Eylül Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Yayınları
- Paşamehmetoğlu A.G., Öncül M.K., Çakmak F., Şatırlar T.B., 1977 *Kaya Şev Stabilitesi*, Maden Müh. Odası Yayınları. (Hoek E., & Bray J.W., 1973'den çevrilmiş).
- Türkiye Kömür İşletmeleri Kurumu Faaliyet Raporu, 2011, s. 16-17
- TKİ Ege Linyit İşletmeleri İR: 944 Ruhsat Nolu Kömür Sahasında Kömür Kazısı ve Şev Duraylılığı İnceleme Raporu

Elektrikli Yerkazı Araçlarında Üretkenliği ve Kazı-Yükleme Maliyetini Değiştiren Etkileyiciler

Parameters Changing Productivity and Digging and Loading Cost of Electrical Earthmoving Equipment

Metin Özdoğan

İdeal Makine Danışmanlık Ltd. Şti., Ankara

ÖZET: Bu bildiri de elektrikli maden yerkazılarının üretkenliğini ve kazı-yükleme maliyetini etkileyen değiştirgenler incelenmiştir. Bunlar: Yerkazı aracının kayaç özellikleri, ocak büyüklüğü ve ömrü ile uyumlu olması ilgili olanlar. Yerkazı aracının teknik özellikleri ve boyutlarına ve taşıma araçlarına uyumlu olmasına ilişkin olanlar. Yerkazı araçlarına uygulanan bakım-onarım programları ve yedek parça sağlama ve stoklama politikalarına ilişkin etkileyiciler. Seçilen bu yerkazı ve taşıma araçlarını kullanan, bakan, onaran, işleyen insan gücünün niteliği, deneyimi ve eğitime ve eğitim teknolojilerine ilişkin olanlar. Yerkazı araçlarını ve maden işletmesini yöneten kişilerin niteliği ve başarısına ilişkin olanlar diye dizelenmiş, incelenmiş ve tartışılmıştır.

ABSTRACT : In this paper, parameters effecting productivity, digging and loading costs of electrical mining shovels are studied under following headings: The effect of equipment's being in conformity with the rock properties, size and life of the pit. The effect of technical properties, operating dimensions of the equipment and matching with the size of the haul trucks. The parameters that are related to maintenance and repair programs, and spare parts provisioning and parts stocking and supply policies. The parameters pertaining to the quality, experience and training of operators, maintenance and repair teams, and training programs and technologies used. The parameters concerning administration and management of the mining operation ie performance and success of the personnel.

1 GİRİŞ

Yerkazı makinesi cins ve kapasitesinin kazılıp yüklenecek örtü katmanı ve cevherin özelliklerine, maden planına ve üretim kapasitesine uygun seçilip seçilmediği önem taşır. Yerkazı aracının üretkenliğini etkileyen öteki değiştirgenler

ana hatlarıyla makinaya özgü özellikler, kayataşıtına özgü özellikler, bakım-onarım programlarına özgü özellikler, kaya özellikleri, kaya parçalanış özellikleri, basamak ve ocak planlamasına özgü özellikler ve yerkazı makinası kullanıcısı ve ocak yönetimine ilişkin özellikler olarak dizelenebilir. Yerkazı aracında aranan

özellik dengeli, sağlam, kendini maden işletmelerinde kanıtlamış sık arıza yapmayan, bakım ve onarımı kolay, kullanıcı açısından rahat araçlar olmasıdır. Yerkazı aracı kayataşıtı uyumu olağanüstü önemlidir. Yerkazı aracı kayataşıtını ideal olarak (3) üç kepçede doldurmalıdır. Kıpçe sayısı arttıkça makinenin yüklediđi kamyon sefer sayısı düşer (Paterson ve Özdoğan, 2001). Bu da kazı-yükleme giderlerinin artışı anlamına gelir.

Delme ve patlatma işlemleri yerkazı makinasının kepçe hacmi ile uyumlu olmalıdır, basamak aynalarında gevşememiş topuk kalmamalıdır. Kazı basamak yüksekliđi kullanılan yerkazarın büyüklüğü ile uyumlu olmalıdır, genel kural bum ucu makarası yüksekliğini geçmemesi yönündedir. Basamak yüksekliđi yerkazarın üretkenliğini etkilemektedir (Köse ve ark., 2005). Ayrıca, kepçenin basamakta kazma dilim kalınlığı da üretkenliği ve erke tüketimini etkilemektedir (Ceylanođlu et al., 1992, Hindistan et al 2001).

Operatörün becerisi, deneyimi, eğitimli oluşu, bakım-onarım programlarının etkinliđi, orijinal bileşen, yedek parça ve nitelikli gereç tüketilmesi, ocak planlaması, yönetimi, etkinliđi gibi noktalar da üretkenliği dolayısıyla kazı-yükleme giderlerini önemli ölçüde etkiler.

Yerinde (basamakta) ve kabarmış kayaç birim ağırlığı, kabarış çarpanı, kepçe doluş çarpanı, kepçe biçimi, kayaç aşındırıcılığı, anma ve tepe ağdırma yükü, aşınma plakaları, kepçe tutamađı kaldırış kuvveti, kaya taşıtı iriliđi, basamak yüksekliđi, basamak patlatması ve kayaç parçalanışı gibi etmenlerin kepçenin kazdıđı kayaç miktarını bir diđer deyişle kazı-yükleme maliyetini etkilediđi bilinmektedir (Özdoğan, 2009)

2 YERKAZI ARACININ KAYAÇ ÖZELLİKLERİ VE OCAK BÜYÜKLÜĞÜ VE ÖMRÜ İLE UYUMLU OLMASININ ETKİSİ

Kazılacak örtü ya da cevherin cins ve özelliklerine göre seçilmiş yerkazı makinesi, başarı sırlarının başta gelenidir. Örtü ve cevher katmanının özelliđine göre küređimsi yerkazar, çekme-kepçe yerkazar, döner kepçeli yerkazar, maden yükleyicisi ya da hidrolik yerkazar, ya da tamburlu yerkesici seçilebilir. Sözelimi çekme kepçeli yerkazar seçilebilmesi için cevher katmanının katmanlı tortul kayaç olması gerekir, kömür ve linyit içeren örtü kayaçları, kireç taşı oluşukları, fosfat kayaçları, kolemanit, boraks yatakları ve bunların örtü katmanları gibi. Örtü katmanı kazılabilir toprađimsi oluşuklardan oluşmuşsa bu kez de sıyırıcı-taşıyıcılar, döner kepçeli yerkazarlar, ya da geniş paletli elektrikli yerkazarlar, maden yükleyicileri seçilmelidir. Örneđin, döner kepçeli yerkazar uygulanan örtü katmanları sert kireçtaşı vb katman bölgeleri içeriyorsa bu yerkazı makinelerinin kesintisiz kazı üstünlükleri yitirilmiş olur.

Örtü katmanı ve cevher ya da kömür damarının türü ve özelliklerine bir diđer örnek de, seçmeli kazı yapılmasını gerektiren maden yataklarıdır. Bu tür yataklar için, çabuk yer deđiştirebilen devingen ve gezegen yerkazı araçları yeđlenir. Bunlar, maden yükleyicileri, hidrolik yerkazarlar gibi araçlardır. Örtü ve cevher tabanının araç taşıma dayanımı zayıf ise, buna göre, birim alana düşen basıncı daha düşük yerkazı araçları seçilmeli ya da daha geniş paletli araç seçenekleri göz önüne alınmalıdır. Linyit ve kömür katmanları arakesmeli ise ve üretilen kömürün boyutu önemli deđilse önden ya da alttan kesici tamburlu ve bantlı yükleme düzenek yerkesici araçlar kullanılabilir. Bu yerkazı araçları, kestikleri yüzeyin düzgün

ve engebesiz olması nedeniyle taşıma araçlarına düzgün yollar da sağlamış olurlar. Bu açık ocak yerkesicileri özellikle lağımlamaya izin verilmeyen kent içinde binalara yakın yerlerde yapılan kazı işlemleri ve seçmeli madencilik yapılacak yerler için çok uygun makinelerdir (Aykul ve ark, 2007). Ancak, kesilecek kayaç ya da cevherin dayanım özellikleri belirlenmeli, kesme deneyleri yerkesici seçiminden önce yapılmalıdır (Yazıcı ve ark, 1996). Kazılacak katmanın ve yerin özelliklerine göre yerkazı aracı seçilmesi kazı-yükleme giderlerinde ekonomi sağlar.

Kayanın ve cevherin cinsi, yoğunluğu, kazılabilirliği, aşındırıcılığı, özgül kazı enerjisi, çekme ve basma dayanımı da seçilecek yerkazı makinesinin ağırlığını, motor güçlerini, kepçe büyüklük ve tasarımını, yapımında kullanılacak malzeme cinsini ve diğer makine özelliklerini etkiler. Kaya gevşetme, parçalama uygulamaları seçilen makine cinsine ve kepçe büyüklüğüne uygun olarak tasarlanmalıdır. Bu durum kabarma çarpanı, dolma çarpanı, kepçe dişi kayaç girişim özellikleri, parça boyutu ve dağılımı, yararlı yük ağırlığını etkiler. Seçilen yerkazı makinesi ocağın kaya ve jeolojik özellikleri ile uyumlu değilse, aracın başarısı ve üretkenliği olumsuz yönde etkilenecektir.

Elektrikli maden yerkazarı üreticilerinin önerisi, kazı basamağı yüksekliğinin, kullanılacak yerkazarın bum ucu makarası yüksekliğini geçmemesi yönündedir. Bu deneyimle elde edilmiş pratik bir kural olup hem iş güvenliği hem de üretim için en uygun durumu gösteren bir kuraldır. Kazı basamak yüksekliğinin bu optimum yükseklikten daha düşük ya da yüksek olması kepçe doluluk oranını, makinenin daha sık yer ve basamak değiştirmesini gerektireceği ve çalışma güvenliğini etkileyeceği için önerilmez. Köse ve ark. (2005), ve Swanepoel (2003) basamak

yüksekliğinin yerkazı makinesi üretkenliğine etkisini incelemişlerdir. Kazı-yükleme giderlerinde ekonomi sağlamak için yerkazı aracı en uygun basamak yüksekliğinde çalıştırılmalıdır.

Kayaçın dayanımı ve sertliği, mineral bileşimi, mineral parçacık boyutu ve sertliği kayaçın aşındırıcılığını etkileyen değişirgenler arasında bulunur. Bunların dışında kayaçtaki kuvars ve diğer aşındırıcı minerallerin miktarı ve bunların ortalama parçacık boyutu ve kayaçın çimentolanma derecesi de önemli olmaktadır (Özdoğan, 2009). Kayaç aşındırıcılığının etkisi daha sık kepçe dişi değiştirme ve daha sık kepçe bakım-onarımı yapmak demek olup daha çok plansız duruş ve gider demektir.

3 YERKAZI ARACININ TEKNİK ÖZELLİKLERİ VE BOYUTUNUN VE TAŞIMA ARAÇLARI İLE UYUMLU OLMASININ ETKİSİ

Maden makinelerinin yaklaşık ekonomik ömürleri bilinmektedir. Elektrikli yerkazı makinelerinde 120.000-150.000 saat, hidrolik yerkazarlar ve yükleyicilerde ve kamyonlarda 50.000-60.000 saat yöresindedir (Wood, 2012). Madenin ömrü ve yıllık üretim kapasitesine göre günlük ve aylık yapılacak iş miktarı bellidir. Bu iş miktarı bir bakıma seçilecek kazı makinelerinin kapasitelerini belirler. Genel kural, madenin üretim programına göre, olabilecek en büyük kapasiteli makineyi seçerek ton başına maliyeti en düşük düzeyde tutmaya çalışmaktır. Bazı durumlarda seçilecek tek bir yerkazar kazılacak kayaç ya da cevheri kazıp atma yeteneğinde olsa bile bir alt kapasite seçilip iki adet makine yeğlenebilmektedir. Gerekçesi ise herhangi bir aksaklık, bozukluk durumunda kurulu kazı kapasitesinin en azından yarısını kullanabilmektir.

Ancak, son yıllarda maden makinesi üreticileri, aşağıda belirtilen satış sonu destek programları ile makinenin ayakta kalma yüzdesini garanti eden, ödül ve cezaya dayalı sözleşmeler yoluyla, bu tür üretim kayıplarına karşı müşteriyi güvence altına almaktadır. Bunlar; Yaşam Boyu Destek (Life Cycle Management) ve Bakım-Onarım Anlaşmaları (Repair and Maintenance Agreements), Yedek Parça Anlaşmaları (Spare Parts Supply Agreements) ve makine yapımıcısının madende konsinye yedek parça stoğu bulundurması (Spare Parts Consignment Stocks) gibi sözleşmelerdir (Barkhuizen, 2002, Paterson, 2003).

Görece büyük kapasiteli makine daha az sayıda operatör, sürücü, bakım-onarım personeli, daha az yakıt, daha az yağ, daha az tüketim gereci ve yedek parça tüketimi demektir. Burada, madenin ömrü ve kazı, yükleme ve taşıma araçlarının ekonomik ömrü, ilk yatırım tutarları, makinelerin madenin ömrü tükendiğinde kalıntı değeri gibi hususlar göz önüne alınıp en uygun seçenekte karar kılınır.

Madenin kapasitesi ile uyumlu olmayan küçük makineler seçilmiş ise işçilik, yakıt, bakım-onarım, yedek parça gibi giderler nedeniyle maliyetler yükselecek, ya da elde edilen kazanç miktarı düşecektir. Bu durumda, kaya taşıtı sayısı olağanüstü artacak, araç trafiği kalabalıklaşıp gerek iş güvenliği zayıflığı oluşacak ve gerekse öngörülen aylık kazı miktarlarına ulaşmak zorlaşacaktır. Yükleme birimi kepçesi ile kaya taşıtı teknesi kapasiteleri arasında uyumsuzluk varsa bu durum araçların üretkenliğini düşürüp, üretilen ton madenin ton başına maliyetini yükseltecek, ocaktaki iş güvenliğini olumsuz etkileyecektir, (Şekil 1). Bu uygulamada yerkazı aracı operatörü, kamyon teknesine ve sürücüye zarar vermemek için olağanüstü dikkatli yükleme

yapmak durumunda kaldığından hem döngü süresinin uzamış olduğunu, hem de birim elektrik enerjisi tüketiminin, kepçe yüklü durumda uzun süre askıda tutulduğu için, olağan dışı arttığı işletme yetkililerince belirtilmiştir.

Ocak büyüklüğüne ve planına (basamak, yol, dökü yeri vb tasarımı) ilişkin etkileyicilerin, yerkazı ve taşıma birimlerinin üretkenliğini ve maliyetini etkilediği bilinmektedir. Örneğin, basamak yüksekliklerinin yerkazı araçları ile uyumlu olması, yol tasarımı, yol eğimleri, kaplamaları ve kullanılan taşıma birimlerinin büyüklüğüne uygun olması, dökü yerlerinin en uygun yerlerde ve uzaklıklarda seçilmesi gibi öğeler kazı-yükleme maliyetleri olumlu yönde etkiler.

Yükleme geometrisi ve uygulaması, çift yanlı, tek yanlı yükleme, dönüş açısı, kazı derinliği, kepçe dişi türü, keskinliği, basamak tabanını oluşturan kayacın killi olup olmaması, yağışta kayganlaşma durumu gibi özellikleri de araçların üretkenlik ve verimliliğini etkilemektedir. Taşıma birimleri yüklenirken, teknedeki yükleme dengesine dikkat etmek hem can ve mal güvenliği bakımından önem taşımakta, hem de yol bakım-onarım aralıklarını seyreklettiği için taşıma maliyetlerini düşürmektedir (Hui, 2012), (Şekil 2).

Açık maden işletmeciliğinin başarısı daha çok yerkazı ve kaya-taşıtlarının başarısına bağlıdır. Açık maden işletme yöntemlerinin adları bile bu yerkazı makinelerinin adıyla anılır. Elektrikli, hidrolik yerkazar-kayataşıtı yöntemi, yerkazar-kırıcı-taşıyıcı bant yöntemi, çekme-kepçeli yerkazar madenciligi, döner-kepçeli yerkazar-taşıyıcı bant madenciligi gibi. Basamak delme ve patlatma aşamasından sonra kazı-yükleme gibi iki

çok önemli aşama gelir. Bu aşamayı gerçekleştiren araçlar ise



Şekil 1. Yerkazar kepçesi ve kamyon kapasitesi uyumsuzluğu (Özdoğan 2006)

yerkazarlar, yükleyiciler ve taşıyıcı araç ve gereçlerdir (Taksuk ve Eraslan, 2000).

Yerkazı aracının çalışma boyutlarının ocağa uygunluğu aracın başarısını etkiler. Genellikle, bu boyutların uç değerleri verilir. Bunlar, kesme yüksekliği, kesme yarıçapı, kesme derinliği, boşaltma yüksekliği, taban düzeyi yarıçapı, operatör göz seviyesi gibi özellikler olup aracın çalışma aralıkları (boyutları) olarak adlandırılır.

Bu özelliklere, yerkazı makinasının sağlamlık oranı (SO) (Sturdiness Ratio), ve Makine Kullanım Katsayısı (MUF) (Machine Utilization Factor) katsayısı da eklenebilir. Sağlamlık oranı yerkazı

aracının çalışma ağırlığının kepçe kapasitesine oranı olup birimi t/m^3 tür. Bu oranın yüksek olması yerkazı aracının çalışma denge, sağlamlık ve dayanıklılık durumunun iyi olduğunu gösterir. Bu değeri yüksek olanların seçilmesi, kazı ve yükleme maliyetlerinin düşürülmesine yardımcı olacaktır (Özdoğan 2002).



Şekil 2. Yerkazıda dengeli yükleme ve parça büyüklüğünün önemi (Wood 2009)

MUF ise bir tork göstergesi olup yerkazı aracının çalışma yarıçapı ile kepçe hacminin çarpımı olup birimi $m \times m^3$ tür. K-Göstergesi ise aracın çalışma yarıçapı ile kaldırılacak yük sınırı (ağıdırma yükü) ağırlığının çarpımı olup birimi $m \times t$ dur. İndirgenmiş MUF Göstergesi ise MUF değerinin makinenin çalışma ağırlığına bölümü ile elde edilir ve birimi $m \times m^3 / t$ dur. Tork gösterge değerleri yüksek olan ancak indirgenmiş MUF değeri düşük olan yerkazı makineler yeğlenmelidir (Özdoğan 2002). Bu göstergeler, bu değerleri iyi olan yerkazılar kazı-yükleme, kazı-boşaltma işlemlerinde daha etkin olacaklarından ton başına üretim maliyetini düşürücü etkileri olacaktır.

Yerkazı aracının kazı-yükleme maliyetini etkileyen öteki özellikleri aşağıdaki gibi sayılabilir: Yazılı (nominal) yararlı yük, yazılı kepçe kapasitesi, kaldırabilen yük (KY) (rated suspended load), ağıdırma yükü (AY) (max allowable load), önerilen

kaya taşıtı büyüklüğü, yazılı döngü süresi, en yüksek yürüme hızı, inip çıkılabilen eğim.

Kepçenin yararlı yükü (YY) ve varılası yükü (VY) ise yapımçı tarafından aracın yük kaldırma sınırlarına, kepçe hacmine ve kazılıp yüklenen kayanın birim ağırlık ve parça dağılımına göre hesaplanıp belirlenen değerlerdir. Bu yükten sapma % 5'i geçmemelidir. Aynı şey kaya taşıtı teknesindeki varılası yük için de geçerlidir. Yerkazı aracının verimliliği, üretkenliği yüklenen kepçe sayısı, kaya taşıtı sefer sayısından çok yüklerin belirlenen varılası yüklere ne derece yakın olduğuna bağlıdır. Varılası yük değerine ne kadar yaklaşırsa, kazı-yükleme giderleri de o derecede düşer.

Yerkazı makinesinin saplanış ve koparış kuvveti kepçenin doluş süresini dolayısıyla iş döngüsünü etkiler, bu yüzden kazı makinesinin yapacağı iş miktarı da etkilenir. Birim zamanda daha çok kayanın

kazılıp yüklenmesi giderlerin düşmesi anlamına gelir. Yerkazarın gücü, ana motorunun gücü ya da diğer devinim motorlarının toplam gücü ile ölçülebilir. Daha güçlü makine daha büyük kepçe kaldırabilir; bu da birim sürede daha çok üretim, daha düşük birim kazı-yükleme gideri demektir.

Kazı-yükleme maliyetini etkileyen kepçe ile ilgili değişkenler şöyle sıralanabilir: Kepçe dolma katsayısı, kaya parçalanma boyutu, operatör becerisi, patlatma verimliliği, kayanın kepçe içine sıkışmasını etkileyen yerkazı aracı motor gücü, kayanın özellikleri (Oslandoo and Hekmat, 2004). Bu değişkenlere kepçe büyüklüğü de eklenebilir. Kepçe kapasitesi büyüdükçe üretkenliğin arttığı bilinmektedir. Her kepçe büyüklüğüne göre, en uygun bir kaya parça boyutu bulunur. En uygun parça iriliği belirlendiğinde, en iyi kepçe dolma çarpanı, dolayısıyla en uygun yararlı yük elde edilir. Taksuk ve Eraslan (2000), yaptıkları çalışmada, en uygun parça büyüklüğünü aşan irilikteki kaya parçalarını yüklemenin kepçe dolma katsayısını hızla düşürdüğünü belirtmektedir. Kazı ve yükleme maliyetini etkileyen öteki değiştirgenler ise kepçenin kendisine özgü katsayısı, kepçe biçimi, kepçe üstünde bulunan kayaç saplanmış aygıtları, kepçe diş açısı ve kazı açısı, kepçe kazı açısının kayaca göre en uygun biçimde ayarlanmış olup olmadığı, kepçe doluş süresi, kepçenin yararlı yükü, kepçenin hedef yükü, kepçe kesme yörüngesi ve kesme derinliğidir.

Ekonomik ömrünü doldurmuş yerkazı araçlarına gelince, bunların gerek ayakta kalma oranlarının düşüklüğü, gerekse bakım-onarım ve yedek parça giderlerinin yüksekliği yüzünden ocağın kazı ve yükleme giderlerini arttırıcı etkileri olduğu bilinmektedir. Bu tür araçların bir diğer eksik yanı da teknolojilerinin de

eskimiş olduğu gerçeğidir. Bu nedenle, yerkazı araçlarının etkinliği (YE) ve toplam etkinliği izlenmeli (TYE), etkinlik değerleri belli bir düzeyin altına düşen makineler ya büyük bakım ve teknolojik yenilenmeye tabi tutulmalı, ya da yenisi ile değiştirilmelidir (Özdoğan 2012). Yerkazar etkinliği (YE) kavramı Barkhuizen (2002) tarafından önerilmiş olup yerkazarın kuramsal iş döngüsü değerinin (C_k) işletmede ölçülen gerçek iş döngüsü değerine (C_g) oranının, yerkazı aracının ayakta kalma (A) yüzdesinin çarpımı ile elde edilen bir sayıdır. Eevli ve Eevli (2010), ise yerkazar etkinliği eşitliğini kepçe dolma katsayısı (FF) ile çarparak toplam yerkazar etkinliği (TYE) kavramını önermektedir. TYE değerinin en az %77 olması gerektiğini belirtmektedirler. Bu durumda iş görme hızı (C_k/C_g) en az % 90, ayakta kalma (A) oranı en az % 90 ve kepçe dolma çarpanı (FF) en az % 95 olmak durumundadır. Burada kepçe dolma katsayısı (FF) ocağın delme patlatma uygulamalarına, kayacın yapısına, operatörün becerisine, kepçenin yapısı gibi etkenlere bağlı olduğundan yerkazı aracını bu ölçüte göre yargılamak çok da doğru olmaz kanısındayız. Barkhuizen (2002), tarafından önerilen YE kavramı makinenin durumunu daha iyi temsil ediyor diye düşünülmektedir. Önerimize göre yerkazar iş görme hızı C_k/C_g ile aracın ayakta kalma oranı (A) çarpımı değeri olan YE yerkazar etkinliği değeri 0.81-0.90 arasında ise makine çok iyi durumda, 0.64-0.72 arasında ise iyi durumda, 0.50-0.56 arasında ise orta durumda olarak değerlendirilmelidir. YE değeri 0.50 sayısının altında ise yerkazı aracının etkinliği, genel durumu zayıf demek olup değiştirilme zamanı gelmiş demektir.

4 YERKAZI ARAÇLARINA UYGULANAN BAKIM-ONARIM VE YEDEK PARÇA İKMAL PROGRAMLARI VE PLANLAMASININ ETKİSİ

Yerkazanın kendini arazide kanıtlamış modellerden seçilmiş olmasının ocakta kazı-yükleme maliyetlerine olumlu etkisi olacaktır. Bunu anlamının yolu da, bu modelden bugüne değin kaç adet üretilmiş olduğu ve Dünya madenlerinde kaç tanesinin çalışmakta olduğudur. Bu madenlerden ayakta kalma oranları (A), güvenilirlik R, bakılmalık oranları (M) gibi değerleri öğrenilmeye çalışılmalıdır. Yeni geliştirilmekte olan yerkazı araçlarının ana üretim aracı olarak alınması önerilmez. Bunların güvenilirliği düşük olabilir.

Simgesi R, (MTBF) olan güvenilirlik, yerkazı aracının günlük kazı-yükleme işlerinin yoğunluğuna, ağırlığına dayanabilmesi, beklenmedik bir duraksama yapmaması ya da çok az yapmasının bir ölçütüdür. Ölçüsü makinenin arızaları arasında geçen ortalama süredir. Arızalar arası ortalama süre ne kadar uzun ise o makinenin güvenilirliği o kadar yüksektir. Bunun bir diğer ölçütü de makinenin ayakta kalma oranının (A) yüksekliğidir. Bakılmalık kavramı ise bakım-onarım kolaylık göstergesi olup ölçüsü ortalama arıza giderme süresidir. Simgesi (M) ya da (MTTR) dir. Bu süre ne kadar kısa ise o makinenin bakım-onarım kolaylığı o kadar iyidir (Özdoğan, 2011). Daha az bozulan, bozukluğu daha kısa sürede onarılabilen yerkazı araçlarının kazı-yükleme maliyetlerini daha düşük kılacağı açıktır.

Yerkazı araçları yapımçı firmasının önerdiği biçimde bakım-onarım programları uygulandığında, ikmal ve nitelikli yedek parça planlaması ve uygulaması yapıldığında yerkazı makinelerinin bakım-onarım gösterge

değerleri yükselmektedir. Ayakta Kalma Oranı (A), Bozukluklar Arası Geçen Süre (MTBF), Ortalama Arıza Giderme Süresi (MTTR), Birim Süreye Düşen Bozukluk Sayısı (n/saat) gibi değişkenler beklenen değerlere ulaşmaktadır. Bu da daha çok üretim, daha az maliyet demektir. Maden işletmesi bu uygulamaları kendi yapabildiği gibi isterse bazı yapımçı firmalara bu işleri kazan/kazan ilkesine göre yaptırabilmektedir. Bu işler yedek parça sağlama ve madende emanet yedek parça deposu bulundurma sözleşmeleri, belirli bir ayakta kalma ve serviste tutma garantisi ile bakım-onarım sözleşmeleri, ve daha başka modellerle yürütülebilmektedir (Paterson, 2003). Bedeli ise genellikle üretilen ton başına para birimi olarak belirlenmektedir. Doğal olarak, maden işletmesi bu durumda bakım-onarım ve destek ekipleri bulundurmaz ya da çok az sayıda personeli denetleme amacı ile bulundurur. Bu tür anlaşma ve sözleşmelerin geçerli olduğu maden işletmelerinde, işletme yönetimi, sözleşme süresince bakım-onarım, yedek parça ve tüketim malzemeleri kalemleri için ne harcayacağını önceden bildiği için ocağın giderlerini daha iyi yönetebilmektedir.

5 EĞİTİM PROGRAMLARI, EĞİTİM TEKNOLOJİLERİNİN VE YÖNETİMİN ETKİSİ

Gerek ana yerkazı ve taşıma makinelerinin ve gerekse yardımcı makinelerin (yükleyici, delik makinesi, buldozer, greyder) kullanıcılarının (operatör, sürücü) yetiştirilmesi ve belirli aralıklarla yineleme, geliştirme programlarının gerçekleştirilmesi çok önemlidir. Bu amaçla benzetim aygıtlarının (simülator) kullanılması olağanüstü önem taşır. Operatörlerin, ilk yatırım tutarları çok yüksek olan bu araçları kullanmayı gerçek makineler üzerinde, kıra döke, sına ma yanılma yönüyle öğrenmeleri, kötü kullanım alışkanlıkları edinmeleri, bu

araçlara büyük zararlar verebilir. Bu zararlar, fiziki hasarlar olabileceği gibi, kuralına göre kullanma alışkanlığı edinilmediğinden ötürü düşük başarı ve düşük üretkenlikten kaynaklanan üretim kayıpları da olabilir. Bu nedenle işletmeler, operatör yetiştirme benzetim aygıtlarını kesinlikle edinmelidir. Ayrıca, operatörler bilmeleri gerektiği ölçüde aracın yapısı, güvenliği, çalışma ilkeleri konusunda, maden işletmeciliği, makine ve ocak güvenliği konusunda da eğitilmelidir. Bu eğitimler belirli aralıklarla yinelenmelidir. Bakım-onarım öbekleri da yapımçı firma tarafından düzenlenen kuramsal ve uygulamalı eğitimden geçirilmelidir. Böyle eğitilmiş operatör ve sürücülerle işletilen ve eğitilmiş bakım-onarım gruplarınca bakılan yerkazı araçları ile işletilen açık işletmelerde, üretkenliğin yüksek, ton başına giderlerin görece daha düşük olacağı açıktır.

Yukarıda saydığımız bütün koşullar uygun olsa bile, maden işletmesi iyi yönetilip işletilmiyorsa makinelerin üretkenliği ve üretilen madenin maliyeti olumsuz yönde etkilenecektir. Konusunda iyi yetişmiş, eğitilmiş teknik ve idari çalışanların, çağdaş bilim ve teknolojinin kılavuzluğunda yönettiği bir madenin hem üretkenliğinin yüksek, hem de maliyetlerinin düşük olacağı bellidir. Makinelerin kalitesi kadar, işletmenin insan kalitesi de başarılı bir açık işletme için gereklidir. Kastedilen yaratıcı, yenilikçi, çağdaş yönetim olanakları ve programları ile donatılmış, bilim ve akıl kılavuzluğunda çözüm üreten bir ekiptir.

6 SONUÇLAR

Kazı-yükleme giderlerinin düşürülmesinde en önemli etkenlerden biri ocağın ömür ve büyüklüğüne uygun, birbiriyle uyumlu yükleme ve taşıma birimlerinin seçilmesidir. Yerkazı aracının teknik

özellikleri ve boyutlarının ocak planına bir diğer deyişle basamak, yol, dökü yeri gibi değişkenlerin tasarımına, kaya birimine uygun seçimi, kaya gevşetme ve parçalanışının, delik makinası seçimi, yerkazı ve kaya taşıtı büyüklüğüne göre planlanıp gerçekleştirilmesi örtükazı, cevher kazı, kömür kazı maliyetlerinin düşmesini olumlu yönde etkiler. TKİ örtükazı yüklenicilerinde gözlenen en büyük eksiklik budur, yapılacak işin büyüklüğüne uygun yerkazı makinesi ve kaya taşıtı kullanılmadığı gerçeğidir.

Yerkazı makinesine uygulanan bakım-onarım programları ve yedek parça sağlama ve stoklama politikaları örtükazı ve taşıma maliyetlerini önemli ölçüde etkilerler. Düzenli, iyi bakım-onarım, özgün yedek parça ve tüketim malzemesi kullanmak, gününde tedarik etmek makinelerin ayakta kalma oranlarını yükseltir, arızalar arası süreyi uzatıp arıza sayılarını düşürerek makinelerin daha güvenilir olmasını, daha çok işte kalmasını sağlar. Bu da kazı-yükleme giderlerinin düşürülmesi demektir.

Bakım-onarım başarısı, düzgün ve düzenli kayıt tutulması koşuluyla istatistiksel olarak belirlenebilir. Bakım-onarım programı yönetimi ve uygulaması başarılı ise plansız duruş sayısı azalır. Ancak, kullanılan yedek parça ve birimler ve tüketim malzemeleri özgün ve nitelikli değilse gösterilen tüm çaba ve harcanan emekler boşa gidebilir, bakım-onarım göstergelerinde bir iyileşme olmaz, arızalar seyrelmez.

Yerkazı araçları yaşlandıkça verimlerinin düştüğü bir gerçektir. Yaşlı araçları ayakta tutmak için daha çok yedek parça tüketilir, sıkça bozulup devre dışı kalmaları yüzünden kazı-yükleme maliyetlerini olumsuz etkiler.

Seçilen bu yer kazı ve taşıma araçlarını kullanan, bakan, onaran, yedek ve tüketim gereçleri ikmalini yapan, işleten insan gücü kaynaklarının niteliği, deneyimi ve eğitimi işlerin düzgün akışını sağlar, aksaklıkları azaltır. Bu nedenle eğitim, yenileme eğitimleri, çalışma toplantıları personelin bilgi ve yeteneklerini güncel tutar. Bu tür eğitimlerde güncel teknolojinin sunduğu teknik olanaklardan yararlanmalıdır. Operatör ve sürücü yetiştirme ve geliştirme benzetim aygıtları kullanılmalıdır. Gerek yeni operatörlerin yetiştirilmesinde ve gerekse eski personelin gözlenen eksik ve kötü kullanım alışkanlıklarını gidermede bu eğitim araçlarından kesinlikle yararlanılmalıdır. Bu şekilde personelin hem başarısı artırılmalı, hem de kötü alışkanlıklar nedeniyle araç ve ana bileşenlerine zarar vermesi önlenmelidir. Eğitimin kazı-yükleme giderlerini düşürdüğü bir gerçektir.

Çekme kepçeli yer kazı kullanıcılarının kepçeyi bum ve diğer aksamlara çarptırmaları oldukça yaygın görülen bir eğitim eksikliğidir. Elektrikli yer kazı araçlarında ise bum kayılma ve silkelenmesi, kepçenin bum dibine ve paletlere çarptırılması, kepçe ile kaya süpürme gibi operatör hataları yaygın olarak görülür. Bunları önlemek hem duruşları, hem de yedek parça ve aksam giderlerini azaltacaktır. İşletmede makine operatörü yetiştirmek için benzetim aygıtı yoksa, operatörler, en pahalı ve aracı en hırpalayıcı yöntem olan araç üstünde usta çırak yöntemi ile öğrenmek durumunda kalıyorlar demektir.

Yaşam Boyu Destek Programları (YBDP), Bakım Onarım Sözleşmeleri (BOS) ve programları, Yedek Parça Sağlama Sözleşmeleri (YPSS), ocakta makine üreticisine ait emaneten (konsinye) yedek ve malzeme stok bulundurma

programları ocak yöneticisinin giderleri denetim altında tutmasını sağlar.

Teknolojiden yararlanma, yararlı yük izleme düzenekleri yüklenme niteliğini (kepçe doluluğu) arttıracığı için üretim miktarını arttırarak ton başına üretim yani kazı-yükleme maliyetlerini olumlu olarak etkiler. Üretim izleme aygıtları, arıza izleme ve belirleme düzenekleri de giderlerin düşürülmesinde yararlı olmaktadır.

Yer kazı araçlarını ve maden işletmesini yöneten kişilerin niteliği ve başarısı da üretim kayıplarını en aza indireceğinden maliyetlerin düşmesini sağlar. Ne yazık ki, bu gerçeğin çoğu kez farkında bile olunmamaktadır.

KAYNAKLAR

Adler, L., 1990; The MUF Concept Applied to All Rotating Excavators, SME, *OneMine.org, USA*.

Aykol, H. and et al, 2007. Equipment selection for high selective excavation surface coal mining, *The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Vol.107, March 2007, pp.195-210, Peoria, RSA*.

Barkhuizen, W.F., 2002. Life Cycle Management for Mining Machinery, *University of Johannesburg, South Africa, 2008 Available online at: <http://ujdigispace.uj.ac.za:8080/dspace/.../Masters Degreethesisrev02.pdf>*

Ceylanoğlu et al, 1992 ; An investigation on the influence of depth of cut and blasting on shovel digging performance, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment, Vol.6, No.4, pp 161-167*.

Elevli, S. and Elevli, B., 2010. Performance measurement of mining equipments by utilizing OEE, *Acta Montanistica Slovaca, Rocnik 15 (2010), cislo 2, pp.95-101. Available on internet at "actamont.tuke.sk/pdf/2010/n2/1/elevli.pdf"*

- Hindistan, M.A. et al, 2001. A new method for determining the depth of cut using power shovel monitoring, *Journal of Mining Science*, Vol.37, No.1, pp 85-94.
- Hui, V., 2012. Paying attention to load balance and road repairs for haulage cost reduction, *Engineering and Mining Journal*, June 2012, Vol. No. pp. 144-146.
- Köse, H. and at al, 2005. Economic evaluation of optimum bench height in quarries, *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, February 2005, pp.127-135, RSA.
- Osanloo, M. and Hekmat, A., 2005. Prediction of shovel productivity in the Gol-E Gohar Iron Mine, *Journal of Mining Science*, Vol.41, No.21
- Özdoğan, M., 2002. Elektrikli yer kazı makinalarında kazı gücü etkileyicileri ve karşılaştırma ölçütleri, *Madencilik*, Cilt 41, Aralık, s.3-10.
- Özdoğan, M., 2006. Yayımlanmamış fotoğraf, *İdeal Makina Danışmanlık Ltd., Ankara*.
- Özdoğan, M., 2009. Elektrikli yer kazar kepçeleri ve başarımını etkileyen değişirgenler, *Türkiye 21. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, Antalya*, s.229-241.
- Özdoğan, M., 2011. Bakım-onarım etkinliği göstergeleri ve elektrikli yer kazı araçlarında güvenilirlik, *Türkiye 22. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, Ankara*, s.143-151.
- Özdoğan, M., 2012. Elektrikli maden yer kazarlarında üretim, üretkenlik ve toplam yer kazar etkinliği, *Türkiye 18. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı, 06-08 Haziran 2012, Zonguldak* s.447-457.
- Paterson, L.B., ve Özdoğan, M., 2001. Performance of the bigger, faster and smarter new generation electric mining shovels, *Türkiye 17. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, Ankara*, s.237-242.
- Paterson, L.B., 2003. Life cycle management – A growing trend, *Türkiye 18. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi, Antalya*, s.281-284.
- Swanepoel, W., 2003. The influence of bench height and equipment selection on effective mineral resource utilization, *M.Eng. Thesis, University of Pretoria etd., R.S.A., Available at <http://upetd.up.ac.za/thesis/available/etd-03262004-153027/unrestricted/00dissertation.pdf>*
- Taksuk, M. ve Eraslan, K., 2000. Factors affecting loading performance of the excavators in Garp Lignite Enterprise, *9th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Athens, AA Balkema, Rotterdam, 2000*, pp.685-689.
- Wood, A., 2009. Kişisel görüşme, *P&H Mining Equipment (UK) Ltd., Wigan, England*.
- Yazıcı, S. ve ark, 1996. Sürekli yüzey kazıcıların bir kömür ocağına uygulanmasında gerekli kesilebilirlik kriterleri, *Türkiye 10. Kömür Kongresi, 20-24 Mayıs 1996, Zonguldak, Türkiye*, s.11-20.
