

Açık İşletme ve Modelleme

Şırnak Asfaltitleri Avgamasya Filonu Açık İşletme Tasarımı ve Planlaması

Ö. Selimoğlu , S.G. Erçelebi, C. Kırmanlı
İstanbul Teknik Üniversitesi, İstanbul. Türkiye

ABSTRACT: When compared to other industries, mining industry needs intensive capital investment. For this reason, before starting to produce any industrial raw material deposit, a detailed exploration study of the ore body is necessary in order to avoid unexpected expenses. In this study, the project of Şırnak asphakites Avgamasya seam open pit mine, which is 10 km away from the Şırnak city, is presented. With 200,000 tons/year production capacity and according to the topography in the beginning of 2004, open pit mine planning is prepared. 10 years long term mining planning and design is applied to related open pit. Present shape and the shape that mine will take at the end of 10 years production planning, is mapped. In addition, some recommendations are given for a more effective open pit exploitation for the further years.

ÖZET: Madencilik birçok sektöre kıyasla büyük yatırımlar gerektiren bir sektördür. Dolayısıyla bir madeni işletmeye başlamadan önce detaylı ve titiz bir hazırlık yapılmasının önemi, işletmenin çalışmasının sürdüğü ileriki yıllarda daha iyi anlaşılmaktadır. Bu çalışmada, Şırnak ilinin 10 km güneybatısında bulunan Şırnak asfaltitleri sahası Avgamasya filonunda yapılan açık işletme projesi anlatılmıştır. 2004 yılı başında işletmenin almış olduğu topoğrafik duruma göre yıllık 200,000 ton üretim kapasitesi olacak şekilde açık işletme planlaması yapılmıştır, ilgili açık işletme planı önümüzdeki 10 yılı kapsayacak şekilde uzun vadeli olarak planlanmış ve tasarlanmıştır. Ocağın mevcut durumu ve 10 yıllık üretim planlaması sonucu alacağı durum gösterilmiştir. Ayrıca, açık işletmenin ileriki yıllarda daha etkin ve verimli çalışabilmesi için önerilerde bulunulmuştur.

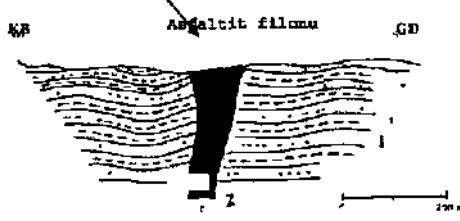
1 GİRİŞ

Bu çalışma, Türkiye'de asfaltit filonlarının yer aldığı Güneydoğu Anadolu Bölgesi'nin Şırnak asfaltit I erinden Avgamasya filonu 5/6 no'lu panoları üzerinde gerçekleştirilmiştir. Avgamasya filonu Şırnak'ın 10 km güneybatısında ve filon üzerindeki ilk çalışmalar MTA tarafından 1963 yılında yapılmıştır. Günümüze kadar, filonun 1/2000 ölçekli ayrıntılı jeoloji haritası çıkarılmış ve 13.675.50m uzunluğunda sondaj gerçekleştirilmiştir. Avgamasya filonu Gcrmav formasyonu içinde batıda tek bir çatlak dolgusu, orta ve doğu bölümlerinde saçaklı huni yapısında gelişmiştir. Güneybatı--Kuzeydoğu uzanımlı, uzunluğu 3500 m, genişliği ise 15-100 m arasında değişmektedir. Filonun şematik kesiti Şekil 1'de gösterilmiştir. Filonun üzeri, 10-40 m arasında değişen, yanık marn ve cüruf tabakasıyla

örtülüdür. TKİ Genel Müdürlüğü tarafından önceki yıllarda hazırlanmış olan "Siirt Şırnak asfaltitleri Sahası, 500,000 ton/yıl Üretim Kapasiteli Açık İşletme Projesi"ne göre Avgamasya filonunda üst kotları en düşük +775 m ve en yüksek +862 m den başlayarak +700 m kotuna kadar açık işletme yöntemiyle alınabilecek ekonomik rezerv miktarı 7,333,000 ton olarak belirlenmiştir. Avgamasya sahasında açık işletmeciliğe müsait rezerv, 1/2 no'lu panoda kalmamışken, 5/6 no'lu panoda yaklaşık 2.000.000 ton bulunmaktadır. Sahanın genel durumu ve işletme zorlukları dikkate alınarak 3/4 no'lu panoda kalan rezervin yeraltı İşletmeciliği ile alınması uygun görülmüştür.

Asfaltit filonlarının yer aldığı Şırnak güneyinde en eski birim, Permian yaşlı kireçtaşları ile temsil edilmektedir. Üzerine Triyas yaşlı Goyan grubu çöklüleri gelir. Bunlar genellikle kireçtaşı, şist ve

üste doğru dolomitlerden oluşmaktadır. Daha üstle ise kireçtaşı ve dolomitlerle temsil edilen Jura-Kretase yaşlı Cudı grubu birimleri görülür. Sımak güneyindeki astalut filonlarının içinde yer aldığı ve marn, kılı kireçtaşı, kumtaşı düzeylerinden oluşan Germav filonu, Cudı grubu üzerinde uyumlu olup, vasi (1st Kreiase-Paleosen'dır.

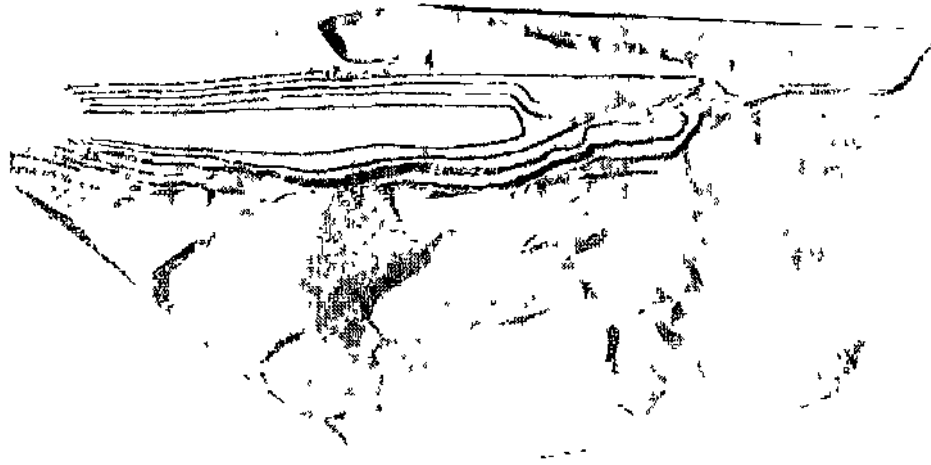


Şekil 1 Avgamasya Filonunun Şematik Kesiti (Unalan, 1990) [1-Germav formasyonu (Ustü Kretase-Paleosen). 2-Avgamasya asfaltit filonu]

Avgamasya filonuna ait karot numuneleri üzerinde yapılan rezerv ağırlıklı ortalama analiz sonuçları, %4,60 su, %46,22 kül, %5,83 toplam kükürt, 3,975 Kcal/kg AID bulunmuştur.

2 İŞLETMENİN MEVCUT DURUMU

Avgamasya filonunda üst topoğrafik konumu güneyde +810, kuzeyde +825/+877'dir. Ustü açılmış asfaltit 2004 yılının başı itibarıyla +760 kotundadır. Açılan asfaltit yüzey alanı 20,780 m²'dir. Ocak genel eğim açısı 50-55 derecedir. Toprak dokum sahası olarak kullanılacak sahadan dekapaj şevlenne olan ortalama uzaklık 1,5 km civarındadır. Açık ocağın 2004 yılı başı itibarıyla görünümü Şekil 2'de yer almaktadır.



Şekil 2 Atık Ocağın Mevcut Uç Boyutlu Model Görünümü

İşletmedeki mevcut makine parkında 16 m³ hidrolik ekskavatörler ile 36 adet 48 m³ kepçe kapasiteli yükleyiciler bulunmaktadır. Delme patlatma işleri için 2 adet Atlas Copco ve 1 adet Red Bull delici bulunmaktadır. Dekapaj ve komur nakli için 22 m³ kasa kapasiteli damperli kamyonlar kullanılmaktadır. Üretilen astalut ortalama 3 km uzaklıktaki komur stoğuna taşınmaktadır.

Avgamasya filonunda açık işletme ekonomik sınırı olan +700 kotuna kadar kalan rezerv miktarı 2,000,000,000-2,030,000,000 ton civarındadır. TKİ verilerine göre Avgamasya filonunda 1990 yılından itibaren 2003 yılına kadar 581,578 ton, 2004 yılına kadar (+760 kotuna kadar) 300,000 ton asfaltit üretimi yapılmış ve toplam 881,578 asfaltit üretimi gerçekleştirilmiştir.

+700 kotundan daha düşük kotlarda komur üretimi yapılmak istendiğinde Çılgı-Şavacı deresi

güzergahını değiştirmek gerekecektir. Bu yüzden +700 kotu ekonomik sınır olarak belirlenmiştir. Açık ocak işletmeciliğine daha alt kotlarda devam edebilmek için dere güzergahı değiştirilmesi teknik ve ekonomik açıdan İncelenmelidir.

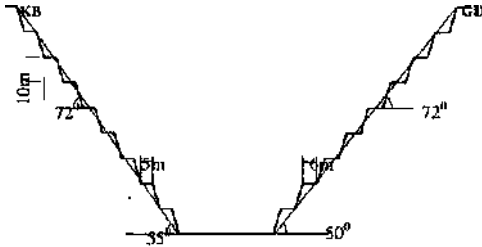
3 AVGAMASYA FİLONU AÇIK İŞLETME TASARIMI VE PLANLAMASI

3.1 Şev Stabilitesi

Sahanın üst örtüsü kompakt, sert, marnlı kireçtaşlarıyla, yumuşak marnlardan oluşmuştur, Şev stabilitesinde; çalışma alanındaki tektonizma, tabakalarına, eklem gibi süreklisizlikler, örtü tabakası kayaçlarının içsel sürtünme açıları, kohezyonları ve yeraltısuyu ile tabakaların geçirgenlikleri rol oynamaktadır.

Asfaltit filonunun kuzeyinde oluşturulan şevler tabaka eğimine dik ve ters yönde olduğu için kuzey-batı basamaklarında genel eğim açısı 55°, güney-doğu basamaklarında ise tabaka eğimleri ocak içine doğru olduğundan 50° seçilmiştir. Basamak şev açıları 70-80° oluşturulduğunda, şevlerin duraylı kaldığı görülmüştür. Bu değerlere, TKİ'nin bölgedeki deneyimleri ve daha önceki yıllarda yaptığı tasarımlardan örnek alınarak kararlaştırılmıştır. Şekil 3'de uygulanması kararlaştırılan basamak şev açıları ve basamak genişlikleri gösterilmiştir. Açık ocak planlanırken bu prensiplere sadık kalınarak basamak şev açıları da 72° olarak seçilmiştir.

Genel eğim açılarına uymak üzere güney basamaklarında nihai basamak genişlikleri 6 m, kuzey basamaklarında 5 m olarak bırakılacaktır.



Şekil 3. Nihai Ocağın Basamak Geometrisi

3.2 Üretim ve Yıllık İş Kapasitesi

2004 yılı başında işletmenin almış olduğu lopoğrafik duruma göre yapılan açık işletme planlaması sonucu işletme +700 kotuna derinleştirildiğinde, +830 -

+700 kotları arasında 6,243,000 nr¹ ve +830 kotu üstünde işletmenin kuzey köşesinde 115,000 m² Ön dekapaj olmak üzere toplam 6,358,000 m² dekapaj yapılması gerekmektedir.

+700 kotuna kadar olan asfaltit rezervi yaklaşık 2,030,000 ton olup, 2004 yılı başından geçerli olmak üzere dekapaj oranı; $6,358,000 : 2,030,000 = 3.132$ nvVton'dur.

Yılda 200,000 ton asfaltit üretilmesi planlanarak işletme tasarımı yapılmıştır. Buna göre yıllık yapılması gereken dekapaj miktarı: 2004 yılından itibaren 9 yıl süre ile bir sonraki yılın üretim hazırlığını teşkil edecek şekilde $6,358,000 : 9 = 706,445$ m³'dür.

3.3 Açık İşletme Sistemi

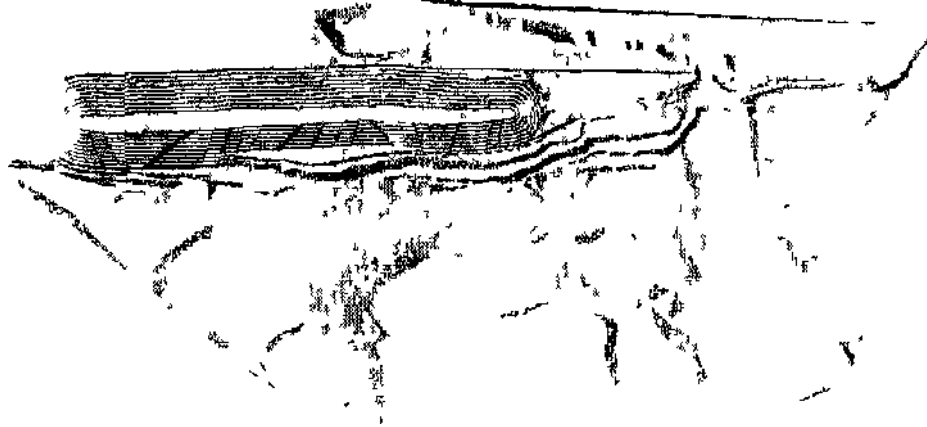
Açık işletmenin mevcut durumunda asfaltit filonunun üst kotu +760 olup, +700 kotuna kadar işletmenin 60 metre daha derinleştirilmesi planlanmıştır. Şev stabilitesini sağlayacak 72°'lik basamak açıları ile; kuzey-batı basamaklarında 55°, güney-doğu basamaklarında 50° genel eğim açıları olacak şekilde nihai açık ocak tasarlanmıştır. Güney basamaklarında basamak genişlikleri 6 m, kuzey basamaklarında ise 5 m olarak bırakılacaktır. Çalışma basamakları ise 15'er metre olarak planlanmıştır. Şekil 4'de tasarlanan nihai açık ocağın 3 boyutlu model görünümü yer almaktadır. Şekil 5'de 2260 no'lu kuzeybatı güneydoğu kesitinde, ocağın 2004 yılı başı itibarıyla mevcut durumu ve 10 yıllık uzun vadeli maden planlaması sonucunda alacağı son dumm birlikte gösterilmiştir.

Asfaltit filonunda yılda 6 metrelik dilimler halinde üretim yapıldığında istenilen yıllık üretim sağlanmaktadır. Yalnız bu durum açık ocak planlaması ve dekapaj basamaklarının teşkilinde güçlükler yaratacaktır. Bu yüzden asfaltit filonunun 10'ar metrelik dilimler halinde kazılması uygun görülmüştür.

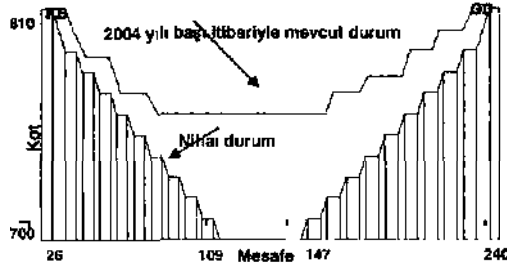
İstenilen 200,000 ton yıllık üretimin gerçekleştirilebilmesi için filonun hangi kısımlarının hangi yıllarda üretileceği perspektif görünüşü olarak Şekil 6'da verilmiştir. Örelim planlaması yapılırken üretimin, filonun güney-batı ucundan başlanıp kuzey-doğu ucuna doğru devam edeceği öngörülmüştür. Şekil 6'da yıllara göre üretim planlaması görülebilir.

Ön dekapaj yapılmasının nedeni işletmenin kuzey köşesinde yükseklikleri çok fazla olan ve dekapaj kazısı esnasında stabilite sorunu çıkarabilecek doğal şevlerin oluşudur. Bunun sonucu olarak, ön dekapaj yapılan kısımda ve +790 kotunun üzerindeki basamaklarda basamak yükseklikleri 20 m olarak bırakılmıştır. Dekapaj ve asfaltit kazısı yol güzergahları Şekil 7'de görüldüğü gibi

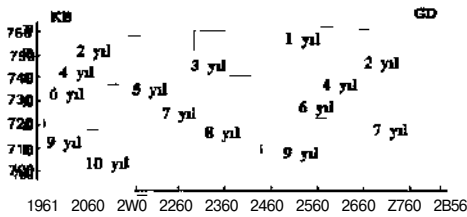
tasarlanmıştır. Yol genişlikleri 12 m eğimleri ise %10 olarak alınmıştır.



Şekil 4 Açık İşletme Planlama M Sunucu Tasarlanan Nihai Otağın S Boyutlu Model Görünümü



Şekil 5 Otağın 2260 No lu KB GD Kesiti

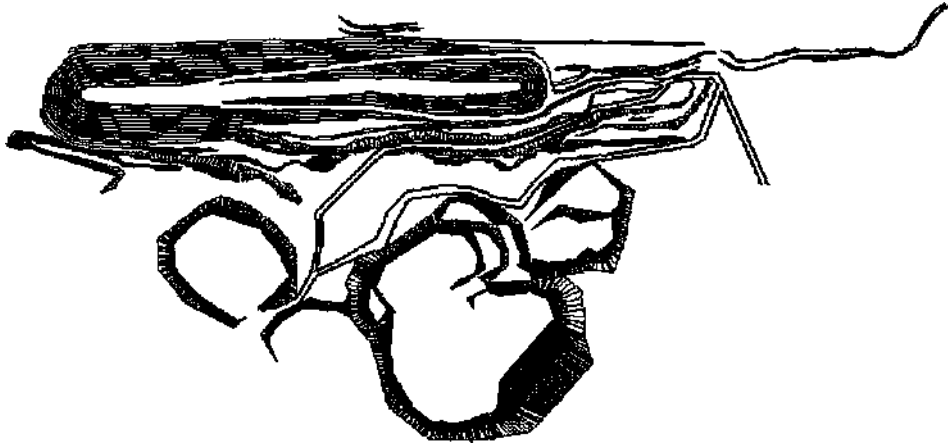


Şekil 6 Asıldil Filonu Yıllara Göre Üretim Planı (Peispi-kıf Goumiüf)

3.4 İretim Planlaması ve Makine Parkı

Dekapajda yıllık çalışma süresi iklim koşulları nedeniyle 6 ay veya 180 günde 8 saatlik tek vardiya, net 7saat/vardiya geriye kalan 1 saat de yağlama ve bakım hizmetleri olarak planlanmıştır. İşletmenin elindeki ekipman kapasitesi ile günde tek vardiya çalışılarak istenilen dekapajın yapılması mümkündür. Bu yüzden işletmede tek vardiya sistemine geçilmesi önerilmiştir. Günde tek vardiya, vardiyada 7 saat çalışılması durumunda saatlik dekapaj miktarı, $1924,69 \text{ m}^3/\text{gün} : 7 \text{ saat/gün} = 360,67 \text{ m}^3$ olmaktadır. Tek vardiya çalışılması durumunda işletmenin elinde bulunan küçük ekskavatör ve yükleyicilerin gerekse kamyonların amortisman süreleri toplam çalışma saatleri dikkate alınarak 10 yıl işletme omru süresince yemleme yapılmadan yeterli olduğu görülmüştür.

Onu tabakasında gevşetme işlemini sağlamak için delme patlatma yapılması gereklidir. Açık işletmede delme patlatma tasarımı orta tabakası ve asialtı jeomekank o/ülüklen ve mevzin dehuier dikkate alınarak yapılmıştır. İşletmenin elinde bulunan 2 adet Atlas Copco ROC t-9 delici dekapajda, 1 adet



Şekil 7. Dekapaj ve Asfaltit Kazısı Yol Güzergahları (Plan Görümlü)

Redrill SK 50 delici, asfaltit kazısında kullanılacaktır. Açık ocak işletmesinde bulunan ekipmanlar dikkate alınarak, dekapajda; ekskavatör + kamyon ve yükleyici + kamyon, kömürde ise ekskavatör + kamyon sistemi seçilmiştir.

Avgamasya filonunda yapılacak açık işletmede 2004 yılından itibaren 10 yıl süre ile bir sonraki yılın üretim hazırlığını teşkil edecek şekilde dekapaj faaliyeti sürdürülecek, asfaltit üretimine 2004 yılında başlanacaktır. 2013 yılı sonunda açık ocak nihai ekonomik sınıın olan +700 kotuna erişilecek ve açık işletme faaliyetlerine son verilecektir. Avgamasya filonunda, müteahhit firma yetkililerinin isteğine göre yıllık kömür üretimi 200,000 ton olacak şekilde açık İşletme planlaması yapılmıştır. Buna göre +700 kotuna kadar yapılması planlanan dekapaj miktarı +700-830 kotları arası 6,243,000 m³, +830 kotu üzeri 115,000 m³ olmak üzere toplam 6,358,000 m³ olarak hesaplanmıştır.

Dekapaj ve asfaltit nakli için 22 m³ kasa kapasiteli damperli kamyonlar kullanılmaktadır, Üretilen asfaltit ortalama 3 km uzaklıktaki asfaltit stoğuna taşınmaktadır.

4 SONUÇLAR

Avgamasya filonunda 2004 yılı başı itibariyle üstü açılmış asfaltit +760 kulundadır. Ekonomik sınır olan +700 kotuna kadar asfaltit rezervi yaklaşık 2,030,000 tondur. +700 kotunun altında asfaltit üretimi yapılmak istendiğinde Çilgi-Şavati deresi güzergahının değişmesi söz konusu olacaktır.

Asfaltit filonunun kuzeyinde oluşturulan şevler tabaka eğimine dik ve ters yönde olduğu için kuzey-batı basamaklarında genel eğim açısı 55°, güney-doğu basamaklarında ise tabaka eğimleri ocak içine doğru olduğundan 50° olarak seçilmiştir. Açık işletmenin basamak şev açısı, 72' olarak kararlaştırılmıştır. Bunun sonucunda, güney basamaklarında nihai basamak genişlikleri 6 m, kuzey basamaklarında 5 m olarak planlanmıştır. Çalışma basamaklarının genişliği ise 15 m olarak seçilmiştir.

2004 yılı başında işletmenin almış olduğu topoğrafik duruma göre yapılan açık işletme planlaması sonucu işletme +700 kotuna kadar derinleştirildiğinde toplam 6,358,000 m³ dekapaj yapmak gerekmektedir. Buna göre dekapaj oranı; 3.132 m³/ton'dur. İşletmenin elindeki ekipman kapasitesi ile günde tek vardiya çalışılarak istenilen dekapaj m yapılması mümkündür. Bu yüzden işletmede tek vardiya sistemine geçilmesi

Ö. Selimoğlu, S.C. Eçdehi di C. Kırmanlı

önerilmiştir. Dekapajla iklim koşulları nedeniyle yılda 6 ay çalışma süresi ile 7 saatlik tek vardiya olarak planlanmıştır. Dekapajda ekskavatör + kamyon ve yükleyici + kamyon, kömürde ise ekskavatör + kamyon sistemi önerilmiştir.

Avgamasya açık ocağında 10 yıl süre ile yılda 200,000 ton asfaltit üretilmesine karar verilmiştir. Buna göre yıllık yapılması gereken dekapaj miktarı, 706,445 m dür. 2013 yılı sonunda açık ocak nihai ekonomik sınırı olan +700 kotuna erişecek ve açık işletme faaliyetlerine son verilecektir.

Dekapaj ve asfalt nakli için 22 m³ kasa kapasiteli damperli kamyonlar kullanılmaktadır. Üretilen kömür ortalama 3 km uzaklıktaki asfaltit stoğuna taşınmaktadır.

Sımak asfaltitleri açık işletmesinin, piyasa etüdü yaparak yıllık üretimini artırması durumunda 10 yıl olan işletme ömrü yılda 340,000 ton üretim ile 6 yıla inebilecektir.

S KAYNAKLAR

- Erçelebi, S., Ateşok, G., Kırmanlı, C., Selimoğlu, Ö.. 2004; *Sımak İH Sınırları İçerisinde Bulunan İR 2505 Ruhsal Numaralı Asfaltit Saltasının Avgamasya Pitonunun 5,6 No'lu Panolarının Açık İşletme Projesi ile On Fizibilite Etüdü ve Briketleme Projesi*, İTÜ Maden Müh. Böl., İstanbul.
- Gönenç, O.. 1990; Asfaltitler ve Türkiye'deki Asfaltit Yatakları, *MTA Enstitüsü Dergisi*, No: 9636, Ankara.
- Özdemir, M.E., Ahiska Ş.T., 2003; *Sımak- IR/2505 Ruhsat Numaralı Asfaltit Satast Avon Proje ve Fizibilite Raporu*. Sımak.
- Ünalın, G., 1990; *Aperçu General Sur Les Gisements De HnuıIle, de Lignite, De Asphaltite Et Des Sfchistes Bitumineux En Turquie*, MTA Yayınları, Ankara.

Küçük Ölçekli Madencilikte Tekerlekli Yükleyiciler için Ekonomik Taşıma Mesafesi

T. Mallı, C. O. Aksoy & H. Köse
Dokuz Eylül Üniversitesi, İzmir-Türkiye

ÖZET: Madencilik endüstrisinde yeni eğilim, dinamik kararlar yardımıyla birim maliyeti düşürmek yönünde optimal çözümlerin bulunmasıdır. Bu nedenle, makine-ekipman seçimi yapılırken, bunların çalışma limitlerinin detaylı olarak belirlenmesi çok önemli bir parametredir. Taşıma mesafesi, kapasite, yükleme-taşıma-boşaltma maliyetleri madencilik operasyonlarında önemli yere sahiptir. Bu çalışmada, tekerlekli yükleyicinin tek başına kullanılması durumunda ekonomik taşıma mesafesinin bulunması amacıyla, değişik kepçe hacimlerindeki yükleyicilerin tek başına ve aynı yükleyiciler ile değişik kapasiteli kamyonların birlikte kullanılması durumundaki maliyetler, oluşturulan bir model ile hesaplanmıştır. Oluşturulan model çalışmadan elde edilen hesaplamalar sonucunda tekerlekli yükleyicilerin (doldur-laşı-boşalt) ekonomik taşıma mesafesinin yükleyici-kamyon alternatiflerine göre 60-260 m arasında değiştiği belirlenmiştir.

ABSTRACT : The new trend in mining industry is to find optimal solutions to decrease the unit cost with the help of dynamic decisions. For this reason, it is a very essential parameter that the working limits of machine-equipment should be determined in detail. Transport distance, capacity, loading-hauling-dumping costs play a great role in mining operations. In this study, in order to find the haulage distance in case a single wheel loader is used, the costs for the situations in which trucks of different capacities are together used with loaders at diverse bucket volume, a model is established. At the end of calculations that are derived from the model studies, it was determined that the economic transport distance of wheel loaders (load-haul-dump) vary between 60-200 m depending on the loader-truck selection.

1. GİRİŞ

Dünya madencilik endüstrisindeki gelişmeler ve üretim artışları büyük kapasiteli yükleme ve taşıma araçlarının kullanımı ile olanaklı hale gelmektedir. Birim maliyeti düşürmek daha büyük kapasiteli, daha hızlı ve teknolojik olarak daha gelişmiş ve iyi donatılmış makine-ekipman uygulamaya sokulmasını zorunlu kılmıştır (Surlül, 1988). Madencilikte makine-ekipmanın seçimi, birim maliyeti etkileyen en önemli parametrelerin başında gelmektedir. Teknik kullanılabilirlik, ekonomik hedefler, performans ve iş güvenliği gibi parametreler de bu değerlendirmenin içine dahil edilmelidir. Makine-ekipmanın kapasitelerinin artmasıyla birlikte bunların hareket kabiliyetleride azalmaktadır. Bununla birlikte kapasitelerin küçük olması hareket kabiliyeti artarken İşletme birim maliyetleri de yükselmektedir. Bu nedenle, çalışmanın yapılacağı ocak için teknik ve ekonomik

parametreler birlikte düşünülmelidir. Makine-ekipmanların seçimi aşamasında, ekonomik çözümü bulmak için matematik ve mühendislik uygulamaları prensiplerine uygun olarak kesin verilerin kullanılması gerekmektedir (Koehler, 1980).

2. TEKERLEKLİ YÜKLEYİCİ VE YÜKLEME PERFORMANSI

Tekerlekli yükleyicilerin hareket kabiliyetlerinin yüksek olması ve sağladığı avantajlarıyla madencilik sektöründe daha çok kullanılır hale gelmiştir, Teknolojideki gelişmeler ile birlikte, artan yükleme kapasiteleri ve kamyonun yavaşlama şekline göre hareket edebilmesi, yükleme işinde bu makinelerin kullanımını ekskavatörlere göre artırmaktadır, Harmanlama aşamasında ve değişik aynalarda çalışmanın gerektiği durumlarda, tekerlekli

yükleyiciler daha fazla esnekliğe sahiptir (World Mining Engineering, 1998). Büyük yükleyicilere göre düşük yatırım maliyetine sahip olmasından dolayı küçük ölçekli ve kısa ömürlü madencilik işletmelerinde taşıyıcı olarak ve kamyon yüklemelerinde birincil yükleyici olarak kullanılırken, büyük madencilik operasyonlarında da ekskavatörler ile kombinasyonları kullanılmaktadır.

Yükleme periyodu, parçalanma ve parça boyutu, malzemenin kabarma faktörü, yükleme sayısı ve işyeri verimi gibi faktörler tekerlekli yükleyicilerin yükleme performansını etkilemektedir (Atkinson, 1992). Yükleme periyodu, kepçenin doldurulması, kaldırılması, dönmesi ve boşaltılması aşamalarından ve tekrar ilk pozisyonadaki durumunu almasından oluşur. Patlatma verimi ve bunun sonucunda oluşan parça dağılımı kolay yükleme yapılması ve dolayısıyla yükleme süresinin kısalması açısından oldukça önemlidir. Ayrıca, patlatılmış malzemenin boyutu yükleme işleminin maliyetini de yaklaşık olarak %5-10 oranında etkilemektedir (Doktan, M., 2000).

Kepçe dolum faktörü, fiili kapasitenin teorik kapasiteye oranı olarak tanımlanmakta ve parçacık geometrisi ve boyutuna bağlıdır. Malzemenin boyutu küçüldükçe kepçe dolum faktörü ve faydalı kapasite artmaktadır. Dolum faktörüne, operatörün deneyimi, malzemenin kepçeye yüklenme açısı ve parça boyutu gibi parametrelerde etki etmektedir.

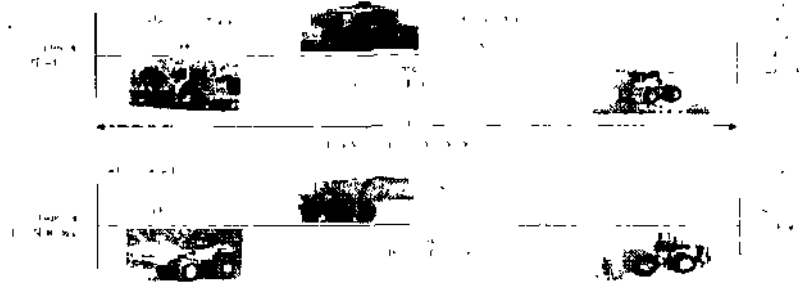
Yükleme sayısı, kamyon kasa hacminin kepçe kapasitesine oranı olarak tanımlanmaktadır. Bu oran azaldıkça yükleme periyodu kısaltılmakta ancak oluşan vibrasyondan dolayı operatörün sağlığı ve

kamyonun ekonomik ömrü kısalmaktadır (Berezan, Joseph, ve Del Valle, 2004). Yükleme sayısı bu yükleyiciler için 3-4'den daha büyük olmalıdır (Eskikaya, 1986).

Genellikle kamyon-tekerlekli yükleyici kombinasyonlarında, taşıma döngü süresi yükleme döngü süresinden daha fazla olduğu için aynı kamyonun birkaç yükleyici tarafından yüklemesi de sözkonusu olabilir (Aksoy, 2000).

3. MODEL ÇALIŞMA

Bu model çalışmada, herhangi bir küçük ölçekli açık işletmede patlatılmış malzemenin taşınmasında sadece tekerlekli yükleyici kullanılması durumunda (doldur-taşı-boşalt yöntemi) elde edilen yükleme-taşıma-boşaltma-geri dönme birim maliyetleri toplamı, aynı malzemenin aynı referans noktasından tekerlekli yükleyici ile kamyonla doldurulup nakledilmesi sonucu elde edilen yükleme-taşıma-boşaltma-geri dönme birim maliyetlerinin eşitliğinden yola çıkarak tekerlekli yükleyicinin ekonomik taşıma mesafesi değişik makine-ekipman seçimlerine göre belirlenmiştir. Bu modelde, tekerlekli yükleyicilerin saatlik yükleme kapasiteleri, kamyonların saatlik taşıma kapasiteleri ve bu makinelerin döngü süreleri, işletme maliyetleri (enerji, yakıt ve yağ tüketimi, işçilik), yatırım maliyetleri (amortisman, faiz, sigorta, vs), işyeri verimi gibi faktörler hesaplamalara dahil edilmiştir. Şekil 1'de tekerlekli yükleyici ve kamyonla kombinasyonunun genel döngü aşamaları ve taşıma mesafesi iki ayrı sistem için verilmiştir.



Şekil 1. Genel Çevrim Aşamaları ve Taşıma Mesafesi.

Modelde, sadece tekerlekli yükleyici için yükleme, taşıma, boşaltma, geri dönüş ve manevra süreleri gözönüne alınırken, tekerlekli yükleyici-kamyon kombinasyonunda tekerlekli yükleyicinin malzemeyi kamyonla yüklemesi, kamyonun malzemeyi taşıması, boşaltması, geri dönmesi ve manevra süreleri modele dahil edilmiştir. Makinelerin dolu gidiş ve

boş dönüşleri mesafeye, eğime, yolun yuvarlanma direncine, maksimum hıza ve makinelerin bu işlemleri yaparken dolu ve boş ağırlıklarına bağlıdır. Yolun yuvarlanma direnci ve yol eğimi dolu gidiş ve boş dönüş sürelerini etkilemektedir. Ayrıca, makinelerin hızları aynı makinelere ait performans Çizelgelerinde elde edilmiştir (Caterpillar

Performance Handbook, 1998). Çizelge 1 ve 2'de verileri görülmektedir. tekerlekli yükleyicilerin ve kamyonların teknik

Çizelge 1. Tekerlekli Yükleyici Tipi ve Teknik Değerleri

Özellik	Yükleyici Kepçe Hacimleri (m ³) ve Teknik Verileri					
	1,1	2,37	2,83	3,5	5,04	7,99
Döngü Süresi (sn)	10,9	10,2	10,7	11,5	15,2	15,9
İşyeri Verimi	0,83	0,83	0,83	0,83	0,83	0,83
Makin a Verimi	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90	0,90
Maksimum Hız (km/h)	35	35,9	40,5	38,8	35,1	20,2
Dolu Hız (km/s)	20	21,9	24,5	22,5	20,7	11,9
Akaryakıt Tüketimi (l/h)	12	20	25,5	35	63	120,5
Yat. ve diğer İşletme gtd(\$/h)	15	25	31	41	81	125
Toplam Gider (\$/h)	31,2	52	65,43	88,25	166,05	287,68

Çizelge 2. Kamyon Tipi ve Teknik Özellikleri

Özellik	Kamyon Kasa Hacimleri (m ³) ve Teknik Verileri		
	24,2	35,5	41,5
Yüklü Kapasite (m ³)	24,2	35,5	41,5
İşyeri Verimi	0,83	0,83	0,83
Makin a Verimi	0,90	0,90	0,90
Dolu Hız (km/h)	42	40	34
Maksimum Hız (km/h)	75	66	65
Akaryakıt Tüketimi (U/h)	54	60,5	65,5
Yat. ve diğer İşletme giderleri (\$/h)	45	61	63
Toplam Gider (\$/h)	117,90	142,68	151,43

Modelde birim yükle-taşı-boşalt maliyetleri ayrı ayrı yalnız tekerlekli yükleyici kullanılması ve yükleyici-kamyon metodunun kullanılması durumları için hesaplanmaktadır. Buradan eşitlik durumunu sağlayacak maksimum ekonomik taşıma mesafesi, L bulunmaktadı. Ekonomik taşıma mesafesi, tekerlekli yükleyici yükleme-laşıma ve kamyon taşıma kapasiteleri, bu mesafedeki çevrim zamanları

ve her döngüde oluşan birim işletme maliyetlerinin bir optimizasyonudur.

Kamyon ve tekerlekli yükleyicinin bir arada kullanıldığı durumlarda yükleyicinin yükleme kapasitesinin kamyonun saatlik kapasitesine eşit veya biraz yüksek olması en uygun durumdur. Bu durum, aşağıda verilen 1, 2 ve 3 nolu formüller için de uygunluk şartıdır.

$$(C_{yükleyici}) = (C_{yükleyici-kamyon}) \quad (1)$$

$$C_{yükleyici} + C_{taşıma} + C_{boşaltma} + C_{geri dönüş} = C_{yükleyici} + C_{taşıma} + C_{boşaltma} + C_{geri dönüş} + C_{tekerlekli} \quad (2)$$

$$\frac{C_{yükleyici} \times \frac{60}{CT_{yükleyici}}}{Q_{yükleyici}} = \frac{C_{yükleyici-kamyon} \times \frac{60}{CT_{kamyon}}}{Q_{kamyon}} \quad (3)$$

Burada,
 C_{yükleyici} :Yükleyici Döngü Maliyeti(Vçev),
 C_{yükleyici-kamyon} :Yükleyici-Kamyon Maliyeti(\$/çev),
 CT_{yükleyici} :Yükleyici Döngü Süresi(dk),
 CT_{kamyon} : Kamyon Döngü Süresi(dk),
 Q_{yükleyici} :Yükleyici kapasitesi (m³/h)
 Q_{kamyon} - Kamyon taşıma kapasitesi (m³/h)

Makinelerin kapasitelerinin seçiminde yapılması gereken saatlik üretim miktarı (m³/saat) önem arz etmektedir. Bu da basit olarak makinelerin bir döngüde kaldırabileceği malzeme miktarı ve saatlik döngü sayısı ile eşitlenerek bulunabilir. Tekerlekli yükleyicinin kamyonu tam olarak doldurması gerekmektedir. Tekerlekli yükleyicinin kepçe hacmi

ve kamyonun kasa kapasitesine bağlı olarak yükJeme sayıları Çizelge 3'de verilmektedir.

Kamyon Kasa Hacimleri (m ³)	Tekerlekli Yükleyici Kepçe Hacimleri (m ³)					
	M	2,37	2,83	3,5	5,04	9,39
24,2	23	11	9	7	5	3
35,5	33	15	13	11	8	4
41,5	38	18	15	12	9	5

Döngü süresi doğrudan yükleme, V-şeklinde yükleme ve yükle-taşı-boşalı gibi alternatiflere göre değişmektedir. Bu model çalışmada, kamyon-tekerlekli yükleyici kombinasyonu için daha kısa zamanda yükleme yapıldığı için doğrudan yükleme metodu seçilirken, yükle-taşı-boşalt tipi sadece tekerlekli yükleyicinin seçildiği alternatiflerde kullanılmıştır.

3 nolu formülde yeralan çevrim zamanlarının açılımı yapıldığında; maksimum taşıma mesafesi elde edilmektedir. Farklı kamyon-tekerlekti yükleyici kombinasyonları için, maksimum ekonomik taşıma mesafeleri (L) Çizelge 4'de verilmiştir. Sonuçlara göre tekerlekli yükleyici kombinasyonları, alternatiflere göre 59,85-256.96 m limit değerlerinde ekonomik gözükmektedir.

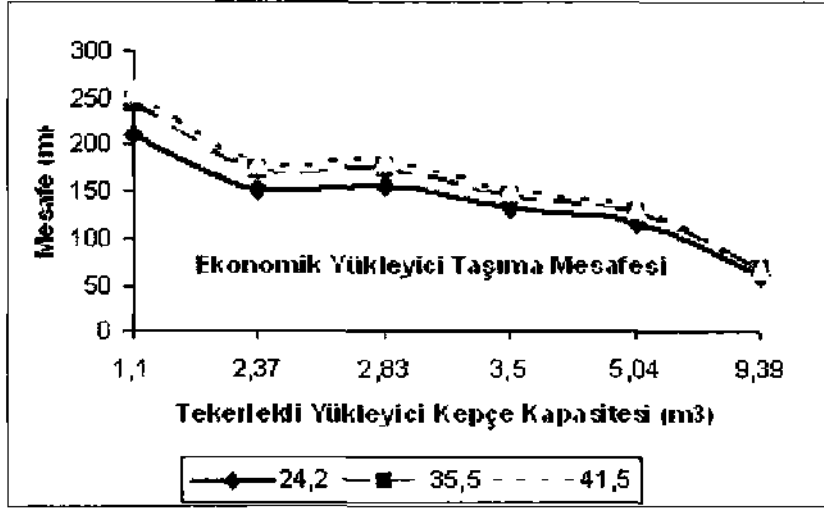
Kamyon Tipleri ve Kasa Hacimleri (m ³)	Tekerlekli Yükleyici Tipleri ve Kepçe Hacimleri (nr ³)					
	1,1	2,37	2,83	3,5	5,04	9,39
24,2	211,12	151.58	156,3	131.31	117.49	59.85
35,5	243.99	172.43	174.86	144.29	126.83	64.92
41,5	256,96	179.99	1&2.82	155.11	131.51	66.99

4. MODEL ÇALIŞMA SONUÇLARI

Açık işletme madenciliğinde yükleme-taşıma İşlemleri için makine-ekipman seçimi temel ve oldukça kompleks kararlar içermektedir. Bu kararların verilmesinde makine teknik verileri ve maliyetleri ile ilgili pekçok bilgi toplayıp, sayısal hesaplamaların yapılması gerekmektedir.

Yapılan analizlerin sonuçlarına göre, küçük kepçe hacimli tekerlekli yükleyici ve yüksek kasa hacimli kamyonların oluşturduğu kombinasyonlarda yükleme sayısının yüksek olması nedeniyle bu gibi

durumlarda sadece tekerlekli yükleyicinin ktilanılması ekonomik taşıma mesafesini tekerlekli yükleyici lehine artırmaktadır. Tekerlekli yükleyici-kamyon kombinasyonlarında yükleme sayısı arttıkça tekerlekli yükleyicinin ekonomik mesafesi artmaktadır. Şekil 2'de yükleyici kepçe hacmi ve kamyon kasa hacmine göre elde edilen mesafeler verilmektedir. Şekilde görüldüğü üzere, tekerlekli yükleyicinin ekonomik mesafesi, farklı tekerlekli yükleyici-kamyon alternatiflerine göre 59.85 - 256.96 m arasında değişmektedir.



Şekil 2. Tekerlekli Yükleyiciler İçin Farklı Yükleyici Kapasitelerinde Ekonomik Taşıma Mesafeleri

5. SONUÇ VE ÖNERİLER

Uygun yükleyici-kamyon eşleşmeleri ile optimize edilmiş madencilik aktivitelerinin İrdelenmesi maliyetleri düşürmeye yardımcı olacaktır. Bu nedenle madencilik operasyonlarında birim maliyetleri düşürmek için teknik açıdan uygulanabilirliği olan her bir makine-ekipmanın kapasiteleri iyi bir şekilde analiz edilmeli ve ekonomik durumları incelenmelidir. Bu çalışmada, taşıma mesafesinin kısa olduğu durumlarda sadece tekerlekli yükleyici (yükle-taşı-boşalt) kullanılması birim maliyeti belirli mesafeler için düşürmekle olup, daha uzun mesafelerde tekerlekli yükleyici-kamyon veya diğer kombinasyonların seçilmesi zorunlu olmaktadır. Bu ekonomik sınır değeri, yükleyici ve kamyon kapasiteleri ile alternatiflerin değerlendirilme koşullarına bağlı olarak değişmektedir.

KAYNAKLAR

Atkinson, T.. 1992. "Selection and Sizing of Excavating Equipment". SME Mining Engineering Handbook, A [ME], pp. 1311-1333.

Aksoy, M-. 2000, "Selection of Open Pit Mine Machinery", PhD thesis, Dokuz Eylül University. Graduate School of Natural and Applied Science, pp. 35 -49

Berezan, J.J., Joseph. T.G. and del Valle, V.D.. 2004. Monitoring Whole Body Vibration Effects on Ultra-Class Haulers. CIM Bulletin, Vol: 97. No: 1082.

Caterpillar Performance Handbook. 1998. Caterpillar Inc., Illinois.

Doktan, M., 2000., "Impact of Blast Fragmentation on Track Shovel Fleet Performance". 17. International Mining Congress and Exhibition of Turkey, Antalya, pp. 375-379.

Eskikaya, Ş., 1986, "Productivity Analyses of Work Machines". Technology and Application Development Project, Istanbul Teknik Üniversitesi.

Koehler, S.S.. 1980, Mining Methods and Equipment. Montana College of Mineral Science and Technology. Montana.

Köse. H ve diğerleri. 2000, "Açık İşletme Tekniği". Dokuz Eylül Üniversitesi Yayınları. İzmir, pp. 96

Morgan. B., 2000. "Cost Effective Equipment Applications /tones". Mine Planning and Equipment Selection, pp. 323-328.

Surtill. R.K.. 1988. Surface Mine leaders Get Bigger. Stronger. Smarter and Faster. Engineering and Mining Journal.

Woof, M.. 1998. The Motherload. World Mining Equipment.

Soma-Eynez Açık İşletme Dekapaj Nakliyesi Alternatiflerinin Değerlendirilmesi

G. Konak, A. H. Onur, D. Karakuş & T. Mallı
Maden Mühendisliği Bölümü, D.E.Ü., İzmir, Türkiye

M. Kavak & Y. S. İnci
Özdoğu İnş. ve Tic. LtdŞU., Bergama, İzmir, Türkiye

ÖZET: Günümüz madenciliğinde artan rekabet koşulları ve çoğu zaman giderek azalan rezerv ve kalite parametreleri (tenor, kalori vb) işletmelerde birim maliyetlerin azaltılması eğilimini ve işletme içi operasyon verimlerinin yükseltilmesi sonuçlarını doğurmaktadır. Bu bağlamda işletme giderleri ve yüzdelik payları madencilikteki güncel gelişmelere göre yeniden değerlendirilmektedir. Maden işletmeleri için en önemli giderlerden birini oluşturan nakliye işlemi bu değişimden oldukça fazla etkilenmekte olup, değişik kombinasyon destekli alternatif nakliye yöntemlerine yönelik arayışlar devam etmektedir. Bu çalışma kapsamında, Soma Eynez Bölgesinde dekapaj malzemesinin döküm sahasına taşınması için değişik nakliye alternatifleri ekonomik analizleriyle birlikte değerlendirilmekte ve farklı bir yaklaşımla geliştirilen kanal + kırıcı + bant konveyör kombine nakliye sistemi önerilmektedir.

ABSTRACT:

In present day, increasing competitions and as decreasing reserve value and quality parameters (grade, calorie, etc...) are need to cause decreasing uml cost of operations and increasing their efficiency all activities. Therefore operating cost and percentages of slices reorganized adapting in currency of mining industry. Besides, haulage one of the most important expense at die surface mines is affected intensively since this change. For this reason, varied transportation system and different combination model applications have continued to develop in order to attain the economic conditions. In this study, different transportation alternatives that carrying Üie overburden material to dump site are evaluated with economical analysis in Soma Eynez Coal District and developed new approach, Channel + crusher + belt conveyor combined transport system is suggested.

1 GİRİŞ

Madencilikte birim maliyetlerin düşürülmesi zorunluluğu işletme operasyonlarının daha ekonomik ve efektif olarak gerçekleştirilmesi sonucunu doğurmaktadır. Bu amaçla işletme giderlerinin önemli bir bölümünü oluşturan nakliye aşaması için daha farklı ekonomik çözümlerin üretilmesine yönelik çalışmalar yapılmaktadır. Dünya madenciliği, klasik kamyon nakliyatı yerine farklı nakliye sistemlerini yada kamyonla kombine çalışan yeni sistemlere yönelmektedir.

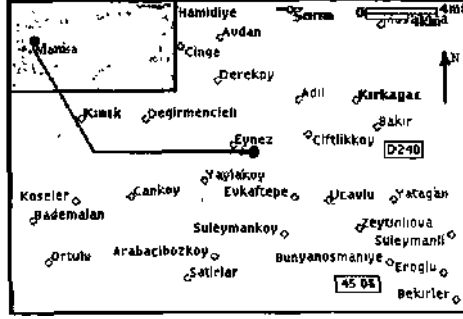
Bu çalışmada, Soma Eynez Bölgesi 10 nolu panoda yapılacak olan 31 000 000 m³ örtü kazısı için farklı nakliye alternatifleri geliştirilmiş ve bu alternatiflerde oluşacak işletme giderleri, birim

taşıma maliyetleri ekonomiklik açısından değerlendirilmiştir.

2 GENEL BİLGİLER

2.1 Lokasyon

Ankara'nın güneybatısında ve Kuzey Ege Bölgesinde yer alan Soma, İzmir'den 140 km uzaklıktadır. İlçe deniz seviyesinden 160 m yükseklikteki Bakırçay vadisinde kurulmuştur. Şekil 1 'de bölgeye ait harita verilmektedir.



Şekil 1. Çalışma Bölgesinin Lokasyon Haritası

2.2 Saha Jeolojisi

Soma Baseni, güneybatı eğimli Kuzeydoğu-Güneybatı doğrultusunda ortalama eğimi 20 ° olan Mezozoik temel üzerine Miosen ve Pliosen yaşlı sedimanların yataklanması ile oluşan bir linyit havzasıdır. KM2 ve KM3 olarak tanımlanan Miosen yaşlı iki kalın linyit damarında üretim gerçekleştirilmektedir. Bunlardan kalınlığı 10-40 m arasında değişen KM2 damarı Miosen serisine ait marn ve alüvyal Örtü tabakalarıyla kaplı olup açık işletme teknikleriyle üretilmektedir (Yenice, 1998).

Havza, mezozoik temel üzerine sırasıyla raiosen, pliosen ve quartener formasyon ardalanmaları ile oluşmuştur. Mesozoik temel masif, gri, çatlakları kalsit dolgululu kireçtaşlarından oluşmaktadır.

Miosen yaşlı sedimanlar 3 farklı formasyondan (M1, M2 ve M3) oluşmaktadır. M1 formasyonu kumtaşı ve konglomera serisinden meydana gelmekte ve kalınlığı 0-40 m arasında değişmektedir. Kalınlığı 0-160 m aralığında değişen M2 formasyonu ise sıkı kalsit dolgululu masif marnlardan oluşmakta olup KM2 linyit zonunun hemen üzerindedir. M3 formasyonu, kireçtaşı ve KM3 linyit daman serilerinden oluşmaktadır. Bu formasyon 90-250 m arasında değişen kalınlığa sahiptir.

Pliosen grup P1 ve P2 olarak tanımlanan formasyonlardan oluşmaktadır. P1 formasyonu, 170 m'ye kadar ulaşabilen masif marn zonundan ve KP1 olarak bilinen ekonomik değer arz etmeyen linyit horizonundan oluşmaktadır. P2 formasyonu ise kalınlığı 300 m'ye kadar değişebilen masif marn ve kireçtaşı serilerinden meydana gelmiştir. KP2 linyit horizonu P2 formasyonunda içindedir ve ekonomiklik sınırlarını aşmaktadır.

Kuartener yaşlı grup yüzey alüvyalleri ile örtülü ve bu formasyon üzerinde 125 m kalınlığa ulaşabilen daha önceki yıllarda kaldırılmış dekapaj malzemesi yapıldır.

2.3 Örtü Malzemesi Özellikleri

Örtü kazısı ile koparılacak kayaç veya kayaç gruplarının fiziksel ve mekanik özelliklerinin belirlenmesi, hesaplamaların detaylandırılması açısından önemlidir.

Dekapaj malzemesi farklı fiziksel ve mekanik özellikler gösteren marn ve kireçtaşı gruplarından oluşmaktadır. Bölgede belirlenen marn ve kireçtaşı numunelerinin kayaç mekanik özellikleri Çizelge 1'de verilmektedir.

3 ÇALIŞMA KAPSAMINDA İNCELENEN ALTERNATİF NAKLİYE YÖNTEMLERİ

Dekapaj, önü tabakası malzemesinin yerinden koparılıp döküm sahasına taşınmasına kadar olan işlemler dizisidir. Bu operasyonlar en genel anlamda; delme-patlatma, yükleme ve taşıma işleridir. Maden işletmelerinde üretim maliyetleri içinde en önemli maliyet unsurlarından bir tanesi olan taşıma giderleri, işletme şartlarına bağlı olarak yüksek değerlere ulaşabilmekle halta üretim maliyetinin % 30-40'ını aşabilmektedir. Bu durum işletmelerde maliyet artışları olarak yansımakta yada yeni teknoloji ve tekniklerin uygulanması ile karşılanabilmektedir.

Çizelge 1. Eynes Bölgesi Dekapaj Malzemesi Fiziksel Özellikleri (Yenice, 1998).

Taşınacak malzeme türü	Marn	Kireçtaşı
Yerinden kaldırılacak malzeme birim ağırlığı, ton/m ³	2.50	2.46
Malzeme yoğunluğu (suya doygun), ton/m ³	2.54	2.55
Kabar ıra faktörü, %	1.35	—
Nem içeriği, %	13	—
Tek eksenli basınç dayanımı aralığı (a ₁ , Mpa)	77-130	62-84
Çekme dayanımı (f _t), MPa	4.05- 6,84	5.4
Nokta-Yük İndeksi (I _{pn}), (ortalama) MPa	2.54	2.37
Kolezyon c (ortalama) Mpa	15.72	11.39
İçsel Sürtünme Açısı (ϕ), (ortalama), (°)	55°	49°
Ortalama Young Modülü, MPa	19 275	19 747
Tanjant Young Modülü (E ^{tanj}), MPa	26 999	23453
Poison Oranı (ν)	0.32	0.24
Porözite, %	1.3	3.8
Shore Sertliği	51	42
Schmidt Sertliği	56	51

işletme sahası topografyası, çalışma koşu Har ı(kapasite, mesafe, eğim, tane boyulu) ve ekonomiklik nakliye sistemini belirleyen temel kriterlerdir. Bu temel parametreler bazen kombine sistemlerin bir araya gelerek optimal sonuçların yakalanmasını sağlamaktadır. Günümüzde açık işletmelerde kul lanı lagelen ayrı yada kombine nakliye sistemleri kamyon ve bant taşıma sistemidir. Keza zaman zaman bunlara özel durum ve koşullar için geliştirilen nakliye türleri de ilave edilebilir. Yerçekimi etkisiyle *kanal/oluk* nakliyatı bu özel durumlardan bir tanesidir.

Açık ocaklarda üretim kapasitesi ve taşıma maliyetleri nakliye sisteminin belirlenmesinde en önemli kriterdir. Günümüz madenciliğinde bu kriterleri sağlayan ve yaygın olarak kullanılan kamyon ve bant nakliyatıdır. Ancak, işletme sahası geometrisinin uygun olması ve topografyanın eğimli olması taşıma projelerinde, gravite etkisinden maksimum düzeyde, birtakım sınırlamalar çerçevesinde yararlanılması düşüncesini ortaya çıkarmaktadır.

Her işletmenin kendine has Özellikleri dikkate alındığında özel durumlar ve avantajlar yaratmak mümkündür. Bu avantajların değerlendirilmesi, farklı alternatif nakliye kombinasyon tasarımlarını da beraberinde getirmektedir. Buradaki temel düşünce, taşıma ve dolayısıyla birim üretim maliyeti minimizasyonudur.

Çalışma temel olarak nakliye kombinasyonları ve maliyetleri üzerine kurulu olduğu için diğer maliyet unsurları (delme, patlatma ve yükleme) tüm alternatiflerin değerlendirilmesinde değişmeyeceğinden hesaplamalarda dikkate alınmamıştır.

Toplam dekapaj miktarı 31 000 000 m³ (77 500 000 ton) malzemenin 30 aylık bir periyot da tamamlanması nakliye kapasitesi ve dolayısıyla hızıyla yakından ilişkilidir. Bu kapasitenin hassas bir şekilde bulunabilmesi ancak çalışma yerine ait spesifik verilerin doğru tespiti ile mümkündür. Proje kapsamında yapılan tüm hesaplamalarda malzeme yoğunluğu 2.5 ton/ m³, makine ve işyeri verimi % 85, malzeme kabarma faktörü 1.35, günlük çalışma süresi 10'ar saatten 2 vardiya olmak koşuluyla toplam 20 saat, ayda 27 gün ve yıllık çalışma süresi 6480 saattir. Bu koşullara göre saatlik üretim kapasitesi 4784 t/h olmaktadır. İşletme projesine ait teknik özellikler Çizelge 2'de verilmektedir.

işletme çalışma koşullarına uygun tasarım modelleri teknik ve ekonomik kriterlere göre 3 farklı nakliye alternatifini detaylandırılıp incelenmektedir. Bunlardan birincisi günümüzde özellikle küçük ve orta ölçekli açık işletmelerde yaygın olarak uygulama alanı bulan *Kamyon Nakliyatı* sistemidir.

Çizelge 2. Planlamaya ilişkin İşletme Verileri

Yıllık Örtü Kazı Miktarı (m ³)	12 400 000
Yıllık çalışma süresi (saat)	6480
Kazı Kapasitesi (nrVh)	1914
Nakliye Kapasitesi (t/h)	4784
İşyeri ve Makine Verimi (%)	85
Ekskavatör Kapasitesi (t/h)	594,51
Gerekli Ekskavatör Sayısı	9
Kepçe Hacmi (m ³)	4,8
Kamyon Kasa Hacmi (m ³)	U

Değerlendirilen ikinci sistem örtü kazı yöntemleri içinde kombine sistemlerde değerlendirilen ve uygun koşullar oluştuğunda ekonomik olarak uygulama alan bulan *Kamyon+Kırıcı+Bani Konveyör* sistemi ve üçüncü olarak *Kamyon + Kanal + Kırıcı + Bani Konveyör* sistemidir. Ekonomik kriterlere göre değerlendirilen bu üç sistemin teknik detayları ve işletme şartları ayrıntılı olarak aşağıda incelenmektedir, ayrıca yıllık bazda işletme giderleri Çizelge 3'de, birim işletme giderleri Çizelge 4'de verilmiştir.

3.1 Kamyon Nakliyat Sistemi

Yaygın olarak açık işletmelerde kullanılan kamyon nakliyatı sağladığı avantajlar ile her durum için alternatif nakliye sistemlerindedir. Bu alternatif de, +900/+650 kotları arasında yapılacak 31 00 000 m³ 'lük dekapajm 866 m'lik bölümü ocak içi ve yaklaşık 2610 m harman sahası yolu olmak üzere toplam 3476 m mesafe boyunca nakledilerek +550 harman sahasına taşınması durumu değerlendirilmektedir (Şekil 2). Sistem için hesaplanan kamyon sayıları Çizelge 7'de verilmiştir. İşletmede oluşacak ilk yatırım maliyeti, 6 960 000 \$, yıllık işletme giderleri ise toplam 12 330 941 \$ olarak hesaplanmıştır(Çizelge 3). Kamyon nakliyatı alternatifinde oluşan birim işletme giderleri Çizelge 4'de verilmektedir. Çizelge 4'de görüldüğü gibi kamyon nakliyatı sisteminde toplam birim işletme gideri 0,994 \$/m³ olarak gerçekleşmiştir. Bu birim işletme giderinin %78,1'lik kısmını akaryakıt ve işçilik giderleri oluşturmaktadır.

3.2 Kamyon + Kırıcı + Bant Konveyör Nakliye Sistemi

İncelenen bu alternatifte, +900/+650 kotları arasında gerçekleştirilecek 31 000 000 m³ dekapaj kazısının +670 kolundaki bunker ağzına kadar kamyonla beslenmesi düşünülmektedir. Ocak içi ağırlıklı yol mesafesi 742 m'dir. Malzeme kırıcıda istenilen boyuta indirildikten sonra 1650 m'lik bant konveyör

İle nakledilerek +550 harman sahasına taşınacaktır(Şekil 2). Sistem için belirtilen teknik ayrıntılar Çizelge 6'de verilmiştir.

Sistem ekonomik olarak kamyon nakliyatı giderleri, kırıcı tesisi giderleri, bant konveyör sistemi giderleri, aktarma ve yayma ünitesi sistemi giderleri olarak ayrı ayrı değerlendirilmiş ve işletme giderleri bu sistemlerin toplamı alınarak yıllık bazda hesaplanmıştır (Çizelge 3). Sistemin ilk yatırımı II 160 000 \$ olarak hesaplanmış ayrıca işletme giderleri, lastik, akaryakıt, yağ, elektrik, tamir-bakım, yedek parça, işçilik, amortisman ve sigorta giderleri olarak hesaplanmış ve detayları Çizelge 4'de verilmiştir. Buna göre sistemin yıllık işletme gideri 11 285 663 \$/yıl olarak belirlenmiştir.

Kamyon+kırıcı+bant konveyör sistemi birim işletme giderleri \$/m³ olarak Çizelge 4'de verilmektedir. Buna göre sistemin toplam birim işletme gideri 0,909 \$/m³ olarak hesaplanmıştır. Hesaplanan işletme giderinin % 26,4'lik kısmı akaryakıt, %15,9'luk kısmını elektrik giderleri oluşturmaktadır.

3.3 Kamyon + Kanal + Kırıcı + Bant Konveyör

Bu alternatifte; ekskavatör + kamyon yöntemi ile kazılıp taşınacak dekapaj malzemesi, boyutları üretim/nakliye kapasitesine uygun dizayn edilen +790 kolundaki kanal içerisine dökülmekte ve malzeme yerçekimi etkisiyle bu kanal içersinde +670 kotuna indirilmektedir(Şekil 2). Bu kotta gerekli kırma ve eleme işlemlerinden geçirildikten sonra taşıma sistemine aktarılmakta ve buradan da döküm sahasına nakledilmektedir. Burada kırıcı ve döküm sahası arasına tesis edilecek ana taşıma sistemi olarak bant konveyör sistemi üzerinde teknik değerlendirme ve ekonomik analizler yapılmakta, optimal yerleşim düzeni belirlenmeye çalışılmaktadır.

Sistemin en önemli ayrıntısı, kamyon ile daha üst kotlardan taşınan malzeme, +790 başlangıç kotuna sahip kanal içinden kendi gravites iyle +670 kotuna nakledilmektedir. Üretim/nakliye kapasitesine uygun dizayn edilen bu kanalın boyutları Çizelge 5'de verilmektedir. Buna göre kanal eğimi malzemenin rahatça akmasına sağlayacak şekilde ve arazi yapısına uygun olarak 22,4 olarak, kanal genişliği herhangi bir tıkanma olmaması için 10,28 m olarak, derinliği ise 10 m olarak belirlenmiştir. Planlanan kanal, döküm sahası ve basamakların bulunduğu bölgenin haritası Şekil 2'de verilmektedir.

Kanal ile +670 kotuna indirilen malzeme, bu kotta bir kırma işleminden geçirildikten sonra bant konveyör ile döküm sahasına nakli gerçekleştirilecek şekilde planlama yapılmıştır.

Sistemin ekonomik analizi kamyon nakliyesi giderleri, kırıcı tesisi giderleri, bant konveyör sistemi giderleri, aktarma ve yayma ünitesi giderleri olarak ayrı ayrı yıllık bazda değerlendirilmiştir (Çizelge 3). Sistemin ilk yatırım maliyeti 10 080 000 \$, işletme gideri 10 101 320 \$/yıl olarak hesaplanmıştır (Çizelge 3).

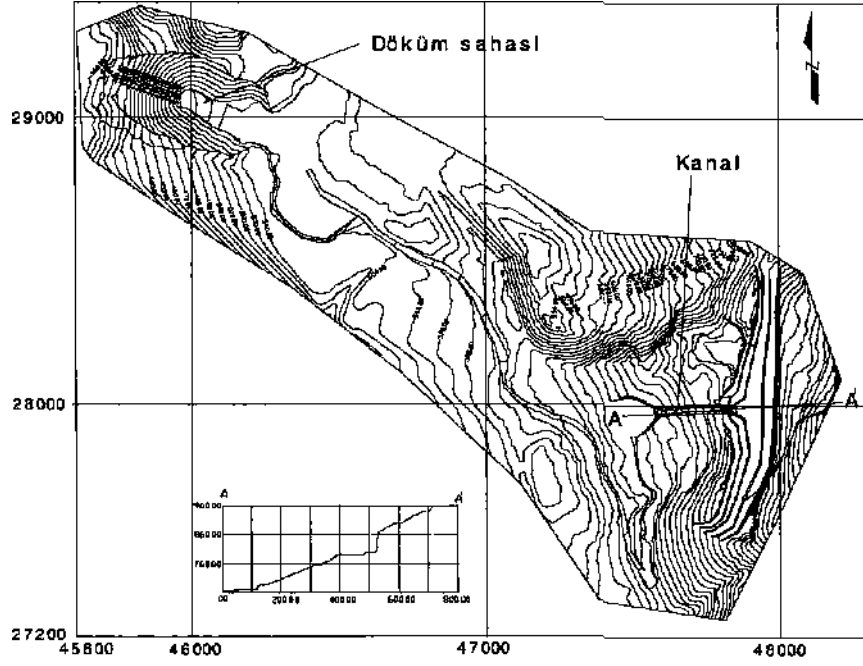
Sistemin birim işletme giderleri \$/m³ olarak Çizelge 4'de verilmektedir. Çizelge 4'de görüldüğü gibi sistemin toplam işletme gideri 0,813 \$/m³ olarak hesaplanmıştır. Bu işletme giderinin % 24,6'lık kısmı akaryakıt giderleri, %17,7'lik kısmını elektrik giderleri oluşturmaktadır.

Çizelge 3. İncelen Nakliye Sistemleri İçin Oluşan İşletme ve İlk Yatırım Giderleri

Gider Türü	Kamyon Nakliyesi Sistemi	Kamyon + Kırıcı + Bant Konveyör Sistemi					Kamyon + Kanal + Kırıcı + Bant Konveyör Sistemi				
	Kamyon	Kamyon	Kırıcı	Bant Konveyör Sistemi	Aktarma ve Yayma Ünitesi	TOPLAM	Kamyon	Kırıcı	Bant Konveyör Sistemi	Aktarma ve Yayma Ünitesi	TOPLAM
Lastik(\$/yıl)	696.000	348.000	0	0	0	348.000	240.000	0	0	0	240.000
Akaryakıt(\$/yıl)	7.936.000	2.976.000	0	0	0	2.976.000	2.480.000	0	0	0	2.480.000
Yağ(\$/yıl)	150.336	75.168	19.440	19.440	19.440	133.488	51.840	19.440	19.440	19.440	110.160
Elektrik(\$/yıl)	0	0	518.400	589.032	677.160	1.784.592	0	518.400	589.032	677.160	1.778.760
Tamir-Bakım(\$/yıl)	348.000	174.000	150.000	211.500	22.500	558.000	120.000	150.000	211.500	22.500	504.000
Yedek parça(\$/yıl)	452.400	226.200	195.000	274.950	29.250	725.400	156.000	195.000	274.950	29.250	655.200
İşçilik(\$/yıl)	1.684.320	842.160	105.600	79.200	52.480	1.079.440	580.800	105.600	79.200	52.800	818.400
Amortisman(\$/yıl)	994.285	497.143	1.200.000	1.692.000	180.000	3.569.143	342.857	1.200.000	1.692.000	180.000	3.414.857
Sigorta(\$/yıl)	69.600	34.800	30.000	42.300	4.500	111.600	24.000	30.000	42.300	4.500	100.800
İşletme Gideri Toplam (\$/yıl)	12.330.941	5.173.471	2.218.440	2.908.422	985.330	11.285.663	3.995.497	2.218.440	2.908.990	985.650	10.101.320
İlk yatırım(\$)	6.960.000	3.480.000	3.000.000	4.230.000	450.000	11.160.000	2.400.000	3.000.000	4.230.000	450.000	10.080.000
TOPLAM	19.290.941	8.653.471	5.218.440	7.138.422	1.435.330	22.445.663	6.395.497	5.218.440	7.138.990	1.435.650	20.181.320

Çizelge 4. İncelen Nakliye Sistemleri İçin Oluşan Birim İşletme Mahiyetleri

Gider Türü	Kamyon Nakliyesi Sistemi	Kamyon + Kırıcı + Bant Konveyör Sistemi					Kamyon + Kanal + Kırıcı + Bant Konveyör Sistemi				
	Kamyon	Kamyon	Kırıcı	Bant Konveyör Sistemi	Aktarma ve Yayma Ünitesi	TOPLAM	Kamyon	Kırıcı	Bant Konveyör Sistemi	Aktarma ve Yayma Ünitesi	TOPLAM
Lastik(\$/m ³)	0,056	0,028	0,000	0,000	0,000	0,028	0,019	0,000	0,000	0,000	0,019
Akaryakıt(\$/m ³)	0,640	0,240	0,000	0,000	0,000	0,240	0,200	0,000	0,000	0,000	0,200
Yağ(\$/m ³)	0,012	0,006	0,002	0,002	0,002	0,011	0,004	0,002	0,002	0,002	0,009
Elektrik(\$/m ³)	0,000	0,000	0,042	0,048	0,055	0,145	0,000	0,042	0,047	0,055	0,144
Tamir-Bakım(\$/m ³)	0,028	0,014	0,012	0,017	0,002	0,045	0,010	0,012	0,017	0,002	0,040
Yedek parça(\$/m ³)	0,036	0,018	0,016	0,022	0,002	0,058	0,013	0,016	0,022	0,002	0,053
İşçilik(\$/m ³)	0,136	0,068	0,009	0,006	0,004	0,087	0,047	0,009	0,006	0,004	0,066
Amortisman(\$/m ³)	0,080	0,040	0,096	0,136	0,015	0,287	0,028	0,096	0,136	0,015	0,274
Sigorta(\$/m ³)	0,006	0,003	0,002	0,003	0,000	0,009	0,002	0,002	0,003	0,000	0,008
İşletme Gideri Toplam (\$/m³)	0,994	0,417	0,178	0,234	0,080	0,909	0,322	0,178	0,233	0,080	0,813



Şekil 2. Bölgenin haritası ve planlanan kanal

Çizelge 5. Planlanan Kanal Boyutları

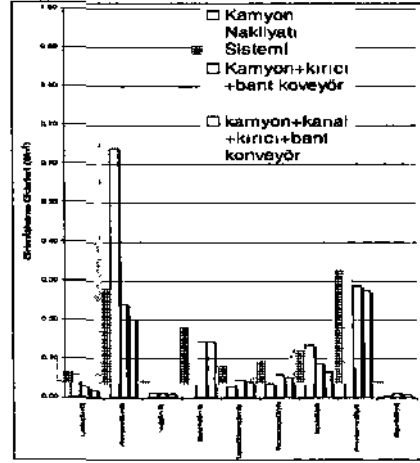
Özellik	Boyut
Kanal Başlangıç ve bitiş kolları (m)	+790/670
Kanal eğimi (")	22,4
Kanal boyu (m)	275
Kanal genişliği (m)	10-28
Kanal derinliği (m)	10

4 ALTERNATİF YÖNTEMLERİN TEKNİK VE EKONOMİK AÇIDAN KARŞILAŞTIRILMASI

Çalışma kapsamında 3 farklı nakliye tasarımı işletme şartlarına uygun olarak geliştirilmiştir. Çizelge 6'da verilen teknik kriter ve değerler kullanılmak suretiyle tüm nakliye alternatif yöntem grupları için ekonomik analizler yapılmış ve elde edilen sonuçlar Çizelge 3 ve 4'de verilmiştir.

Birim işletme maliyetlerinin karşılaştırıldığı grafik Şekil 3'de verilmiştir. Buna göre her üç alternatifte akaryakıt giderleri toplam giderler içinde önemli bir pay almaktadır. Özellikle incelenen kamyon

nakliyesi sisteminde akaryakıt giderleri toplam 0,640 \$/nr ile birim işletme giderinin %64 lük kısmını oluşturmaktadır.

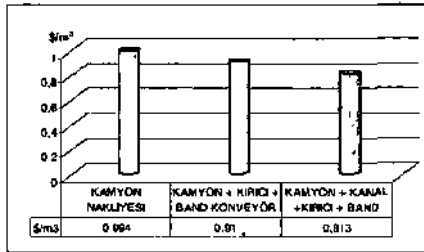


Şekil 3. İncelenen nakliye alternatifleri birim işletme giderleri

Çizelge 6. Alternatif Yöntemlerin Teknik Verileri

Parametre	ALTERNATİF NAKLİYE SİSTEMLERİ		
	KAMYON NAKLİYESİ	KAMYON + KIRICI + BAND KONVEYÖR	KAMYON + UZUN KANAL + KIRICI + BAND KONVEYÖR
Gerekli Kamyon Sayısı	58	29	20
Taşıma Mesafesi (m)	3476	742	315
Kamyon Çevrim Süresi (sn)	753.1	375,89	250,2
Kamyon Kapasitesi (t/h)	94,98	190,29	285,88
Bant Konveyör Kapasitesi (t/h)	—	6621	6621
Bant Hızı (m/sn)	—	4,7	4,7
Bant Boyu (m)	—	1650	1650
Bant Eğimi (%)	—	-6	-6
Bant Geniřlięi (mm)	—	1600	1600
Tahrik Motoru Gücü	—	900	900
Kırıcı Kapasitesi (l/h)	—	2x2000	2x2000
Kırıcı Kurulu Gücü KWh	—	2x400	2x400

Birim işletme maliyeti açısından değerlendirildiğinde, Kamyon nakliyesi sistemi 0,994 \$/m³, kamyon+kırıcı+bant konveyör sistemi 0,909 \$/m³, kamyon+kanal+kırıcı+bant konveyör sistemi 0,813 \$/m³ olarak hesaplanmıştır. Birim işletme maliyetlerinin kıyaslandığı grafik. Şekil 4'de verilmiştir. Buna göre birim işletme maliyetleri açısından en uygun sistem kamyon+ kanal+ kırıcı+ bant konveyör sistemidir.



Şekil 4. Nakliye sistemlerinin karşılaştırılması

5 SONUÇ VE ÖNERİLER

Araştırma kapsamında Soma Eyzek Bölgesinde dekapaj malzemesinin döküm sahasına taşınması için değişik nakliye alternatifleri ekonomik analizleriyle birlikte değerlendirilmiştir. Elde edilen sonuçlar aşağıda maddeler halinde verilmektedir.

- Araştırma kapsamında kamyon ile dekapaj malzemesinin nakliyesi işletme gideri ve birim işletme giderleri hesaplanmıştır. Buna göre işletme gideri yıllık 12 330 941 \$/yıl olarak hesaplanmış, birim işletme gideri 0,994 \$/m³ olarak belirlenmiştir.

- Kamyon+kırıcı+bant konveyör kombine sistemi ile dekapaj malzemesinin nakliyesi işletme gideri ve birim işletme gideri hesaplanmıştır. İşletme gideri yıllık 11 160 000 \$, birim işletme gideri 0,909 \$/m olarak hesaplanmıştır
- Alternatif sistem olarak dekapaj malzemesinin yer çekimi etkisiyle bir kanal içinde taşınmasının düşünüldüğü kamyon+kanal + kırıcı + bant konveyör kombine sistemi işletme gideri ve birim işletme gideri hesaplanmıştır. Yıllık işletme gideri 10 080 000 \$/yıl, birim işletme gideri ise 0,813 \$/m³ olarak belirlenmiştir.
- Üç farklı alternatif nakliye yöntemi için yapılan ekonomik ve teknik değerlendirmeler sonucunda, en düşük birim nakliye giderine 0,813 \$/m³ maliyet değeriyle kamyon + kanal + kırıcı + bant konveyör kombine sisteminde ulaşılmaktadır.
- En pahalı nakliye tamamen kamyon nakliyatına dayalı alternatifte 0,994 \$/m³ olarak elde edilmiştir.

7 KAYNAKLAR

- Onur, A.H., Konak, G., Karakuş. D., Mallı. T. 2004, *Öztoęu Uel.Şli Eyzek Açık İşletme 10. Nolu Pano Dekapaj Nakliyesi Fizibilite Etüdü*. D.E.Ü Müh. Fak. Araştırma Projesi, izmir
- Yenice, H.. 1999, *An Investigation Of The Factors Affecting The Geomechanical Properties Of Rocks In Coal Mining*, D.E.Ü. Fenbilimleri Enstitüsü Doktora Tezi. Izmir

Afşin-Elbistan A (Kışlaköy) Açık İşletmesinde Optimum Ocak Sınırlarının Belirlenmesi

S. Ural & A. Dağ

Çukurova Üniversitesi, Mühendislik-Mimarlık Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Adana, Türkiye

M. Güneş

EÜAŞ, AEL İşletme Müdürlüğü, Kahramanmaraş, Türkiye

E. Yayla

Çukurova Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Adana, Türkiye

ÖZET: Bu çalışmada, 1981 yılından bu yana madencilik çalışmaları sürdürülen Kışlaköy açık işletmesinin optimum ocak sınırları, güncelleştirilmiş teknik ve ekonomik veriler kullanılarak belirlenmiş ve elde edilen sonuçlar halen uygulanmakta olan ocak sınırları ile karşılaştırılmıştır. Ayrıca sahanın Koridor ve D Sektörü olarak adlandırılan kısımlarında üretim faaliyetlerine devam edilmesi durumunda, olası kömür satış fiyatları için optimum ocak sınırları da araştırılmıştır. Optimum açık işletme sınırlarının bulunması için pozitif hareketli koni tekniği kullanılmıştır. İstatistikî ve jeostatistikî analizlerde, yalak modelleme işlemlerinde ve nihai ocak sınırlarının belirlenmesinde bilgisayar yazılımlarından yararlanılmıştır.

ABSTRACT: In this study, ultimate open pit limit of Kışlaköy mining field that has been under operation since 1981 estimated according to the actual technical and economical parameters. The change in the ultimate open pit limits due to the fluctuations in coal prices is also investigated taking into account of the geological data setting of Corridor and D Sectors. The ultimate pit limits are generated by Positive Moving Cone technique. Statistical and geostatistical analyses, ore body modeling, and ultimate pit limit estimation are carried out by using computer programs.

1 GİRİŞ

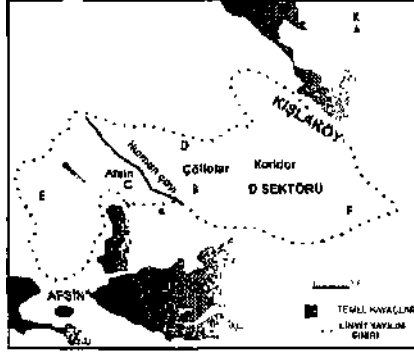
Maden yataklarının işletilmesi *uzun yıllar* alan ve büyük yatırımlar gerektiren bir süreci kapsar. Bu nedenle işletme kararını vermeden önce, operasyonu karlı kılabilecek olan optimum nihai açık ocak sınırlarının belirlenmesi büyük önem taşımaktadır. Günümüzde açık işletme planlamalarında ve fizibilite çalışmalarında, bilgisayar ortamında oluşturulan modellerden yaygın olarak yararlanılmaktadır. Böylece, ocak genel eğim açısı, cevher satış fiyatı, sınır tenor ve benzeri birçok teknik ve ekonomik parametrenin açık işletme planlamasını ve nihai sınırlarını nasıl etkileyebileceği konusunda kısa sürede sonuç elde edilebilmektedir.

Nihai açık işletme sınırlarının belirlenmesinde değişik optimizasyon teknikleri geliştirilmiştir (Lerchs & Grossman 1965, Korobov 1974, Koenigsberg 1982, Ünal & Yalçın 1989, Yalçın 1991, Dowd & Onur 1993). Optimum açık ocak nihai sınırının belirlenebilmesine yönelik olarak hazırlanmış olan bilgisayar yazılımları ise genellikle iki grupta incelenmektedir. Birinci grupta, matematiksel olarak doğruluğu kanıtlanmış yöntemler yer alırken,

ikinci grupta sonuca daha çabuk ulaşabilen, fakat optimum sonuçtan fedakârlık edebilen yöntemler bulunmaktadır (Onur 1995). Birinci gruptaki en yaygın olarak kullanılan yöntem Lerchs & Grossman (1965) tarafından geliştirilmiş olan ve graf teorisine dayanan uygulamadır. Dinamik programlama, lineer programlama ve şebeke akışları yöntemleri de bu grup altında incelenmektedir. İkinci grupta ise hareketli koni, parametrik analiz ve Korobov algoritması sayılabilir. Bu gruptaki yöntemlerin en önemli özellikleri istenilen şev açıları ile çalışabilmeleri ve algoritma mantıklarının çok kolay olmasıdır.

Ülkemiz linyit yatakları içinde en büyük potansiyele sahip Afşin-Elbistan Linyit Havzası düşük ısı değerine rağmen önemli enerji hammaddesi kaynaklarındandır. Kahramanmaraş ilinin Afşin ve Elbistan ilçeleri sınırları içerisinde yer alan havzada toplam 3,392 milyar ton linyit bulunmaktadır (Otto 1969). 344 MW gücünde 16 adet termik santral ünitesinin yakıt ihtiyacını karşılayabilecek kapasiteye sahip olan havzada halen 4 x 344 MW gücündeki Afşin-Elbistan (A) termik santrali 1984 yılından bu yana faaliyet göstermektedir. Afşin-Elbistan (B) termik santralinde ise deneme çalışmalarına başlanılmış o-

lup her iki santralin yakıt ihtiyacı da havzanın kuzey doğusunda yer alan Kışiaköy Açık İşletmesinden sağlanmaktadır (Şekil 1).



Şekil 1 Afşin-Elbistan havzasındaki sektörler

Bu çalışmada, 1981 yılından bu yana örtü-kazı ve üretim çalışmaları sürdürülen ve 2004 yılı sonu itibarı ile toplam 207,7 milyon ton linyit kömürü üretimi gerçekleştirilen Kışiaköy açık işletmesinin optimum ocak sınırları, güncelleştirilmiş teknik ve ekonomik veriler kullanılarak, yeniden incelenmiştir. Ayrıca, sahanın Koridor ve D Sektörü olarak adlandırılan kısımlarında üretim faaliyetlerine devam edilmesi durumunda, farklı kömür satış fiyatları için optimum ocak sınırlarının durumu ile Örtü-kazı oranı, elektrik satış fiyatı gibi planlamaya ilişkin diğer parametrelerde ne gibi değişiklikler olabileceği araştırılmıştır.

2 MATERYAL VE YÖNTEM

Açık ocak nihai sınırının belirlenmesi için hazırlanmış olan yöntemler, inceleme yapılacak sahanın bloklara ayrılması esasına dayanmaktadır. Uygun blok boyutları seçildikten sonra jeostatistik yöntemler ile bu bloklara, sondajlardan elde edilen veriler kullanılarak tenor, ısı değer, nem, kül vb. teknik parametreler atanır. Bu teknik değerler yardımıyla da blokların ekonomik değerlendirmeleri yapılır. Sınır tenorun altında bir tenöre sahip olan bloklara kazı maliyetleri negatif olarak, sınır tenorun üstünde kalan bloklara ise, içerdikleri cevherin kalitesine ve kazılabilirliğine bağlı olarak kar değeri pozitif olarak atanır. Optimum açık ocak sınırını belirlemek üzere hazırlanmış olan yöntemlerin amacı, üç boyutlu olarak ekonomik değerleri verilmiş olan bloklar içerisinden hangi blokların kazanılması ile maksimum kar elde edilebileceğinin belirlenmesidir. Maksimum

kar kavramı, ocak içerisindeki bloklardan birinin veya bir grubun kaldırılması ile oluşacak yeni ocağın karı, bir önceki blok grubunun kaldırılması ile elde edilebilecek kardan daha büyük olması, şeklinde açıklanabilir (Onur 1995).

Bu çalışmada Hustrulid & Kuchta (1995) tarafından geliştirilmiş olan ve 3 boyutlu pozitif hareketli koni algoritmasını esas alan bir yazılım kullanılmıştır. Araştırmacılar pozitif hareketli koni tekniğini, uygulamasının kolay olması ve farklı seçeneklerin denenmesine olanak sağlaması gibi özellikleri nedeniyle yaygın olarak kullanılmaktadırlar (Yıldız 1991, Yalçın & Saydam 1995, Onur 1995).

Sahada 1962-1967 yılları arasında MTA Genel Müdürlüğü tarafından gerçekleştirilen 255 adet karollu sondaja ait kuyu bilgileri kullanılmıştır. Bu sondajlardaki karot verimi %92 ile %96 arasında değişmektedir ve ortalaması %94'tür. Kuyu koordinatları, kömüre giriş ve çıkış kotları, ısı değer/kül içeriği değeri, kuyunun toplam derinliği gibi kuyu bilgilerini içeren veri dosyası oluşturulmuştur. Sahanın topografyası da yazılıma ayrı bir dosya olarak tanımlandıktan sonra, kriging yöntemi ile bloklara değerleri atanarak sahanın blok modeli oluşturulmuştur. Daha sonra yoğunluk, Örtü-kazı ve kömür üretim maliyetleri, her bir bloğun, üretim maliyeti ve parasal değeri dikkate alınarak, sahanın ekonomik modeli üretilmiştir. Son olarak yazılıma olası nihai şevlerin değişik yönlerdeki genel eğim açıları girilerek hareketli koni yöntemi ile optimum ocak sınırları elde edilmiştir.

İnceleme sahasındaki linyitler Ahmetçik formasyonu içerisinde yer almaktadır (Cicioğlu 2001). Linyit tabakasının kalınlığı 40 m ile 80 m arasında değişmekte olup genellikle yatay yödedir. Linyit tabakasının üzerinde ortalama kalınlığı 40 m olan killi linyitli/linyit izli ve bol gastropoda fosil kavkısı içeren gıda tabakası yer almaktadır. Linyit ve gıda ardalaşmasından oluşan seviyenin üzerinde yaklaşık 20-30 m kalınlığında mavi renkli kil seviyesi yer almaktadır. Mavi kil tabakasının üstünde sarı renkli, kum ve çakıl taşlı seviyelerde İçeren marn tabakası bulunur. Yüzeyle marn tabakası arasında ise, kahverengi renkli, üst seviyelerini bitkisel toprağın oluşturduğu çakıltaşı, kum, silt, kumulaşı, kireçtaşı ve kilden oluşan bir alüvyon tabakası bulunmaktadır. Alüvyonlar içerisinde yer yer ince banlar halinde çakıltaşı, kireçtaşı, kumtaşı ve tatlı su kalkerinden oluşan sert bir istif yer almaktadır. Bu sert tabakaları toplam örtü hacmi içerisindeki oranı %2,5 olmasına rağmen, işletmede kullanılan döner kepçeli kazıcılarla bu sert tabakaların kazılması mümkün olmadığı için, işletmede delme-patlatma çalışmaları da yapılmaktadır (Ural & Onur, 1994). Ayrıca gıda tabakasının basınçlı bir akifer özelliği göstermesi ve

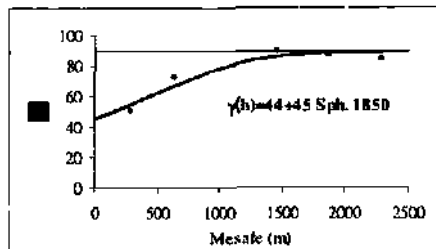
permeabilitesinin çok düşük olması nedeniyle drenaj çalışmaları da maden işletmeciliği ve üretim planlaması açısından büyük önem taşımaktadır.

3 ARAŞTIRMA BULGULARI

Araştırma bölgesi, Kışlaköy açık işletme sahası ile birlikte Koridor ve D sektörünü de kapsayacak şekilde seçilmiştir (Şekil 3). Saha 150m X 150m X 50m olacak şekilde bloklara ayrılmıştır. Blok boyutları, inceleme bölgesinin boyutlarının büyüklüğü göz önüne alındığında bilgisayar yazılımının kapasitesine göre optimum seçilmeye çalışılmıştır. Kömür kalitesine ilişkin parametre olarak kömürün ısı değeri ile kül içeriği arasındaki oran kullanılmıştır (Ural 1999). Sondaj verilerine ilişkin kompozit veri dosyası hazırlandıktan sonra sahanın blok modelini oluştururken kullanılacak olan variogramları elde etmek üzere, yine aynı paket içerisinde yer alan "VarIOc" adlı yazılım kullanılmıştır. Kompozit veri dosyasına ilişkin istatistik bilgileri Çizelge 1'de ve ısı değeri/kül parametresine ilişkin variogramı İse Şekil 2'de görülmektedir. Modelde üretilebilir olarak kabul edilebilecek en düşük ısı değeri/kül oranı 25'tir.

Çizelge 1. Veri dosyasına ilişkin kısa istatistik özeli

	Isıl Değer (Kcal/kR)	Kül oranı (% Kuru bazda)	Isıl değer/Kül oranı (Kcal / %)
Ortalama	1177	36,8	32,1
En küçük	847	22,3	19,6
En büyük	1670	50,0	65,2
Aralık	793	27,7	45,6
5 id. sapma	102	3,3	9,9
Varians	10404	10,9	98,0



Şekil 2. Isıl değer / kül oranı parametresine ilişkin variogram

Blok krigmg yöntemi ile 150 m X 150 m X 50 m boyutlarındaki bloklara ısı değeri/kül oranı değerleri atanarak sahanın blok modeli oluşturulmuştur. Sahada optimum açık ocak sınırlarını belirlemek üzere, her bir bloğun üretim ve kazı maliyetleri ile parasal değeri karşılaştırılarak, ekonomik model oluşturul-

muştur. İşletme projesinde kömürün yerinde yoğunluğu 1,25 t/m³ olarak alınmasına rağmen, 1984-2005 yılları arasında gerçekleşen üretim verileri, 'ne göre bu rakam 1,40 t/m olarak gerçekleşmiştir. Bu 'edenle seçenekler her iki yoğunluk değerine göre de değerlendirilmiştir. Nihai şev genel eğim açıları, işletmede halen uygulanmakta olan eğimler dikkate alınarak, 18,5° olarak alınmıştır.

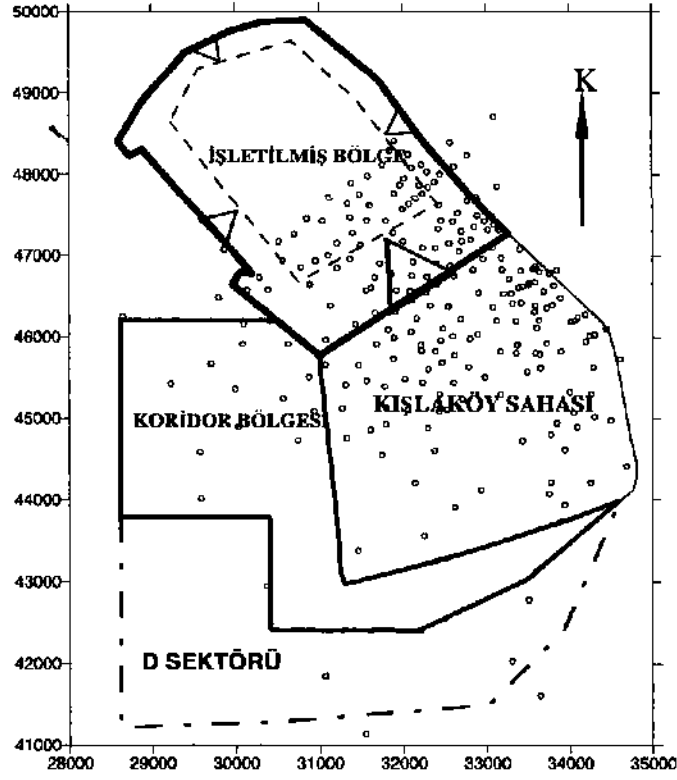
İlk aşamada, halen uygulanan mevcut proje değerleri ve ocak sınırları değerlendirilmiştir. İşletme projesine göre Kışlaköy sahasında toplam 466.030.000 m³ Üretilen linyit bulunmaktadır ve 01.01.2005 tarihi itibarı ile bu miktarın 147.400.000 m³'ü üretilmiştir. Kışlaköy sahasında henüz işletmeye alınmamış olan bölgede fiili işletme parametreleri dikkate alınarak kurulan modele göre, linyit satış fiyatı 6,85 YTL ve yoğunluğu 1,4 t/m³ kabul ederek, optimum ocak sınırlarında önemli bir değişiklik olmamıştır (Çizelge 2).

Daha sonra kömür satış fiyatının aşamalı olarak artırılması durumunda optimum ocak sınırlarının önce Koridor bölgesini ve daha sonra da D sektörünü içine aldığı görülmüştür (Şekil 3).

4 SONUÇLAR

Bu çalışmadan elde edilen sonuçlar aşağıda verilmiştir.

- Teknik ve ekonomik parametrelerin işletmede gerçekleşen fiili değerleri dikkate alınarak hazırlanan birinci seçenekte üretilebilecek kömür miktarının, yoğunluğunun değişmesi nedeniyle, %12 oranında arttığı görülmüştür. Örtü kazı oranı ise 2,26 m³/ton değerine İnmıştır.
- Kömür satış fiyatının 8,41 YTL/ton ve yoğunluğunun 1,4 ton/m³ olarak alındığı ikinci seçenekte, optimum ocak sınırları koridor bölgesini içine alacak şekilde genişlemiş ve üretilebilecek kömür miktarı %67 oranında artmıştır. Ancak örtü-kazı oranı da %10 oranında artarak 2,26 m³/ton değerinden 2,49 nrVton'a yükselmiştir. Tahmini elektrik üretim maliyeti ise %8 artmıştır.
- Kömür satış fiyatının 14,77 YTL/ton ve yoğunluğunun 1,4 ton/m³ olarak alındığı seçenekte ise, optimum ocak sınırları D Sektörünün de bir kısmını içine alarak üretilebilecek kömür miktarı, ikinci seçeneğe göre, %37 oranında artmıştır. Örtü-kazı oranı da %13 oranında artarak 2,49 m³/ton değerinden 2,8! nrVton'a yükselmiştir. Tahmini elektrik üretim maliyeti ise %30 artmıştır.



Şekil 3. Farklı kömür satış fiyatlarına göre Kışlaköy açık işletmesinin olası ocak sınırları

Çizelge 2. Farklı seçeneklere göre üretilebilecek linyit ve örtü kazı miktarları

	MEVCUT OCAK SINIRLARI		KORİDOR BÖLGESİ DAHİL		KORİDOR+ D SEKTÖRÜ DAHİL	
	*PROJE DEĞERLERİ	**FİİLİ DEĞERLER	*PROJE DEĞERLERİ	* FİİLİ DEĞERLER	*PROJE DEĞERLERİ	**FİİLİ DEĞERLER
Linyit yoğunluğu (ton/m ³)	1,25	1,40	1,25	1,40	1,25	1,40
Üretim miktar (m ³)	118.600.000	318.600.000	532.000.000	532.000.000	731.000.000	731.000.000
Üretim miktar (ton)	8.250.000	446.040.000	665.000.000	744.800.000	913.750.000	1.023.400.000
Örtü-kazı miktar (m ³)	1.008.000.000	1.008.000.000	1.850.625.000	1.850.625.000	2.871.225.000	2.871.225.000
Örtü-kazı oranı (m ³ /ton)	2,53	2,26	2,78	2,49	3,14	2,81
Linyit satış fiyatı (YTL/ton)	7,07	6,85	9,13	8,41	16,20	14,77
Elektrik üretim maliyeti (Ykr\$/kWh)	4,44	4,38	4,82	4,73	6,45	6,14

*Bu seçenek fizibilite projesinde öngörülen rakamlara n'ire değerlendirilmiştir.

** Bu seçenek fiili olarak gerçekleşen rakamlara göre değerlendirilmiştir

TEŞEKKÜR

Bu çatışma için maddi destek sağlayan Çukurova Üniversitesi, Bilimsel Araştırma projelen Destekleme Fonu' na (MMF2003YL51) ve teknik destek sağlayan EÜAŞ, AEL İşletme Müdürlüğü yetkililerine teşekkür ederiz.

KAYNAKLAR

- Cicioğlu, E., 2001; Çözümler Kışlaköy (Afşin- Elbistan) linyitlerinin jeokimyasal özelliklerinin incelenmesi. *Doktora Tezi. Hacettepe Üniversitesi, Ankara.*
- Dowd, P.A., Onur, A.H., 1993; Open pit optimization-part I: optimal open pit design, *Trans. IMM., Section A*, 102, A95-104.
- Hustrulid, W., Kuchla, M., 1995; Open pit mine planning and design. *Volume 2- CSMine software package*, Rotterdam, A.A. Balkema.
- Koenigsberg, E., 1982; The optimum contours of an open pit mine: Application of dynamic programming, *17th APCOM. Soc. Min. Eng., AIME*, April 19-22, pp, 274-287,
- Korobov, S., 1974; The influence of parameters of a block model upon the optimal open pit limits. *12th APCOM*, Colorado School of Mines, Colorado.
- Lerchs, H., Grossman, I.F., 1965; Optimum design of open pit mines, *CIM Bulletin*. 58:47-54.
- Onur, A.H., 1995; Açık işletmelerde nihai sınır tesbitinde yeni bir yöntem: Düzeltilmiş Korobov algoritması, *Türkiye 14. Madencilik Kongresi*, 269-275.
- Otto, G., 1969; Afşin-Elbistan lignite deposit feasibility report, *Dr. Ing. Otto Gold GmbH Consulting Engineers*, Köln, Germany.
- Ural, S., Onur, A.H., 1994; Determination of quaternary strata diggability with bucket wheel excavators. *Mine planning and equipment selection*, Istanbul, A.A. Balkema. 495-499.
- Ural, S., 1999; Afşin-Elbistan linyitlerinin sınıflandırılarak termik santralin performansı üzerindeki etkilerin araştırılması. *Doktora Tezi, Çukurova Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Adana.*
- Ünal, A., Yalçın, E., 1989; Açık ocak nihai sınırlarının bilgisayar destekli tasarımı ve Ban Kef krom yatağına uygulanması, *T. Maden. Bil. ve Teknik II. Kong.*, 1-19.
- Yalçın, E., 1991; Açık işletme dizaynı için üç boyutlu dinamik programlama tekniği. *Madencilik*, 30, 2,21-27.
- Yalçın, E., Saydam, S., 1995; Optimum nihai açık işletme sınırlarını bulan optimizasyon tekniklerinin karşılaştırılması, *Türkiye 14. Madencilik Kongresi*. 263-268.
- Yıldız, N., 1991; Uygun açık işletme sınırının belirlenme yöntemleri. *Madencilik*. 30, 1,5-12.

Dragline Yığın Kümesi Tasarımı İçin Bilgisayar Destekli Bir Yaklaşım

B. Erdem & S. Şahin

Cumhuriyet Ün iversitesi. Sivas, Türkiye

Z. Duran

Maden Yüksek Mühendisi, Sivas, Türkiye

ÖZET: Bu çalışma, yerüstü kömür ocaklarında kullanılan dragline'lann örtü kazı prensiplerini bilgisayarda benzetmeye (simülasyon) adanmıştır. Bu amaca yönelik olarak bir bilgisayar destekli tasarım paketi ile çalışılmıştır. Çalışma kapsamında üç temel dragline Örtü kazı işlemi benzetilmiştir. Bunlar; ilk çukur (*boxcut*) açılması, direkt döküm uygulaması ve enli dilim çalışmasıdır. Yığın oluşturma işlemlerinin belirli bir yay boyunca yapılması gerektiği bilinciyle, programda belirli açisal aralıklarla oluşturulan konik kümeler birleştirilerek, yaysal (curvilinear) yığınlar elde edilmiştir. Çalışmanın dayandırıldığı temel konulardan bir tanesi "örtüşen koniler" problemdir. Her dilimde setler boyunca (dragline ilerleme doğrultusu boyunca) ve dilimler boyunca (ocak ilerleme doğrultusu boyunca) yığın geometrisinin Örtüşen konilerden nasıl etkilendiği incelenmiştir. Sonuçta, dragline ilerleme doğrultusu boyunca yığın kümeleri, başlangıçtan yaklaşık 7-8 set sonra duraylılık kazanmakta ve sabit bir geometriye ulaşmaktadırlar. Ocak ilerleme yönü boyunca da benzer durum gözlenmektedir ve İlk dilimden 4-5 dilim sonra yığın geometrileri sabitlenmektedir.

ABSTRACT: This study is devoted to the simulation of overburden stripping principles of draglines, which are employed in opencast mines. Towards reaching this objective a computer aided design package is utilized. Within the scope of the study three fundamental dragline stripping techniques are simulated, namely; boxcut opening, direct side casting and extended benching practices. We are conscious that spoil piles should be constructed along curves, conical piles are united with predetermined angular distance between peaks to form curvilinear spoil ridges. A major theme upon which the study is based is the problem of "overlapping cones". Influence of overlapping cones on spoil geometry is traced and analyzed along the directions of both dragline advance and mining advance. It is observed that spoil geometry along dragline advance direction is stabilized after 7-8 sets (cuts). A similar behavior is presented along mining advance, as well. Here, stabilization in spoil geometry is achieved fourth or fifth block.

1 GİRİŞ

Dragline'lar, teknik ve ekonomik yönden oldukça avantajlı kazı araçlarıdır. Ancak malzeme nakliyatını, sahip oldukları kısıtlı uzunluktaki kolları ile yapmakta ve malzemeyi her durumda gerekli olan noktaya dökemeyebilmektedirler. Ayrıca paşanın kazı sırasında belirli oranda kabarması, döküm alanının, bakır halde bulunduğu alandan daha büyük olmasını gerektirmektedir. Ancak gerçek uygulamada bunun tersi görülmektedir. Yığınlar dilime doğru kaymakta ve pasa için kullanılacak alan daha da küçülmektedir, Verim düşüklüğü anlamına gelecek olan tekrar kazıdan kaçınabilmenin yolu pasa kümelerini yerleştirmek için bırakılan alanın en etkin şekilde kullanılmasıdır. Konik olarak yığılan kümeler çok yüksek

olduklarında, duraylılık problemlerini de beraberinde getirmektedirler. Ancak yaysal kümeleme tipinde pasa için ayrılan dilimin büyük bölümü pasa ile doldurulabilmektedir.

Bu nedenle çoğu dragline operatörü kılavuz paşasını, geniş bir yay üzerinde dönerek önceki yığının tepesi üzerine bırakmaktan çok, bitişikteki dilim içine, eski şeve yakın olacak şekilde dökmektedir. "Lagging" olarak bilinen bu yöntem sayesinde dönüş açıları ve tur süresi en aza indirgenmektedir.

Uygulamada iki farklı metot gözlemlenmiştir (Erdem, 1996; Duran 2000). Bunların ilki olan ve daha düşük verime sahip yöntemde pasa, sürekli olarak sabit bir zirve noktasına dökülmekte ve malzemenin konik yığınlar halinde kümelenebilmesi ile sonuçlanmaktadır. İkinci yöntemde kol, her turda

ancak gerekli en düşük yay boyunca dönmekte ve pasa, yaysal bir sırt çizgisi boyunca depolanmaktadır. Sonuçta oluşan yığın kümeleri de yaysal olarak oluşmaktadır (Cook & Lappi, 1979).

Bu iki pasa döküm metodundan ikincisi, ilkinin göre iki bakımdan üstündür. Birincisi, dönüş açılan, en kısa tur süreleri ve en yüksek verimlilik ile sonuçlanacak şekilde, en aza indirgenmektedir. İkinci olarak, bu yöntem ile yığın için ayrılan hacim daha verimli olarak kullanılmaktadır. Bu gözlemler hemen tüm çalışma durumları için geçerlidir.

Yukarıda verilenlerin ışığında çalışmanın amacı, ..çık kömür işletmelerinde örtü kazı ve/veya kömür çıkartılması için dragline kullanıldığı durumda, yığın kümelerinin oluşturulması ve pasa döküm metodlarının üç boyutlu modelienmesi ve bilgisayar destekli tasarım paketleri aracılığıyla görsel boyut kazandırılması olarak belirlenmiştir.

2 TEKİL KONİK DÖKÜM İLE YAYSAL KONİK DÖKÜMÜN KARŞILAŞTIRILMASI

Çalışmaya temel oluşturan yaklaşımlardan birisi yığın kümelerinin tekil olarak değil de, yaysal olarak oluşturulmasının dilim geometrisi açısından avantajlı olduğudur. İlgili dragline literatüründe de (Cook and Kelly, 1976) bahsedilen bu önermeyi ispatlamak için tipik bir pasa bloğu, tekil bir yığın kümesi ile örtüşen yığın kümelerinin dragline döküm yöntemlerine uygun olarak yaysal olarak oluşturulduğu iki seçenekte dökülmüştür (Şekil 1).

Blok ve tekil yığın kümesi boyutları Çizelge 1 *de verilmiştir. Buna göre yerinde 60000 m³ hacim kaplayan pasa bloğu, 85 m çalışma yarıçapına sahip bir dragline tarafından kazılıp tek bir yığın kümesi oluşturulacak şekilde döküldüğünde 84000 m³ hacme ulaşmasına karşın, geometrik şekli gereğince. İçine sığabileceği kutunun (bounding box) hacmi ise 320857 m³ olmaktadır. Dolayısıyla bu kutunun hacimsel kullanım oranı %26 civarındadır ki, %75'lik kısmın kullanılmadığı ortaya çıkmaktadır.

Tekil yığın kümesi



Pasa bloğu



Yaysal yığın kümesi

Şekil 1 Tekil ve yaysal konik yığınlar

Çizelge 1 Blok ve tekil yığın kümesi boyutları

Pasa Bloğu	Tekil Yığın Kümesi		
Uzunluk	30 m	Taban yarıçapı	48.567 m
Genişlik	50 m	Yükseklik	34,007 m
Derinlik	40 m	Yığın sev açısı	35°
Yerinde hacim	60000 m ³	Yığın hacmi (koni)	84000 m ³
Kabarma yüzdesi	40	Çevreleyen kulu hacmi	320857 m ³
Kabarmış hacim	84000 m ³	Alan kullanım oranı	% 26.18

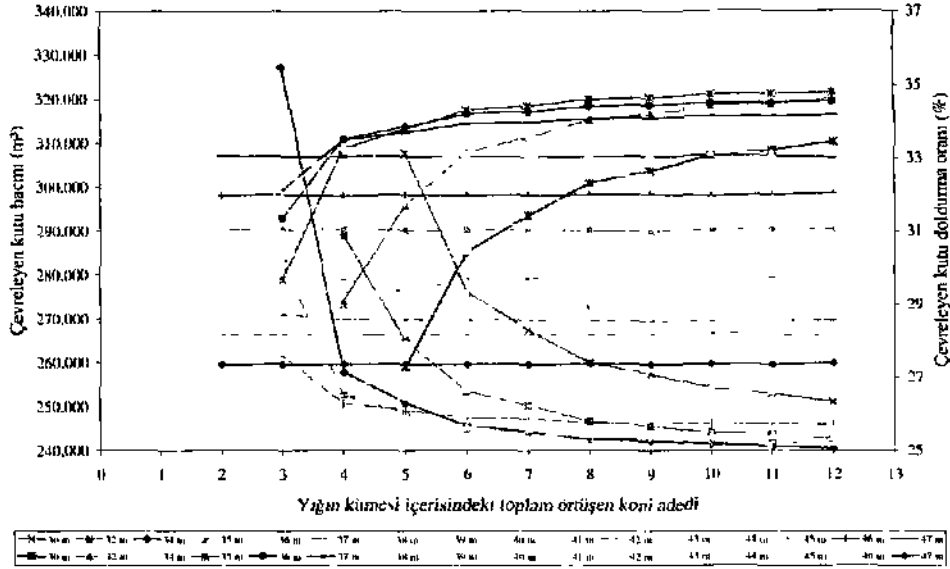
Çalışmanın başlangıç bölümü, yaysal döküm yönteminin daha yüksek alan kullanım oranı ile sonuçlanabileceğinin gösterilmesi olduğundan, bir dizi hesaplama yapılmıştır. Buna göre; kabarmış hacmi tekil yığın kümesine eşit olan ancak daha kısa taban yarıçaplı örtüşen kümeler tarafından oluşturulan yaysal yığınların sığabileceği çerçeve kutulardaki kullanım oranları araştırılmıştır. Sonuçta yaysal yığınlar, taban yarıçapları 47 m-30 m arasında azalarak değişen tekil kümelerden oluşmaktadır. Elde edilen sonuçlar Şekil 2'de verilmiştir.

Sonuçlar iki açıdan irdelenmelidir, bunlar:

- Herhangi bir yaysal yığın kümesi içerisindeki örtüşen konilerin sayısı arttıkça çevreleyen kutu hacmi azalmaktadır. Yığını oluşturan koni sayısındaki artış, koni tepe noktaları arasındaki mesafeyi azalttığından etekier çevresinde kalan kullanılmayan hacimler de azalmaktadır. Buradaki önemli nokta alan kullanım oranının da, koni sayısına paralel olarak artmasıdır. Herhangi bir yaysal yığın kümesi içerisindeki örtüşen konilerin taban yarıçapındaki azalma ile çevreleyen kutu hacmi azalmaktadır. Ancak bu durum belirli bir yarıçap seviyesine kadar meydana gelmekte ve yarıçaptaki ileri azalmalar, çevreleyen kutu hacminin artmasına yol açmaktadır. Alan kullanım oranı da, benzer şekilde, üst limitten azalan taban yarıçapı ile artmakta ancak belirli bir değerden sonra,

azalmaktadır. Bunun nedeni ise, başlangıçta, koni taban yarıçapındaki azalmaların, yaysal yığın kümesinin X eksenı boyunca yayılım azalmasının Y eksenı üzerindeki yayılım artışından fazla olmasıdır. Dolayısıyla çevreleyen kutu taban alanı azaldığından, hacim de azalmaktadır ki, bu, alan kullanım oranını

artıracaktır. Ancak belirli bir yarıçapı değerinden sonra durum tersine dönmekte ve X eksenindeki marjinal azalma Y eksenı boyunca olan artıştan daha küçük olmaktadır. Böylece çevreleyen kutu taban alanı ve hacmi artmakta, alan kullanım oranı azalmaktadır.



Şekil 2 Yaysal konik yığınların alan kullanım oranları

Sonuç olarak en iyi döküm yöntemi, yaysal yığınların en yüksek alan kullanım oranına sahip olacağı konfigürasyonda oluşturulmasından geçmektedir. Böylece harman tarafındaki kısıtlı döküm alanı daha verimli olarak kullanılmış olacaktır. Bu durum somut bir örnekle açıklanacak olursa, tekil yığın kümesi durumunda ~%26 olan kullanım oranı, yaysal döküm durumunda ~%35 seviyesine çıkmıştır. Ayrıca yığın kümesi yüksekliği de 34 m'den 27 m'ye düşürülmüştür. Bu konu kaim dilimlerin kazıldığı durumda duraylılık açısından çok kritik olabilir.

3 BOXCUT MODELLEME ÇALIŞMALARI

Ocağın örtü kazı çalışmaları, dolayısıyla bunların bilgisayar ortamında modellenmesi, başlangıçta açılması gereken boş bir çukur ile başlamak durumundadır. Bunun için aşağıda verileri bulunan bir dragline seçilmiş ve uygun bir başlangıç çukuru geometrisi araştırılmıştır.

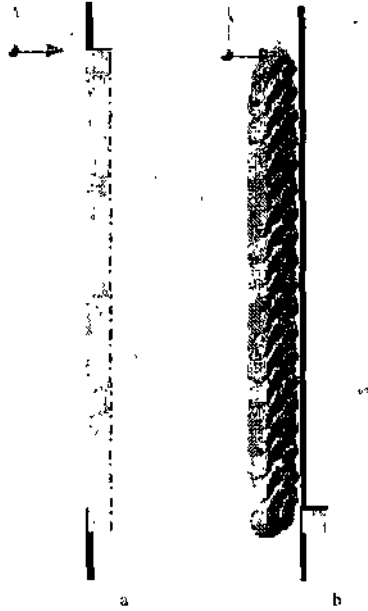
Gerçekleştirilen beş deneme sonucunda dilim geometrisi değerleri aşağıdaki gibi belirlenmiştir. Ocağın boxcut kazısından önceki görüntüsü Şekil 3a'da verilmiştir.

Set mesafesi	= 50 m
Pasa kalınlığı	= 20 m
Boxcut taban genişliği	= 55 m
Dilim şev açısı	= 60 derece
Kabarma yüzdesi	= % 40

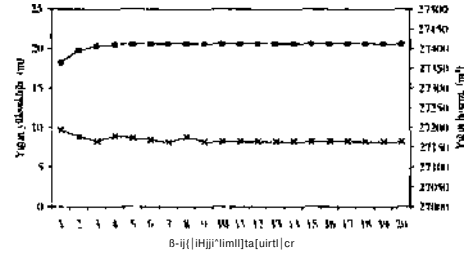
Kanal ve dilim kazısından çıkan tüm pasa yan tarafa bir yay boyunca yığılarak, her set için kanal ve dilim olmak üzere iki yığın kümesi oluşturulmuştur. Ardışık setlerin kazısı ve dökümünden sonra oluşan ocak profili Şekil 3b'de görülmektedir.

Çalışmanın esasını oluşturan araştırma konularından bir tanesi dragline ilerleme yönü (-Y doğrultusu) boyunca kaç adet sel kazıldıktan sonra

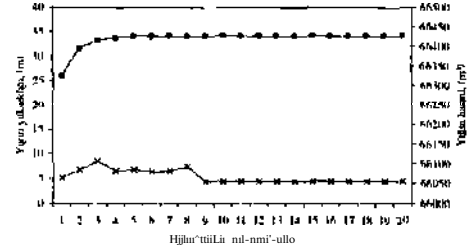
Yığın kümelerinin duraylı bir geometriye kavuşacağıdır. Başlangıç setinden ilman kanal paşası yandaki boşluğa dökülmekte ve küme oluşmaktadır. Ancak dilim kümesi oluşturulurken, bu pasa kanal kümesinin ardına döküldüğünden önceki gibi serbest bir yığın oluşmamakla ve örtüşen kümeler problemi belirlemektedir. Dolayısıyla oluşan yarım küme, öncekilerle aynı hacme sahip olmasına karşın, daha dar bir alana sıkışmak zorunda olduğundan daha yüksektir. Bu problem, ardışık setlerden kazılan malzemenin, yığın tarafında birbirini örtecek şekilde dökülmesi ile büyümektedir. Dolayısıyla, dragline ve ocak boyutlarının etkileşimine bağlı olarak daha yüksek yığın kümeleri oluşmaktadır. Ancak başlangıçtan itibaren belirli bir setten sonra yığın kümeleri geometrik olarak duraylılık kazanmaktadır. Birinci denemede 8. setten sonra bu duraylılığa erişilmiştir. Bu durumun kanal ve dilim yığınları bazındaki verisi ise Şekil 4 ve 5'te verilmiştir.



Şekil 3 Açılan boxcut için başlangıç ve bitiş durumları



Şekil 4 Boxem kazısında ardışık kanal yığını yüksekliklerinin anması



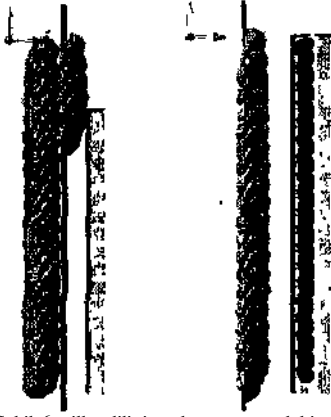
Şekil 5 Boxcut kazısında ardışık dilim yığını yüksekliklerinin anması

4 DİREK YANA DOKUM MODELLEME ÇALIŞMALARI

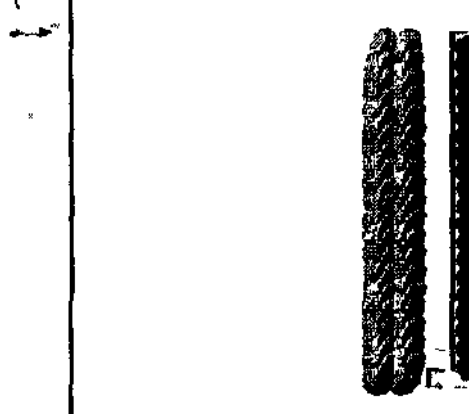
Önceki bölümde optimum geometrisi oturtulan boxcut modellendikten sonra aynı dragline ile direk döküm moda İlenmesine geçilmiştir. Burada da amaç, hem belirli bir dilimdeki setler boyunca (ilgili şekillerde Y yönü), hem de ocak İlerleme doğrultusu boyunca ardışık dilimlerde (ilgili şekillerde X yönü) yığın kümelerinin geometrik olarak duraylılık kazanacağı noktayı önceden kestirmeye yönelik doneler elde etmek olarak belirlenmiştir.

Boxcut açıldıktan sonra, dilimler için aşağıdaki veriler kullanılmış olup ocağın kazı sırasındaki ve kazıdan sonraki görüntüleri, birinci dilimden 13. dilime kadar Şekil 6 ve 8'de verilmiştir.

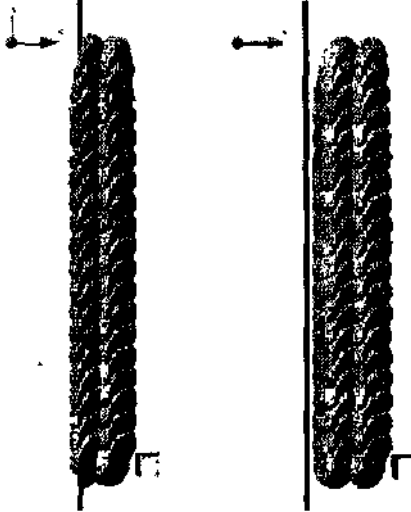
Set mesafesi	= 50 m
Pasa kalınlığı	= 20 m
Dilim genişliği	= 65 m
Dragline çalışma yarıçapı	= 8X m



Şekil 6 ilk dilim kazı sırasındaki ve sonrasındaki durumu

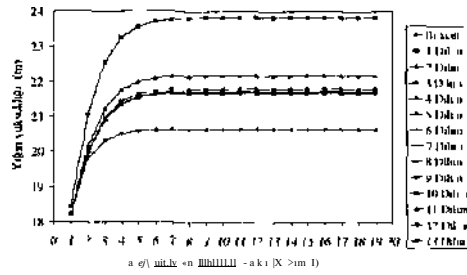


Şekil 8 OnuğunLU dilimin kazısı sonrasındaki durum

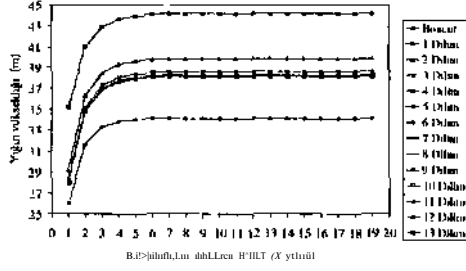


Şekil 7 İkinci ve uçümü dilimlerin kazı sonrasındaki durumu

Kanal ve dilimden kazılan malzeme ile oluşturulan yığın kümelerinin geometrik durayılık kazanabilmesi için kal edilmesi gereken set adedini belirlemek amacıyla tüm dilimler ve bu setler boyunca oluşan kanal ve dilim yığın tepelerinin yükseklikten helırlenmiştir Şekil 9 ve 10'ud öd X ve Y yonlerindeki duraysızlıklar betimlenmekledı



Şekil 9 Kanal paşası yığını geometrisinin setler (X yonu) ve dilimler (Y yonuj boyunca duraysızlıđı



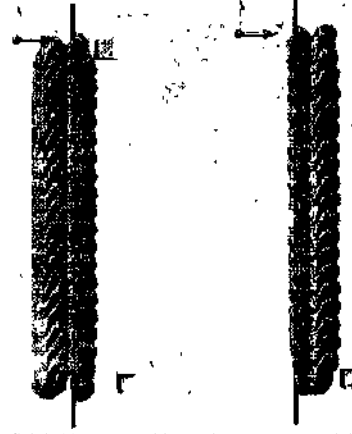
Şekil 10 Dilim paşası yığı geometrisini gösteren (X yönü) ve dilimler (Y yönü) boyunca duraysızlığı

Yukarıdaki şekillerden iki önemli sonuç çıkarılmaktadır, bunlar:

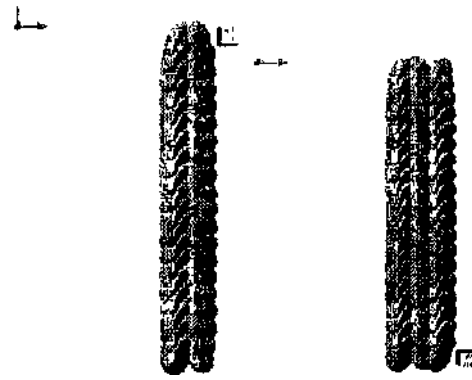
- Kanal ve dilim yığınlarının her ikisi için de geçerli olmak üzere yığın yükseklikleri, hacimler aynı olmasına rağmen, tüm dilimler boyunca aynı davranışı sergilemekte ve yaklaşık 6. sete kadar yükselmekte ve bu setten sonra durmaktadır. Bunun nedeni başlangıçtaki set paşasının boş alana dökülmesi, takip eden set malzemelerinin yığılması için ise bu kadar boş alan bulunamamasıdır (örtüşen koniler problemi). Dolayısıyla, yükseklik dengelenmesi ancak 6. setten sonra sağlanabilmektedir.
- Yine kanal ve dilim yığınlarının her ikisi için de geçerli olmak üzere yığın yükseklikleri, hacimler aynı olmasına rağmen, dilimler arasında aynı davranışı sergilemekte ve 4. dilime kadar yükselmekte ve bu dilimden sonra durmaktadır. Bunun nedeni de ilk dilim paşasının boş alana dökülmesi, takip eden dilim malzemelerinin yığılması için ise bu kadar boş alan bulunamamasıdır (örtüşen koniler problemi). Dolayısıyla, yükseklik dengelenmesi ancak 4. dilimden sonra sağlanabilmektedir.

4.1 Geri dönmümlü direk yana döküm modeli çalışmalarını

Dragline'in uzun bir paşa bloğunun kazısını tamamladıktan sonra hemen arkadaki blok başına yürümesini, dolayısıyla bu sırada meydana gelen /aman kaybını engellemek amacıyla S şekilli (horseshoe) yöntemini kullanmasının, yığın kümeleri geometrisi üzerindeki etkisi araştırılmıştır. Dilimler için aynı veriler kullanılmış olup, dilim kazısı sonraki görüntüleri Şekil 11 ve 12'de verilmiştir.

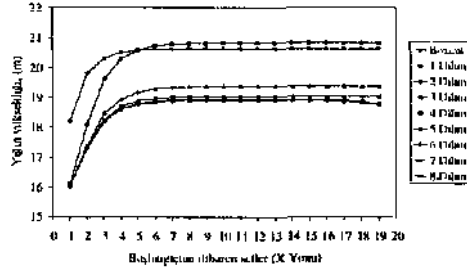


Şekil 11 Birinci dilimin kazısı sonrasındaki durum

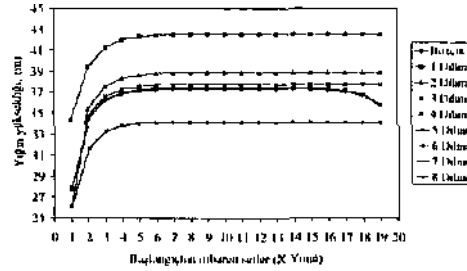


Şekil 12 Yedinci ve sekizinci dilimlerin kazısı sonrasındaki durum

Kanal ve dilimden kazılan malzeme ile oluşturulan yığın kümelerinin geometrik duvarlılık kazanabilmesi için kat edilmesi gereken set adedini belirlemek amacıyla tüm dilimler ve bu setler boyunca oluşan kanal ve dilim yığın tepelerinin yükseklikleri belirlenmiştir. Şekil 13 ve 14'te X ve Y yönlerindeki duraysızlıklar betimlenmektedir.



Şekil 13 Kanal paşası yığıcı geometrisinin setler (X yönü) ve dilimler (Y yönü) boyunca duraysızlığı



Şekil 14 Dilim paşası yığıcı geometrisinin setler (X yönü) ve dilimler (Y yönü) boyunca duraysızlığı

Aşağıdaki çizelge ve şekillerden iki önemli sonuç çıkarılmaktadır, bunlar:

- Kanal ve dilim yığınlarının her ikisi için de geçerli olmak üzere yığın yükseklikleri, hacimler aynı olmasına rağmen, tüm dilimler boyunca aynı davranışı sergilemekte ve 6. sete kadar yükselmekte ve bu setten sonra duraylanmaktadır. Bunun nedeni başlangıçtaki set paşasının boş alana dökülmesi, takip eden set malzemelerinin yığılması için ise bu kadar boş alan bulunamamasıdır (Örtüşen koniler problemi). Dolayısıyla, yükseklik dengelenmesi ancak 6. setten sonra sağlanabilmektedir.
- Yine kanal ve dilim yığınlarının her ikisi için de geçerli olmak üzere yığın yükseklikleri, hacimler aynı olmasına rağmen, dilimler arasında aynı davranışı sergilemekte ve bu dilimden sonra duraylanmaktadır. Bunun nedeni de ilk dilim paşasının boş alana dökülmesi, takip eden dilim malzemelerinin yığılması için ise bu kadar boş alan bulunamamasıdır (örtüşen koniler

problemi). Dolayısıyla, yükseklik dengelenmesi ancak 5. dilimden sonra sağlanabilmektedir.

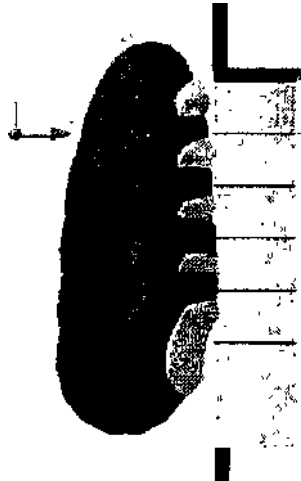
5 ENLİ DİLİM MODELLEME ÇALIŞMALARI

Çalışmalar, öncekinden bağımsız bir boxcut geometrisinin çeşitli denemelerden sonra oturtulmuş lyla model lenmiş, daha sonra da enli dilim modellemesine geçilmiştir. Burada da amaç, hem belirli bir dilimdeki seller boyunca (ilgili şekillerde Y yönü), hem de ocak ilerleme doğrultusu boyunca ardışık dilimlerde (ilgili şekillerde X yönü) yığın kümelerinin geometrik olarak duraylılık kazanacağı noktayı Önceden kestirmeye yönelik veriler elde etmek olarak belirlenmiştir.

5.1 Boxcut modelleme çalışmaları

İlk denemede aşağıdaki veriler kullanılmış olup ocağın boxcut kazısından sonraki görüntüsü Şekil 15'de verilmiştir.

Set mesafesi	= 40 m
Pasa kalınlığı	= 30 m
Boxcut taban genişliği	= 60 m
Dilim şev açısı	= 60 derece
Kabarma yüzdesi	= % 40



Şekil 15 İlk boxcut denemesinde yığınlar giderek setin üzerine yığılmaya başlıyor

İlk boxcut kazısında 3. kılavuz ve 3- anadilim yığınlarının açılan boxcut boşluğuna dökülme eğiliminde olduğu görülmüştür. Dolayısıyla, dilimin

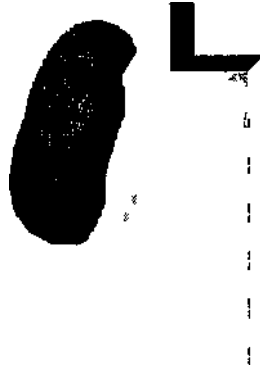
ilerleyen sellerinde yığın kümeleri, boxcul çukuruna dökülme eğilimim artıracığından bu deneme terkedilmiştir

İkinci denemede set mesafesi 35 m'ye düşürülmüş ancak I kılavuz yığınının anadilim bloğu uzene yığılma eğiliminde olduğu görülmüş ve bu denemeye devam etmekten vazgeçilmiştir (Şekil 16)



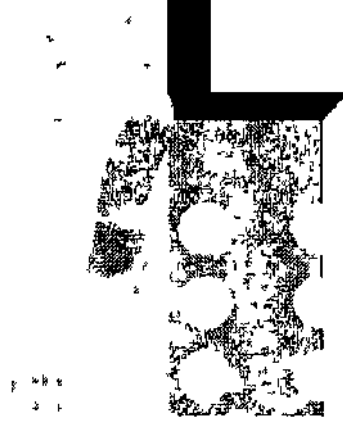
Şekil 16 İkinci boxcut denemesinde ilk setin kılavuz yığını selin uzene yığılma eğiliminde

Üçüncü denemede boxcut tabanı 55 m'ye düşürülmüş ancak kazı esnasında kılavuz yığınının anadilim bloğu uzene yığılma eğiliminde olduğu görülmüştür. Dolayısıyla başka bir denemeye geçilmiştir (Şekil 17)



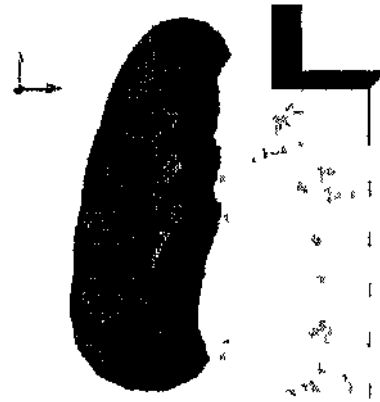
Şekil 17 Üçüncü boxcut denemesinde yığılma çukura dökülme eğiliminde

Dördüncü denemede set mesafesi 30 m'ye düşürülmüş ancak kazı esnasında kılavuz yığınının anadilim bloğu uzene yığılma eğiliminde olduğu görülmüştür. Dolayısıyla başka bir denemeye geçilmiştir (Şekil 18)



Şekil 18 Dördüncü boxcut denemesinde yığınlar çukura dökülme eğiliminde

Beşinci denemede boxcut tabanı 55 m ve sel mesafesi 30 m olarak alınmış ve bu değerlerle yapılan denemelerde yine kılavuz yığınının anadilim blokları uzene yığılma eğiliminde olduğu görülmüş ve dolayısıyla da başka bir denemeye geçilmiştir (Şekil 19)

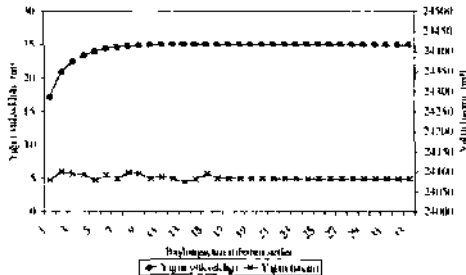


Şekil 19 Beşinci boxcut denemesinde yığınlar yine çukura dökülme eğiliminde

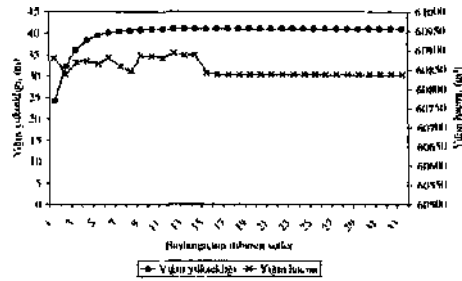
Altıncı denemede taban genişliği 50 m ve set mesafesi 30 m olarak alınmış ve bu değerler kullanılarak yapılan modellemede, optimum yığın tasarımı sağlanabilmiştir (Şekil 20). Ancak örtüşen koniler problemi kaçınılmaz olduğundan, kanal ve dilim yığın duray (ılığ) ancak 8. sette sağlanabilmiştir. Bu durum Şekil 21 ve 22'de görülebilir.



Şekil 20 Altıncı boxent denemesinde yığın optimizasyonu sağlanmıştır



Şekil 21 Kanal paşası yığını geometrisinin seller (X yönü) ve dilimler (Y yönü) boyunca duraysı/ılığı

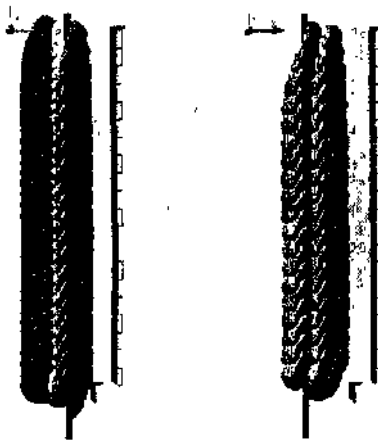


Şekil 22 Dilim paşası yığını geometrisinin seller (X yönü) ve dilimler (Y yönü) boyunca duraysı/ılığı

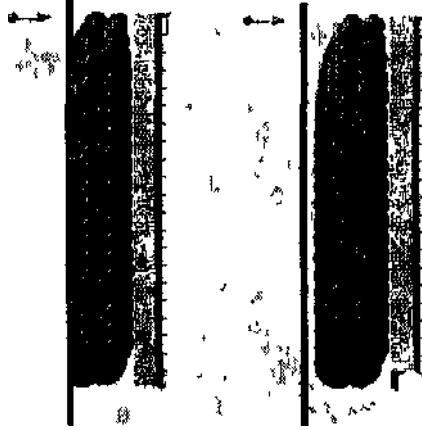
5.2 Enli dilim modelleme çalışmaları

Boxcut açıldıktan sonra, dilimler için aşağıdaki veriler kullanılmış olup ocağın kazı sırasındaki ve kazıdan sonraki görüntüleri, birinci dilimden 16. dilime kadar Şekil 23, 24 ve 25'te verilmiştir.

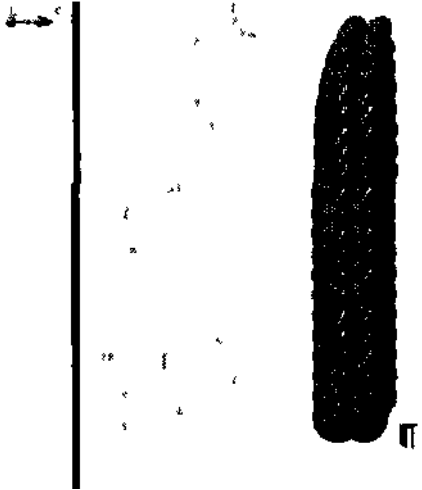
Set mesafesi	= 50 m
Pasa kalınlığı	= 30 m
Dilim genişliği	= 60 m
Dilim şev açısı	= 60 derece
Kabarma faktörü	= %40
Dragline çalışma yarıçapı	= 92 m



Şekil 23 Enli dilim modelinde birinci ve ikinci dilimlerin kazısı sonrasındaki durum

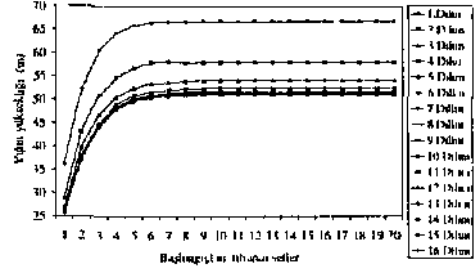


Şekil 24 Enli dilim modelinde üçüncü ve dördüncü dilimlerin kazısı sonrasındaki durum

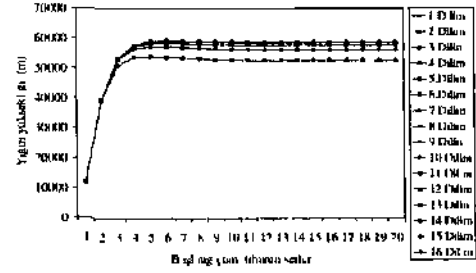


Şekil 75 Enli dilim modülünde onalınçı dilimin kazısı sonrasındaki durum

Kamil ve dilimden kazılan malzeme ile oluşturulan yığın kümelerinin geometrik duraylılık kd/anahılması için kat edilmesi gereken set adedini belirlemek amacıyla tüm dilimler ve bu seller boyunca oluşan kanal ve dilim yığın tepelerinin yükseklikleri belirlenmiştir *şekil 26 ve 27'de X ve Y yonlarındaki duraysızlıklar gösterilmektedir



Şekil 26 Enli dilim modelinde yığın yüksekliğinin seller (X yonu) ve dilimler (Y yonu) boyunca duraysızlığı



Şekil 27 Enli dilim modelinde tekrar kazı hacminin seller (X yonu) ve dilimler (Y yonu) boyunca duraysızlığı

Yukarıdaki çizelge ve şekillerden iki önemli sonuç çıkartılmaktadır, bunlar

- Yığın yükseklikten ve tekrar kazı hacimleri, setteki hacimler aynı olmasına rağmen, tüm dilimler boyunca aynı davranışı sergilemekte ve yaklaşık 5 selete kadar yükselmekte ve bu setten sonra duraylanmaktadır Bunun nedeni başlangıçtaki set paşasının boş alana dökülmesi, lakıp eden sel malzemelerinin yığılması içm ise bu kadar boş alan bulunamamasıdır (oituşen koniler problemi)
- Yığın yükseklikleri, hacimler aynı olmasına rağmen, dilimler arasında aynı davranışı sergilemekte ve 3 dilime kadar düşmekte ve bu dilimden sonra duraylanmaktadır Bunun nedeni de ilk dilim paşasının boş alana dökülmesi, takıp eden dilim mal/cıncınlennin yığılması içm ise bu kadar boş alan bulunamamasıdır (oituşen koniler problemi) Tersine, lekiar kazı hacimleri, ıkıntı dilimde azalmakta ancak üçüncü ve takıp eden dilimlerde artarak, 4 dilimden itibaren duraylanmaktadır

6 SONUÇLAR

Bu çalışma yerüstü kömür ocaklarında kullanılan dragline'lerin örtü kazı prensiplerini bilgisayarda benzetmeye (simülasyon) adanmıştır. Bu amaca yönelik olarak bir bilgisayar destekli tasarım programı ile çalışılmıştır.

Çalışma kapsamında üç temel dragline örtü kazı işlemi benzetilmiştir. Bunlar; ilk çukur (boxent) açılması, direk döküm uygulaması ve enli dilim çalışmasıdır.

Yığın oluşturma işlemlerinin belirli bir yay boyunca yapılması gerekliliği bilinciyle, programda 2° aralıklarla oluşturulan konik kümeler birleştirilerek, yaysal (curvilinear) yığınlar elde edilmiştir.

Boxcut modellemesi direk döküm ve enli dilim uygulamalarını kapsamıştır. Bunun için çeşitli denemeler yapılarak dragline'm çalışabileceği bir dilim geometrisi oluşturulmuştur.

Oturulan boxcul geometrisine sadık kalınarak direkt döküm modellemesi yapılmıştır. Bunun için ocak, çok sayıda uzun dilime, ve bu dilimler, dragline'm çalışabileceği büyüklükte setlere ayrılmıştır. Her sel, kendi içerisinde kanal ve dilim olmak üzere iki ana pasa bloğu olarak tanımlanmış ve bunlardan oluşan yığınların dökümü modellenmiştir.

Enli dilim modellemesi çalışmaları ise, aynı mantık üzerinde ancak daha geniş ve derin setler oluşturularak yapılmıştır. Burada temel amaç dragline'm mutlaka bir köprü inşa ederek üzerine oturması ve bloğun bir kısmını buradan kazması mantığı üzerine kuruludur. Yine; kanal, dilim ve köprü geometrisi belirlenmiş ve yığın kümeleri oluşturulmuştur.

Dragline'm dilimde yalnızca tek yönde değil, her iki yönde de kazı yaptığı zaman meydana gelen tasarım farklılıkları da ortaya konmuştur. Böyle bir uygulama sonucunda, özellikle yığın kümesi geometrisinin ters yönlerde döküm sonucu oluşturulması arasındaki farkların ortaya konulması, uygulama aşamasında getireceği avantaj ya da dezavantajların açıkça belirlenmesi bakımından faydalıdır.

Çalışmanın dayandırıldığı temel konulardan bir tanesi "örtüşen koniler" problemidir. Bunun çözülmesi için her dilimde setler boyunca (dragline ilerleme doğrultusu boyunca) ve dilimler boyunca (ocak ilerleme doğrultusu boyunca) yığın geometrisinin nasıl etkilendiği incelenmiştir. Sonuçta, dragline ilerleme doğrultusu boyunca yığın kümeleri, başlangıçtan yaklaşık 7-8 set sonra duraylılık kazanmakta ve sabit bir geometriye ulaşmaktadırlar. Ocak ilerleme yönü boyunca da

benzer durum gözlenmektedir ve ilk dilimden 4-5 dilim sonra yığın geometrileri sabitlenmektedir.

Çalışmanın takip eden aşamalarında aşağıdaki geliştirme ve iyileştirmelerin yapılmasının uygun olduğu düşünülmektedir:

- Model kömür ve Örtü tabakalarını düzlemsel olarak varsaymaktadır. Ancak durumun gerçekte böyle olmadığı bilinciyle, sayısal yüzey modellemesi (digital terrain modeling) teknikleri ile çalışılmalıdır.
- Modelde kömür damarı ve örtü tabakaları yatay olarak alınmıştır. Ancak özellikle eğimli kömür damarı durumunda, yığın kümelerinin davranışı incelenmelidir.
- Modelde pasa kabarma faktörü ve yığın tepe açısı sabit olarak alınmıştır. Ancak bu parametrelerdeki değişikliklerin yığın oluşturma işlemini nasıl etkilediği, duyarlılık analizleri ile incelenmelidir.
- Yaysal koniler 2° aralıklarla oluşturulmuştur. Ancak konu ile ilgilenen araştırmacılar olasılıkla, koniler arasındaki açısal uzaklığın değiştiği durumda yığınların bundan nasıl etkilendiğini bilmek isteyeceklerdir. Çalışmaların bu konu üzerinde oluşturulacak senaryolar ile desteklenmesi olumlu olacaktır.
- Dragline'm her blok üzerinde bir noktada konumlandığı ve kazı ile dökümü buradan yaptığı varsayımı üzerinde çalışılmıştır. Ancak farklı oturma paternlerinin yığın kümesi geometrisi üzerindeki etkisi de araştırılmalıdır.

KAYNAKLAR

- Erdem, B., 1996; *Development of an expert system for dragline and stripping met/tod selection in surface coal mines*, yayınlanmamış doktora tezi. ODTÜ Fen Bilimleri Enstitüsü, Ankara.
- Cook, F., Kelly W., 1976; *Evaluation of current surface coal mining overburden handling techniques and reclamation practices*. Final Report, Mathematics. Inc., US Department of the Interior Bureau of Mines, Contract No. S0144081. Washington, USA.
- Cook, F., Lappi, RL., 1979; *Operating guidelines for dragline stripping systems: analysis of vander systems*. Final technical report, Mathtech, Inc., Vol. I-II. US Department of Energy. DOE Contract No. ET-77-C-01-9110. Division of Fossil Fuel Extraction. OSTI ID: 5549215. USA.
- Dıran, Z., 2000; *Tek kömür damarlı dragline panolarının üç boyutlu tasarımı*. Yayınlanmamış yüksek lisans tezi, Cumhuriyet Üniversitesi Maden Mühendisliği Anabilim Dalı. Sivas.

Beypazarı Trona Sahasında Çözelti Madenciliği Uygulamaları

S.S. Şenkal & G.Çakmakçı

Eti Soda A.S., Ankara

H. Akdaş

Osmangazi Üniversitesi, Eskişehir

ÖZET: Oldukça özel oluşum şartları gerektiren ve bu nedenle dünyada sınırlı sayıda bulunan doğal soda cevherlerinin önemi gün geçtikçe artmaktadır. Bunun temci nedeni, sentetik yöntemlerle üretilen soda külünün yarattığı olumsuz çevre etkileri ve göreceli olarak yüksek üretim maliyetleridir. Bu bildiride, eşdeğer soda külü rezervi açısından dünyanın ikinci büyük yatağı olarak bilinen Beypazarı Trona yatağının ülkemiz faydasına işletilmesi ve değerlendirilmesi için yapılan faaliyetlerden bahsedilmektedir. Özellikle sahada yapılan çözelti madenciliğine yönelik uygulama ve elde edilen sonuçlar hakkında bilgiler verilmektedir.

ABSTRACT: Importance natural soda ores those requiring very special environmental conditions of deposition has being emphasized recently. It is especially due to environmental impacts and higher production cost of synthetically produced soda ash. This paper mentions about the work conducted in the aim of utilizing Beypazarı Trona Deposit which is known as the second biggest of the world in terms of equivalent soda reserves. The paper focuses on the in-situ solution mining experience and its outcomes those gained from the field.

1 GİRİŞ

1979 yılında MTA tarafından yapılan kömür arama sondajları sırasında bulunmuş olan Beypazarı Trona Yatağı yaklaşık 8 km²'lik bir alana yayılmıştır. Saha, Ankara-Nallıhan karayolu üzerinde, Ankara şehir merkezine 110 km mesafede olan Beypazarı İlçesinin 10 km kuzeybatısında yer almaktadır. Saha genelinde 250-450 m derinlikte yer alan 12 adet işletilebilir damar ile toplam 237 milyon ton'luk kaynağı oluşturmaktadır. Yatağın, adından da anlaşılacağı üzere, baskın soda minerali tronadır. Ancak yatak içerisinde, özellikle en üst damar olan U1 damarında önemli miktarda nakolit oluşumu da mevcuttur. Bu baskın minerallerin yanısıra yine bazı soda minerallerine de çok az miktarda rastlanmaktadır. Bunlar arasında natron, termonairil, gaylusit, pirsonit ve bizzat damarlar içinde yer almamasına karşın burkeit sayılabilir. Cevherin İşlenerek soda külüne {Na₂CO₃} dönüştürülmesi sırasında komptikasyona yol açacak türde, klor, sülfat veya fosfat kökleri içeren diğer soda ya da evaporit türü mineraller sahada mevcut değildir. Bu durum Beypazarı trona cevherinin, dünyadaki diğer örneklerine göre çok kaliteli olduğunun bir

göstergesidir.

Beypazarı Trona Madeninin işletmeye alınma koşullarını belirleyecek etüt çalışmalarını gerçekleştirmek amacıyla Eti Holding ve Park Holding'in katılımı ile 1998 yılında Eti Soda A.Ş. kurulmuştur. Doğal soda cevherinin yeraltından çıkarılıp soda külü haline dönüştürülerek pazara sunulması için gerek duyulan etüt, araştırma ve fizibilite çalışmaları günümüze kadar tüm detayları ile gerçekleştirilmiştir. Fizibilite döneminde projenin farklı unsurlarını kapsayan çok çeşitli çalışmalar ve etütler yerine getirilmiştir. Bunlar genel olarak aşağıdaki gibi sıralanabilir:

- (1) İt Kuyu ve desandre açımı ve yeraltı/çözelti üretim etütleri,
- (2) Pilot ölçekte çalışma ve tesis mühendisliği,
- (3) Arama ve etüt amaçlı sondajlar,
- (4) Hidrojeolojik etüt,
- (5) Proses tesis yerlerinin belirlenmesi,
- (6) Yararlanılacak hizmetler,
- (7) Lojistik etütleri,
- (8) Çevre etkileşim değerlendirme etütleri,
- (9) Pazarlama etüdü,
- (10) Bankalarca kabul edilebilir fizibilitelerdir.

Trona sahasında, üzerinde yapılacak laboratuvar ve pilot tesis üretim testlerine cevher sağlamak, ayrıca uzunayak ve çözeltili madencilik için yönelik testleri fiilen yaparak geliştirmek amacıyla yaklaşık 2100 m civarında galeri kazısı yapılmıştır. Açılan galeri, altı damarı içeren üst seriyi kesmekte ve yaklaşık yarı uzunluğu üstten dördüncü damar olan U4 damarı içerisinden geçmektedir.

Yapılan etüt ve fizibilite çalışmaları sonucunda, Beypazarı trona yalağı için en uygun üretim yönteminin çözeltili madencilik olacağı sonucuna erişilmiştir. Çözeltili madencilik için çift kuyulu ve yön kontrollü sondaj tekniği ile birleştirilmiş sondaj çiftlerinden üretimin yapılması kararı verilmiştir. Bu yaklaşımdan yola çıkılarak, arazide gerçek boyutlu bir çift üretim kuyusunun inşa edilmesi ve işletilmesi öngörülmüştür. Kuyular ısıtma sistemli bir pompa istasyonuna bağlanmıştır. Bu yöndeki inşaa ve işletme çalışmaları Mayıs 2003 tarihinde başlamış ve Kasım 2003 itibarıyla çözeltili üretime geçilmiştir. Kuyu çiftinden sağlanan veriler ve bunların değerlendirilmesi ile, sahada kurulacak çözeltili üretiminin kesin operasyon parametreleri konusunda belirlemeler yapılmaktadır.

İlk çift üretim kuyusundan halen elde edilmekte olan sodalı çözeltinin bir kısmı Eti Soda A.Ş. yerleşkesi içerisinde kurulan pilot soda külü tesisinde soda külüne dönüştürülmekte, kalanı ise sonraki yıllarda ana tesiste işlenerek değerlendirilmek üzere, yine soda sahası yakınında inşa edilen bir stok barajında toplanmaktadır. Barajın stoklama kapasitesi yaklaşık 220 bin metreküp civarındadır.

2 TRONA CEVHERİ ÜRETİM YÖNTEMLERİ

Dünyada genellikle derin yataklanma karakteristiği gösteren trona minerali yeraltından genel anlamda iki yöntemle kazanılmaktadır: (i) cevherin konvansiyonel olarak, bir kazı makinası yardımıyla çıkartılması (mekanik madencilik), (ii) cevherin yerinde çözündürülerek solüsyon halinde yeryüzüne çıkartılması (çözeltili madencilik).

2.1 Mekanik (konvansiyonel) madencilik

A.B.D. Wyoming'de 1938'de bulunan trona yatakları, 1940'lı yılların sonlarına doğru klasik madencilik yöntemleri ile işletilmeye başlanmıştır. Wyoming'de halen uygulanan konvansiyonel madencilik olarak, oda-topuk ve uzunayak yöntemleri ile üretim yapılmaktadır (Delling, 1985). Ancak yaygın olarak tercih edilen yöntem oda-topuk metodudur (Post, 1981).

- *Oda-topuk yöntemi:* Tamburlu galeri açma makineleri (continuous miner) (Şekil 2.1) ile kazılan açıklıklar yaklaşık 4m x 4m boyutlarında bırakılan topuklar yardımıyla ayakta tutulmaktadır. Oda-topuk yöntemi Wyoming, Green River havzasında en yaygın uygulanan üretim metodudur.
- *Uzunayak yöntemi:* Tamburlu kesici-yükleyici makineler (shearer) ile kalkan tipi tahkimatların biraraya getirilerek uygulandığı bu yöntemi yalnızca FMC firması, kendi ocaklarında kullanmaktadır (Jackson, 1981).

Wyoming Green River bölgesinde ayrıca uygulanmakta olan kısaayak yöntemi de oda-topuk ve uzunayak yöntemlerinin bir melezi şeklinde karşımıza çıkmaktadır. Bu sistemde de yine oda-topuk yönteminde kullanılan kazıcı-yükleyici makinelerin benzerleri kullanılmaktadır, ki bunlar arasında tamburlu galeri açma makineleri ve hareketli konveyör sistemleri mevcuttur. Ancak uzunayakla olduğu gibi yürüyen tahkimatlar da sistem içinde yer almaktadır. Ayak boyulan yöntem isminden de anlaşılacağı gibi sınırlı tutulmaktadır. Şekil 2.2'de, Wyoming'de uygulanmakta olan, geri dönüşlü bir kısa ayak kazı sisteminin kroki verilmiştir (Hynes, 1989).

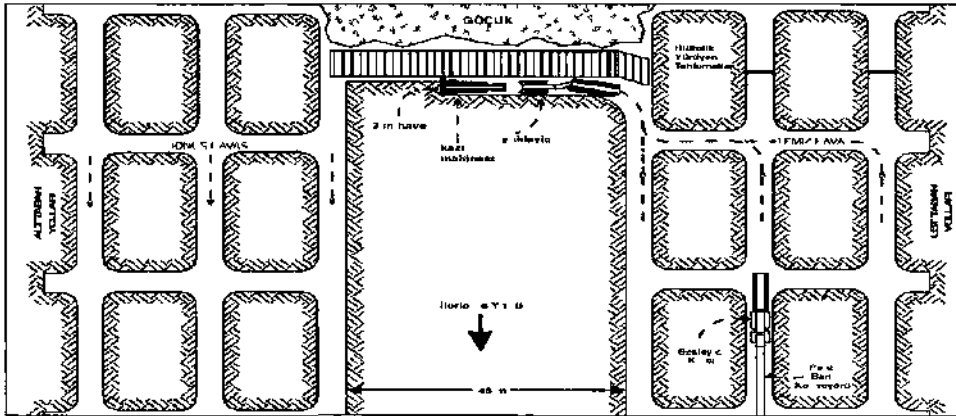
2.2 Çözeltili madencilik yaklaşımları

Dünyada, başta kaya tuzu ve potas madencilik olmak üzere, trona, nakofit, uranyum, oksitli bakır mineralleri gibi, özellikle evaporit karakterli cevherlerin çıkartılmasında kullanılan bu yöntem, trona yataklarında 1980'li yıllarda denemeye başlanmıştır. Bu üretim yöntemine yerinde çözeltili madencilik (in-situ solution mining) denildiği gibi, yerinde özütleme (in-situ leaching) ismi de verilmektedir.

Çözeltili madencilik yönteminin temel mantığı; üretim için uygun özelliklerde üretim kuyuları ile yatağa ulaşarak, yeraltına sıcak ya da soğuk su veya çözücü niteliğindeki bir solüsyon ile cevherin çözünmesini sağlamaktır. Damar bölgesine pompalanarak burada doymuş çözücü, çözeltili ürünü halinde yerüstüne çıkarılır ve işleme tesisine gönderilir. Mineralin çözünme karakteristiğine bağlı olarak çeşitli sıcaklıklar ve içeriklere sahip değişik çözücüler (solvent) kullanılmaktadır. Beypazarı Trona Yatağında uygulanan çözeltili madencilik yönteminde çözücü olarak genelde, sıcak (50-80°C) seyreltik sodyum karbonat veya sodyum hidroksit (kosiik soda) çözeltileri tercih edilmektedir. Yeraltından alınan doymuş çözeltili, İşleme tesisinde direkt veya çok az



Şekil 2 1 Green River da yaygın olarak uygulanan oda lopuk sistemi çalışmalarından görümler<ANSAC 2002)



Şekil 2 2 Gen donumlu kısa ayak üretim yöntemi (Hyncs 1989)

hır saflaştırma işlemlerinden dolayı kolaylıkla soda kılınca dönüştürülebilmektedir

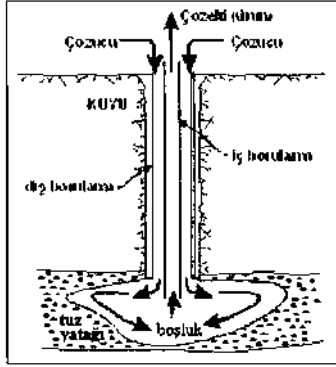
Çözelti sistemleri tek kuyulu sistemlerden oluşabilir veya birden I azla irtibatlı kuyulardan meydana gelen sistemler de kullanılabilir (Şekil 2 3)

Tek kuyulu sistemler gencide kalınlığı çok fazla olan kaya tuzu domlannda veya benzer özellikteki yapılarda daha uygundur Trona gibi ince ve orta kalınlıkta yataklanır gösteren geometrilere ise üretim verimini artırmak amacıyla iki veya daha

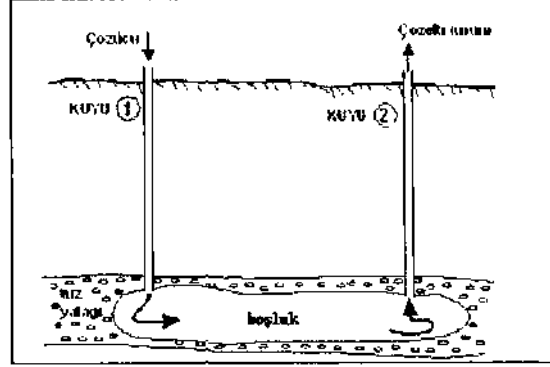
fazla kuyulu sistemler uygulanmaktadır. Birden fazla üretim kuyusu ile yapılan faaliyetlerde kuyuların bir kısmından çözücü enjeksiyonu yapıp diğer kısmından çözelti alınmaktadır. Ancak bu kuyularda çözücü/çözelti akışının rahatça yapılabilmesi için bağlantı koridorunun düşük basınçlarda açık kalabilmesi gerekir. Çoklu üretim kuyularının, birbirine düşük basınç hattı ile bağlanmasında değişik uygulamalar mevcuttur ancak bunlardan en etkili olanı yön kontrollü sondaj tekniği ile iki kuyunun tabandan birleş (İrimesidir. Çözelti madenciliğinde kuyu uygulamaları

birleştirme tekniklerine yönelik şema Şekil 2.4'le verilmektedir.

Hidrolik çatlatma, ekonomik olmasına karşın birleşme profili üzerindeki kontrolün çok daha zayıf ve düşük kapasiteli bir üretim tekniğidir. Bunun tersine, yön kontrollü sondaj daha etkin ve yüksek üretim kapasiteli bir tekniktir. Ayrıca, yakın açılan tekli kuyuların süreç içinde çözelti boşluklarının büyümesi sonucu kendiliğinden birleşmesinin sağlandığı uygulama yaklaşımlarına da rastlanmaktadır.



(a) Tek kuyulu sistem



(b) Çift kuyulu sistem

Şekil 2.3. Farklı çözeini madenciliği uygulamaları (ANSAC, 2002)



Şekil 2.4. Çözelti madenciliğinde kuyu uygulama ve birleştirme teknikleri

3 BEYPAZARI TRONA YATAĞINDA ÇÖZELTİ MADENCİLİĞİ UYGULAMASI

Yapılan değerlendirmelerin ardından, Beypazari trona sahasında bir dik ve bir yön kontrollü kuyudan oluşan, çift kuyu lu üretim Ünitelerinin en uygun sistem olacağına karar verilmiştir.

İlk uygulaması yapılan ve ileride de bu temel üzerine geliştirilecek olan sistemde, kuyu ağzları arasındaki mesafeler 450-500m; kuyu tabanlarında üçleme işleminin gerçekleştirileceği bölgenin (kaverna) uzunluğu ise 250-300 m olacaktır. Bu mesafeler sondaj tekniğinin ve saha jeolojisinin getirdiği şartların sonucu olarak belirlenmiştir.

3.1 Sondaj ve kuyu geometrisi

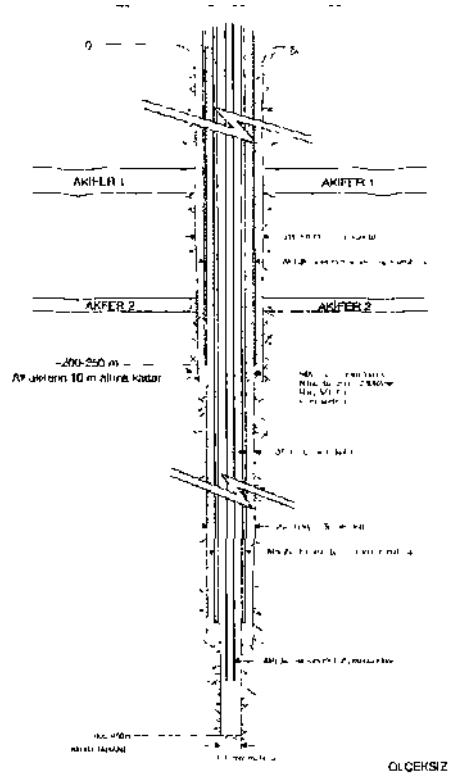
Açılan üretim kuyularının sondaj ve teçhiz detayları Şekil 3.1'deki tipik kuyu kolon kesitinde verilmektedir. Bu şemadaki genel yaklaşım hem dik hem de yalay (yön kontrollü) kuyular için geçerlidir. Yeraltı su seviyelerinin geçildiği formasyonların altına kadar çift kat muhafaza borusu ile inilmekte ve herhangi bir konlamasyon riskinin önüne geçilmektedir. Ana muhafaza boruları ise en tabanda yer alan damarın yaklaşık üst seviyelerine kadar indirilmektedir. Muhafaza boruları sülfata dayanıklı çimento şerbeti ile cidarlara sabitlenmekte ve her çimento enjeksiyonu sonrasında 3 hafta kadar küremeye bırakılmaktadır. Kuyunun en iç kısmında ise askıda tutulan merkez üretim borusu bulunmaktadır. Bütün kuyu boruları API (American Society of Petroleum Industries) slandartındadır.

Yatay kuyular yine akifer seviyelerinin altına kadar çift muhafazalı olarak inmekte, sonrasında saptırılmaya (kick-off) başlanmaktadır. Kavislenme yarıçapı 190-200 m civarındadır. En alttaki damarın taban seviyelerine yakın bir bölgede kuyu tamamen yalaya teğet bir doğrultuya ulaşmaktadır. Bundan sonra taban kontağını takip ederek dik kuyu tabanına ulaşana kadar sondaj işlemine devam edilmektedir. Yatay kuyuda ana muhafaza borusu en alt damarın yaklaşık tavan seviyesine kadar ulaşmaktadır.

Bir çift kuyunun (bir üretim ünitesinin) birleşme profiline aıl boy kesiti mevcut üretim kuyuları için Şekil 3.2'de sunulmaktadır. Bu kesite göre çözelti cksUaksıyonunun yapıldığı zon (cavern) yaklaşık 250 m boyundadır. Yatay kuyu dönüş yarıçapı da yaklaşık 200 m'dir. Dönüş yarıçapı kullanılan sondaj ekipmanı ve kullanılan dclme-borulama çaplarına göre farklı uygulamalarda değişiklik gösterebilir.

Sondaj ve inşaa işi tamamlanan kuyulara boni hatları ile irtibatını sağlayan kuyu kafaları (well tree) monte edilir ve boru ağına bağlanır. Şekil 3.3'ic

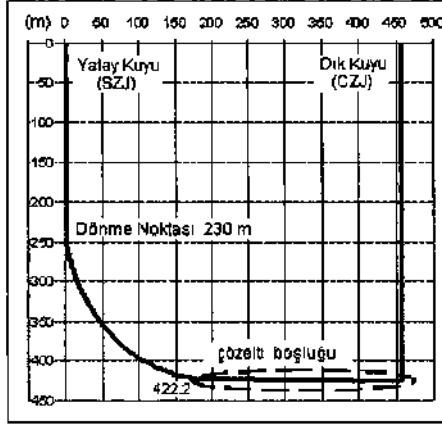
mevcut sistemin kuyu çalışmaları ve boru hatları görülmektedir.



Şekil 3.1 Yerinde liçleme uygulamasında kullanılan kuyulara ait tipik bir kolon kesiti

3.2 Çözelti üretimi ve işletme teknikleri

Bir dik kuyunun inşaa süresi yaklaşık bir ay sürmektedir. Hazır olan kuyudan hemen özütleme işlemine başlanır. Çözündürme çözücünün ana muhafaza ile iç üretim borusu arasındaki yüzük boşluğundan ya da iç borudan çözücü enjeksiyonu yapıp lam ıcrsı yönden çözelti alımı ile yapılır. Yüzük boşluğundan yapılan enjeksiyona dolaylı, iç borudan yapılan ise direkt enjeksiyon adı verilmektedir. Yeraltında büyümeye başlayan çözelti boşluğunun (cavern) düzgün büyümesini sağlamak için enjeksiyon yönleri dönem dönem değiştirilir.



Şekil 3.2 İlk kuyu çiftinin birleşme eksenini

Yatay kuyunun delinerek dikey kuyu tabanındaki çözelti boşluğu ile birleşmesinden itibaren ünite tamamlanarak, çözelti-çözelti sirkülasyonu iki kuyu arasında yapılmaya başlanır. İlk aşamada enjeksiyon yatay kuyudan yapılır ve uygun çözelti dikey kuyudan alınır. Sirkülasyonların tamamı kuyulara yerleştirilen iç üretim borusundan yapılmaktadır. Belli bir süre sonrasında enjeksiyon yönü dikey kuyuya çevrilir. Enjeksiyon yönü bütün ünite ömrü boyunca dönem dönem değiştirilerek geliştirilmekte olan çözelti boşluğunun düzgün bir tavan profili oluşturması sağlanır. Çözelti üretiminde temel alınan Çözelti kompozisyonu ve fiziksel özellikleri ironanın (sodyum seskikarbonat) sulu ortamlardaki çözünme karakteristiğine bağlı olarak belirlenmektedir. Bununla ilgili literatüre geçmiş olan üçlü faz diyagramı Şekil 3.5'te verilmektedir.

Dikey kuyudaki geliştirme işlemi yaklaşık iki ay sürer. Bu esnada yatay kuyunun delinmesi ve inşaat işleri devam eder. İkinci ay sonunda dikey kuyu tabanındaki kaverna, nominal olarak 5-6 m'tik bir çapa ulaşır. Bu geliştirme işleminin amacı hem yatay kuyu delme hassasiyeti çerçevesi içinde kalacak bir boşluk yaratmak hem de kuyuların birleşmesi sonrasında hazır bir rezervuar hacmi oluşurmasıdır. Bu dönem içerisinde çözelti boşluğundaki geometrik değişimler ultrasonik bir tetkik sistemi ile periyodik olarak görüntülenir ve bilgisayar ortamında üç boyutlu görüntülere dönüştürülür. Geometri değişimi ve büyümedeki aşamalar ve alınması gereken önlemler böylelikle rahatlıkla belirlenebilmektedir. İşletilmekte olan dikey kuyunun birinci ay sonunda elde edilen profili Şekil 3.4'te verilmektedir.

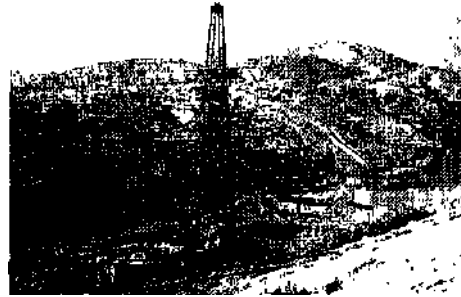
Beypazarı çözelti kuyularında, Mart-Mayıs 2004 ayları arasında gerçekleştirilen çözelti madenciliği test programında, çeşitli çözelti debileri, sıcaklıkları ve kompozisyonları denenmiş ve buna göre ortalama olarak aşağıdaki gibi bir çözelti karakteristiği belirlenmiştir.

Nihai çalışma debisi: 40-45 m³/saat

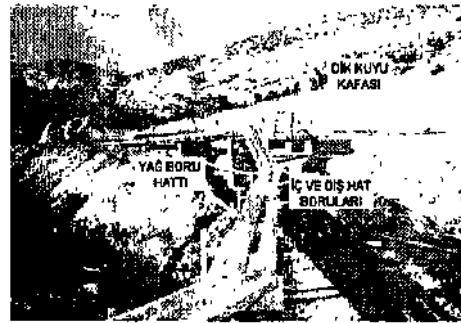
Enjeksiyon sıcaklığı: 60-50°C

Çözelti konsantrasyonu: %5-1 toplam alkalite (Na₂CO₃ cinsinden)

Hedef çözelti konsantrasyonu ise %15 alkalite olarak belirlenmiş ve kaverna geliştirilmesinin değişik aşamalarında hangi parametrelerle bu konsantrasyona ulaşılabileceği konusunda parametrik çalışmalar yapılmıştır. Sonuç olarak bu hedefe ulaşılma konusunda, gelecekte büyük bir problem yaşanmayacağı belirlenmiştir.

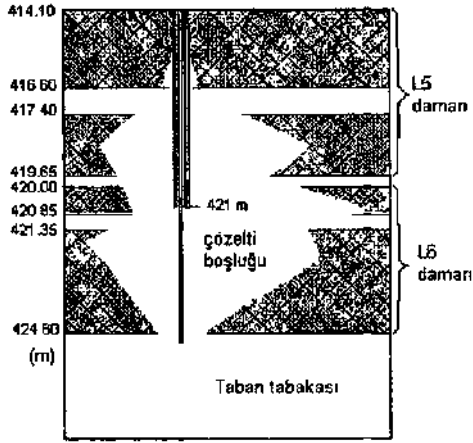


(a)



(b)

Şekil 3.3 (a) Yon kontrollü kuyu sondaj ve inşaat çalışmaları, (b) Dikey kuyu ve çözelti işletme hatları



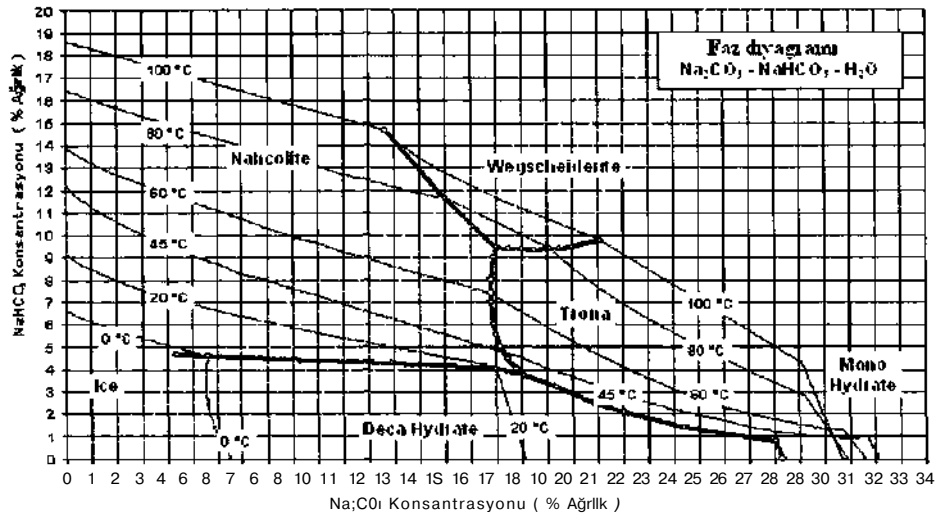
Şekil 3.4 Birinci ay sonunda ultrasonic ölçümlerle belirlenen çözelti boşluk profili

Beypazarı trona sahasında mevcut kuyuları işletilebilmek amacıyla bir pompalama ve ısıtma istasyonu inşa edilmiştir. Bu istasyonda temel olarak, çeşitli stoklama tankları, kuyu enjeksiyon pompaları, fuel-oil yakıtlı ısıtma kazanları ve kazan suyu ısıtma çözücüyü aktarmak için kullanılan

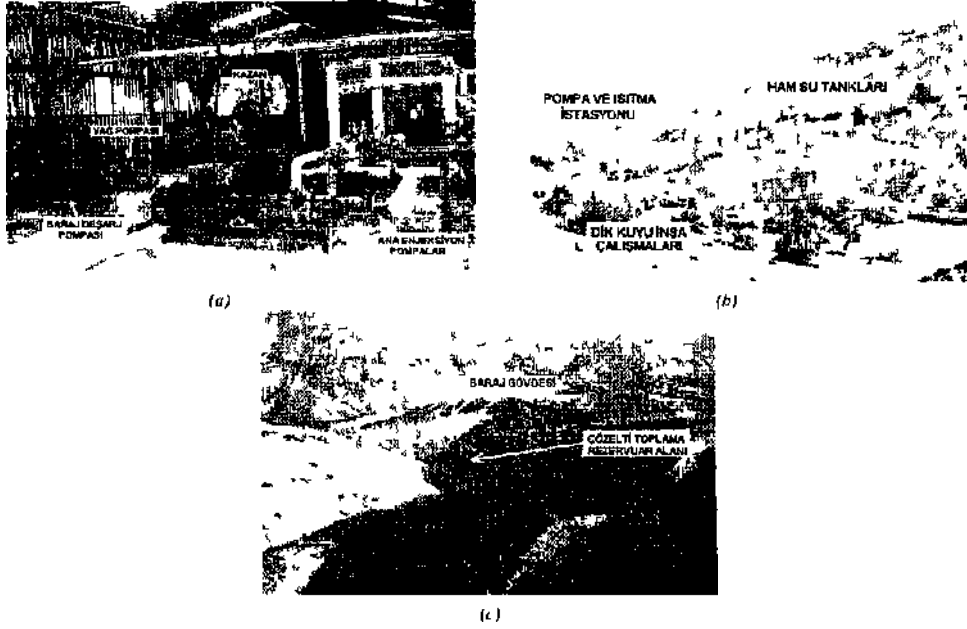
plakalı eşanjörler mevcuttur (Şekil 3.6). Kuyulardan elde edilen doygun çözelti (minimum %15 içerikli) transfer pompaları ile saha yakınlarında inşa edilen bir stok barajında stoklanmaktadır (Şekil 3.6c). Bu barajda toplanan çözelti ana tesisin inşasından sonra tekrar alınarak işlenecektir.

3.3 Çözelti madenciliği uygulama sonuçları

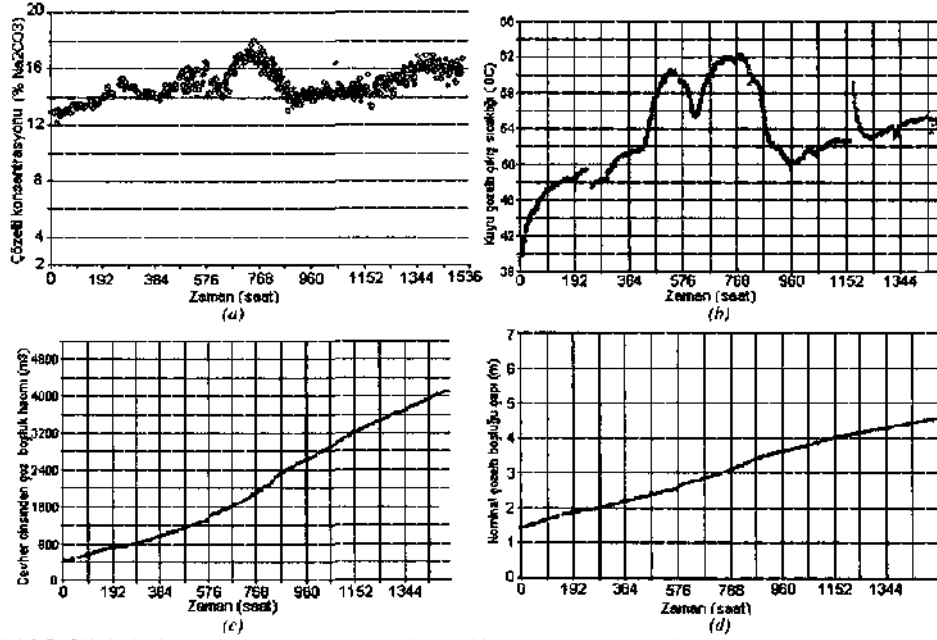
Yukarıdaki bölümlerde bahsedildiği gibi Beypazarı trona sahasında bir çift üretim kuyusu inşa edilmiş, bunları işletmek amacıyla bir pompalama ve ısıtma merkezi kurulmuş, çıkan çözeltinin stoklanması için de bir stoklama barajı hazırlanmıştır. Kuyuların inşası Ekim 2003-Ocak 2004 ayları arasında sürmüştür. Kuyular Şubat 2004 içinde başarı ile birleştirilmiştir. Ardından Mayıs 2004 ortalarına kadar süren bir parametrik test programı gerçekleştirilmiştir. Test programının tamamlanmasını takiben kuyular kesikli olarak devreye alınmış ve bugüne kadar çözelti çıkarımına bu şekilde devam edilmiştir. Yapılan çalışmalarda hedeflenen %15'lik toplam alkalite konsantrasyonun sağlanabileceği belirlenmiştir. Birleşme döneminden sonra elde edilen bazı bilgiler Şekil 3.7'deki grafiklerde verilmektedir.



Şekil 3.5 Karbonat-bikarbonat-su üçlü faz diyagramı (Purcell, 1983).



Şekil 16 (a) Pompa ve ısıtma istasyonu için görünüşü (b) Pompa istasyonu ve dik kuyu (c) Çözeltiler toplama barajı ve havuzu



Şekil 37 Çözeltiler boşluğu geliştirme ve test sürecinde gerçekleşen üretim parametreleri

Şekil 3.7a'üa çıkış çözeltilisinin konsanUasyonu gözlenmektedir. Yaklaşık 200. saate kadar çözeltili boşluğu yüzey alanı yetersiz olduğundan %15'lik hcdetin altında kalınmıştır ancak bu değer sonradan yükselmiştir. 770. saatten sonra çözücü seyreltilerek suya yak laştın İd iş indan. çözeltili konsantrasyonu da bir miktar düşmüş ancak sonradan tekrar İstenen yoğunluk yakalanmıştır.

Şekil 3.7b'de çıkış çözeltilisinin sıcaklık davranışı gösterilmektedir. Yeraltına sürekli enerji pompalanması sonucunda kaverna sıcaklığı zamanla artmaktadır. Ancak test süreci içinde değişik çözücü sıcaklıklarının denenmesi nedeni İle kaverna çıkış sıcaklıkları da kimi dönemlerde düşüş eğilimi göstermiştir.

Şekil 3.7c ve d'de ise yeraltında büyümekte olan çözeltili boşluğunun kütle denklığı hesapları ile belirlenen nominal hacim ve eşdeğer çaplarının değişimleri verilmektedir. Süreç sonunda çözeltili boşluğu hacmi yaklaşık 4000 m\ nominal çap da 4 metreye ulaşmıştır.

- Delling, D. D.. 1985, Tenneco's Green River Project: foresight and patience pay off". *Mining Engineering*, October 1985, pp.1197-1199.
- Hynes, P.W., 1989. Shortwall mining of trona using an advancing tailgate. *Mining Engineering*, Kasım 1989. pp.1126-11.11.
- Jackson. D.. 1981. FMC Trona Longwall, near Green River, Wyoming, *E&MJ*, October. 1981. pp. 68-72.
- Post. L. N.. 1985. FMC's Westvaco Soda ash operation uses a variety of mining techniques. *Mining Engineering*, October 1985. pp 1200-1203.
- Purcell, R.W.. 1983. *Soda ash - the mature commodity chemical*. Chemistry & Industry. Şubat 21
- Shamell. R.E. ve Hermann. B.A.. 1983. *World soda ash outlook: supply, demand and trade*. Chemistry & Industry. Şubat 21.

4 SONUÇLAR

Beypazarı trona sahasında işletmeye alınan ilk üretim kuyusu çiftinden sağlanan çözeltilinin bir kısmı, stok barajına transferi sağlayan hat üzerinden tankerler vasıtası ile alınarak mevcut işletme sahası içinde kurutan pilot ölçekli bir soda külü üretim tesisine nakledilmekte ve burada işlenerek nihai ürüne dönüştürülmektedir. Pilot tesisin ortalama üretimi günlük 3 ton soda külü civarındadır. Bugüne kadar yapılan araştırma-geliştirme çalışmaları ile halihazırdaki piyasa şartlarına uygun kafiyele soda külü üretimi başarı ile sağlanmıştır. Aynı zamanda ürünün daha da İyileştirilmesi konusundaki çalışmalara sürekli olarak devam edilmektedir. Ayrıca pilot tesisin gelecekle ürün geliştirme çalışmalarına da hizmet etmesi düşünülmektedir.

Çözeltili madenciliği ve nihai ürün geliştirme çalışmalarına yönelik bütün faaliyetler hemen hemen sonuçlandırılmış ve ana sistem için işletme parametreleri genel anlamda belirlenmiştir. Bu bilgiler ışığında yıllık 1 milyon ton kapasiteli tesis ve çözeltili madeninın tasarım ve inşa çalışmalarına planlı olarak devam edilmektedir.

KAYNAKLAR

ANSAC, 2002. ANSAC (Amerikan Doğal Soda Üreticileri Birliği) resmi web sitesi. www.ansac.com

Delme-Patlatma Uygulamalarında Verilerin Saklanması ve Kontrolünde Kullanılabilecek Bir Bilgisayar Yazılımının Geliştirilmesi

Ö.Akkoyun

Dicle Üniversitesi, Diyarbakır, Türkiye

ÖZET: Bu bildiri, delme-patlatma çalışmaları için patem önermeye, hesaplama yapmaya, veri saklamaya ve verilerin, kalite kontrol açısından değerlendirilmesine yardımcı olması amacıyla geliştirilen bir bilgisayara yazılımı tanıtılmıştır. Üretimi yapılan birim malzeme için harcanan delme gideri, patlayıcı madde miktarı, patlatma gideri gibi değerler, delme-patlatma uygulamasının kalitesi ve kontrolü açısından önemlidir. Tanıtılan yazılım, başlangıçta işletme ve delme-patlatma koşulları ile ilgili bilgileri aldıktan sonra kullanıcı dostu arayüzü ile patem seçimine yardımcı olmaktadır. Yazılımın oluşturduğu geçmiş patlatmalara ait veri tabanı ve bu veri tabanına bağlı grafikler sayesinde, patlatma uygulamalarında, birim patlayıcı gideri gibi temel değerlerde meydana gelebilecek sapmalar gözlemlenmekte ve müdahale imkanı doğmaktadır.

ABSTRACT: In this paper, a computer program, developed for offering blasting pattern, saving results, and helping to evaluate data as a point of quality control in bench blasting applications, is introduced. Values of unit material mined such as unit drilling cost, unit amount of explosives, total blasting cost, are very important for quality and controlling of the drilling-blasting applications. The software introduced here, assists to choose a pattern by its user-friendly interface, after getting values about drilling-blasting conditions at the beginning. By means of the database and database connected graphs that are produced by the software related previous blasting operations, it is possible to find out and control deviations for main unit values like explosive cost.

1. GİRİŞ

Delme-patlatma uygulaması, açık maden işletmelerinde en önemli uygulamaların başında gelmektedir. Kıymetli cevherin yada üzerindeki örtü tabakasının basamaklar oluşturularak kazılması için özel durumlar dışında her zaman delme ve patlatma çalışması uygulanmaktadır.

Açık maden işletmeciliği içerisindeki yerinden dolayı delme-patlatma çalışmasının kalitesi, doğrudan doğruya açık maden işletmeciliğinin kalitesini belirlemektedir. İyi planlanmamış bir patlatma sonrasında ortaya çıkan istenmeyen tane boyutundaki ürün, madencilik diğer aşamaları olan yükleme, taşıma, boşaltma, cevher hazırlama ve zenginleştirme adımlarını olumsuz etkilerken, geride kalan topuk, tırnak ve takoz gibi olumsuzluklar da maden ocağının şeklini doğrudan etkileyerek bir

sonraki delme-patlatma işlemlerini zorlaştırmaktadır.

Açık maden işletmeciliğinin uygulamalar açısından önemli bir bölümü olmasının yanı sıra maliyetler açısından da delme ve patlatma maliyetleri, işletme toplam maliyeti içerisinde önemli bir yer tutmaktadır. Gerek işletmecilik gerekse maliyetler açısından bakıldığında delici makinanın delme hızı, kullanılan delik çapı, delikler arası mesafe, patlayıcı maddenin cinsi gibi delme-patlatmanın parametreleri aslında maden işletmeciliğinin önemli maliyet parametreleri olarak değerlendirilmelidir.

Genel olarak kalite kontrolün başlıca amacı, üretimde mümkün olduğunca kusurların önlenmesi ve standart üretim yapılmasıdır (Konuk & Önder, 1999). Bu anlamda kalite için standart öne çıkarken değişkenlik kalitenin düşmanı olarak değerlendirilebilir.

Mühendisliğin her alanında olduğu gibi delme-patlatma çalışmalarında da temel amaç, öncelikli olarak iş güvenliği ve işçi sağlığından ödün vermeden, en az maliyet ile istenilen hedefe en kısa sürede ve en yüksek verimlilik ile ulaşmaktır. Açık işletmelerde ve onun önemli bir parçası olan delme-patlatma çalışmalarında da amaç, güvenliği ön planda tutmak kaydıyla, istenilen tüvenan kapasite ve tane boyu özelliklerine en az maliyet ve en yüksek verimlilik ile ulaşmaktır.

1.1 Kontrolün Önemi

Bir üretim sisteminde kalitenin sağlanması için o sistemin değişkenlik açısından kontrol altında olması gerekmektedir. Sistem kontrol altında olduğu zaman değişkenlik sadece Önlenemeyen değişkenlikler olarak tanımlanan çok küçük değerlerde katır ve standart üretim kalite açısından en iyi sonuçların alındığı sistemleri ifade eder (Oktay, 1998).

Bir sistemi kontrol edebilmek için o sistemi en iyi ve en doğru biçimde ifade edebilecek bir veya birkaç değişken seçilerek, bu değişkenlerin üretim süreci boyunca aldıkları değerler, belirli aralıklar ile önceden belirlenen standartlar ile kıyaslanarak değerlendirilir. Bu değerlendirme sonucunda, üretim sistemini karakterize eden parametrelerdeki kontrol dışılık yada değişim, önceden yada en azından hemen anında gözlemlenerek kontrol ve müdahale imkanı elde edilmiş olur.

1.2. Delme-Patlatma Uygulamaları Etkin Parametreleri

Basamak patlatmasında üretim sürecini ve sonuçta elde edilecek tüvenan özelliklerini doğrudan doğruya etkileyen birkaç parametre bulunmaktadır. Basamak patlatması planlanırken bu parametreler öncelikli olarak değerlendirilmelidirler. Bu parametreler; delik çapı, basamak yüksekliği, ürün tane boyu, yük mesafesi, delikler arası mesafe, kullanılan patlayıcı madde, ateşleme sistemi, yükleyici makina özellikleri, istenilen miktar ve kayaç özellikleridir.

Delik çapı, delme ve patlatma kapasitesinden, delici makina tipine kadar, kullanılan patlayıcı madde miktarından elde edilecek tane boyu dağılımına kadar hemen tüm patlatma özelliklerini etkileyen en önemli parametrelerin başında gelmektedir.

Delik çapı seçimi ile ilgili olarak bir çok çalışma yapılmış ve bir lakım ilişkiler ile seçime kolaylık sağlayacak abaklara ulaşılmıştır. Bunlardan önce Dupond ardından benzeri Tamrock tarafından yayınlanan çalışmada; delik çapı, kullanılan

patlayıcı madde türüne bağlı olarak değişen detonasyon hızı ile ilişkilendirilmiştirlerdir (Dupond, 1980; Tamrock, 1984). Delik çapı seçimi için kullanılan kazı makinası kapasitesi ile kayaç özellikleri arasında bir ilişki kurulmaya çalışan çalışmalar da vardır (Tamrock, 1984).

Basamak yüksekliği, doğrudan doğruya işletme çalışma koşullarını etkileyen bir değişkendir. Genellikle kazıcı-yükleyici olarak kullanılacak iş makinasının bom yüksekliğine bağlı olarak seçilir. Pratikte 4-10 m. arasında basamak yüksekliği seçimine sık rastlanmaktadır. Özellikle delici makina standardı olarak 3 m Ujlerin kullanıldığı işletmelerde basamak yüksekliği de 3 m'nin katları şeklinde uygulanır. Delik dibi tabancası kullanılıyor ise bu durumda 1 m de bu tabanca boyu eklenir ve delik boyu 6 ise 7 ye 9 ise 10 a yükselmiş olur, buna bağlı olarak da basamak yüksekliği 8-12 m aralığında değişecektir.

Basamak yüksekliği, maden ocağının görüntüsünü de belirleyen etmendir. Basamakların yüksek olması, birim sürede delinen delik sayısını azaltırken, bir patlatmada daha fazla malzeme alınması ihtimalini artırmaktadır. Yüksek basamaklarda şev duraylılığı sorunları ile emniyet açısından sorunlar oluşabilmektedir. Patlatma hesaplamalarında basamak yüksekliği gerek patlayıcı madde miktarı ve gerekse elde edilecek tüvenan hacminin hesaplamaları açısından önemli bir değişkendir.

Tane boyu parametresi, patlatma sonrası elde edilecek olan tüvenanın en büyük tane boyu olarak tanımlanacak olursa, patlatma sonrası oluşacak malzemenin iane boyunu kontrol etmek için en önemli parametreler delik çapı, delikler arası mesafe ve diğer delik geometrisi özellikleridir. Bu nedenle delik çapı ve delikler arası mesafeler ile oynayarak elde edilecek malzemenin tane boyu kontrol edilebilir. Aynı şekilde sonuçta oluşan tane boyu dağılımına bakılarak da yapılan patlatma hakkında bilgi almak mümkündür.

Yük mesafesi yada diğer adıyla dilim kalınlığı, patlatma tasarımının en önemli ve en kritik parametresidir. Dilim kalınlığı patlatma deliği eksenine en yakın mesafedeki basamak yüzeyi arasındaki uzaklıktır (Özer, 2001).

Yük mesafesi patlatma deliğinin kırmak zorunda olduğu yüzeye dik mesafe olduğu için mesafenin küçük seçilmesi durumunda farklı, büyük seçilmesi durumunda farklı sonuçlar meydana gelmektedir. Küçük yük mesafesi sonucunda hava şoku, ses dalgası, gereğinden fazla parçalanma, gaz ve enerji kaçıışı gibi sonuçlar doğururken; dilim kalınlığının büyük seçilmesi durumunda kaya fırlaması, yer sarsıntısı, iri blok oluşumu, basamak tabanında

tırnak kalması gibi sonuçlar doğurmaktadır (Konya & Walter, 1990; Olofsson, 1990; Bilgin, 1986),

Patlatma uygulamaları açısından bir başka parametre ise delikler arası mesafedir. Komşu patlatma delikleri arasındaki mesafe olarak tanımlanabilecek olan delikler arası mesafe de dilim kalınlığına benzer sonuçlar doğuran önemli bir parametredir. Patlatma enerjisinin doğru kullanılması ve sonuçta elde edilecek tane boyu dağılımını etkileyecek olan delikler arası mesafe değişkeni genelde tek sıra atımlarda dilim kalınlığına eşit alınmaktadır ancak gecikmeli atımlarda dilim kalınlığından biraz büyük olması daha iyi sonuçlar vermektedir (Özer, 2001).

Ateşleme sistemi, basamak patlatmalarında önemli kontrol parametrelerinden birisidir. Ateşleme sistemi ile aynı anda patlayacak patlayıcı madde miktarını kontrol imkanı doğmaktadır ki bu da patlatmanın önemli çevresel etkilerinden birisi olan titreşim üzerinde etkili olan bir değişkendir.

Farklı kayaç yapılarında işletilen farklı patlayıcı maddelerin kullanıldığı uygulamaları kıyaslayabilmek için genellikle özgül şarj ve özgül delik kavramları kullanılmaktadır.

1.3. Delme-Patlatma Uygulamalarının Sonuçlarının Kontrolü için Önemli Parametreler ve Özellikleri

Delme-patlatma uygulamalarının sonuçlarının kontrolü açısından değişkenlik gösterip göstermediğini inceleyebileceğimiz delme-patlatma parametreleri; tüvenan tane boyu, delme hızı, bit, şank gibi temel sarf malzemelerinin tüketim hızları, özgül delik ve özgül şarj gibi parametreler olabilir.

Tüvenan tane boyu, üretimi yapılan kayaç için sonuçta işlenen tane boyuna ulaşılabileceğinin kontrolüdür. Tane boyuna ulaşılmadığı durumlarda delikler arası mesafenin azaltılması gerekebilir, çap değiştirilebilir, patlayıcı madde miktarı yada ateşleme düzeni (patern) değiştirilebilir ki bunların hemen tümü maliyet üzerinde etkilidir.

Delme hızı, üretim hızını kontrol eder, hızdaki değişkenlik doğrudan üretim hızına yansacaktır. Hızdaki değişim delme makinasında, onu kullanan personelin performansında, yada delinen formasyonda bir değişiklik meydana geldiğinin işaretidir. Makinaya bakım yapmak, personeli eğilmek yada değiştirmek yine maliyet parametreleri üzerinde etki yapacaktır.

Bit, şank gibi temel sarf malzemelerindeki tüketim hızı değişim* ise yine delinen formasyondaki bir değişiklik yada delici makina ve personelinin performansındaki değişikliğe işaret eder.

Formasyona uygun olmayan bit seçimi sarfi artırırken, uygun olmayan baskı hızında çalışarak makineyi ve delme takımını zorlamak şank tüketimini artıracaktır. Bu tüketim değerleri kontrol edilen parametreler arasında seçilmiş ve kontrole devam edilmiş ise ancak o zaman bu değişim ve değişimin nedenleri gözlemlenebilecektir.

Özgül delme, anlam olarak I m³ kayayı patlatmak için delinen delik boyu olarak tanımlanır, özgül şarj ise i m³ kayayı patlatmak için kullanılan patlayıcı madde miktarıdır (Bilgin ve diğ., 2003; Erkoç, 1990). Her ikisi de delme-patlatma çalışmalarının en temel değişkenleri olup kalite kontrol açısından izlenmeleri gerekmektedir.

Kontrol altında tutulan işletme yada delme-patlatma parametrelerinin değişkenliklerinin belirli bir sınırdaki tutulmaları sürecin kontrol altında olduğunun bir göstergesidir. Ancak temel amaç değişkenliği yok etmek olmakla birlikte işletmecilik açısından faydalı değişimlere de kontrol altında olmak kaydıyla izin verilmelidir.

Örnek vermek gerekirse kullanılan parametrelerden birisi olan birincil patlayıcı madde miktarı birim değerinin 1,20 kg/m³ olduğunu düşünelim. İstenilen tüvenan tane boyu sınırlarında kalmak koşulu ile diğer parametreleri sabit tutarak bu değeri önce 1,15 kg/m³ değerine sonra da 1,10 kg/m³ ve 1,0 kg/m³ değerlerine kontrollü bir şekilde indirerek sonuçta elde edilen tüvenan tane boyu, kolon şarjın yanma performansı, taban oluşumu, iri tane boyu, takoz oluşumu gibi bu değişiklik sonrası gözlenmesi muhtemel olan olumsuzlukların varlıkları değerlendirilmeli ve işletme maliyetini önemli ölçüde etkileyecek bu gibi değişiklikler ve denemeler sürekli olarak yapılmalıdır. Bu anlamdaki bir değişiklik kontrol dışı değil lam aksine kontrol şartlarının yenilenmesi anlamına gelmelidir.

Bu çalışma kapsamında kontrole konu olan sistem delme-patlatma sistemidir. Delme-patlatma çalışmalarını en iyi karakterize edecek birkaç parametre seçilerek açık işletme faaliyetleri süresince patlatma çalışmalarının kontrolü kalite açısından değerlendirilmesinden yola çıkılarak bir yazılım geliştirilmiştir.

Yazılım delme-patlatma çalışmalarında basit hesaplamalar için kullanıcıya yardımcı olmanın yanı sıra, patlatmayı karakterize eden ve yukarıdaki bölümde açıklanmaya çalışılan birkaç parametreyi veri tabanında toplayarak bir standart belirlemeye, yada Önceden belirlenmiş bir standarda göre yeni yapılan patlatma çalışmasının performansını, değişkenliğini, kalitesini kontrol etmek amacıyla kullanılması için planlanmıştır.

2. YAZILIMIN GELİŞTİRİLMESİ

Bir patlatma çalışmasını en iyi karakterize edecek değişkenler olarak değerlendirilen kolon ve dip şarj için özgül şarj (kg/m³), kolon ve dip şarj için birim maliyet (YTL/m³) ve toplam maliyet (YTL/m³) değerleri hesaplanarak programın veri tabanında saklanmakta, geçmiş patlatmaları kullanarak kontrolü kolaylaştıracak grafikler oluşturulmaktadır.

Ayrıca patlatmanın çevre açısından önemli bir parametresi olan gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarı da hesaplanarak veri tabanında saklanmakta ve bu değişken ile ilgili de grafikler çizilmektedir. Bu sayede yeni yapılan bir patlatma, geçmiş patlatmalar ile kıyaslanarak meydana gelebilecek bir değişim, maliyet artması, hemen görülmekte ve müdahale imkanı doğmaktadır.

Yazılım içerisine kontrol amaçlı kullanımından bağımsız olarak kontrol sonrası tespit edilmesi muhtemel değişikliklerin azaltılması çalışmalarına yardımcı olması amacıyla farklı bir pencere daha yerleştirilmiştir. Bu pencere ile 9x4 delik sistemi üzerinde kullanıcı istediği deliğe istediği elektrikli kapsül numarasını ekran üzerinden yerleştirerek aynı anda patlayacak patlayıcı madde miktarını ve ateşleme sırasına uygun renklendirilmiş görüntüsünü görüntüleyebilmektedir. Bu sayede patlatma planlanırken değişik alternatifler program üzerinde deneyerek en uygun ateşleme düzeninin bulunmasına yardımcı olmak amaçlanmıştır.

Programın söz konusu penceresi her ne kadar 9x4=36 delik üzerinden çalışsa da programlama tekniği açısından bu rakamı büyük değerlere çekmenin bir zorluğu bulunmamaktadır.

2.1. Algoritma Ve Eşitlikler

Bilgisayar yazılımını derlemek için MSVBasic.O programı kullanılmıştır. Görsel Öğeleri ön plana çıkarmak ve kullanımını kolaylaştırmak için nesne tabanlı derleyicinin imkanlarından mümkün olduğunca yararlanılmıştır.

Program delme-patlatma çalışmasının yapıldığı işletme hakkında gerekli bilgileri alarak işleme başlar. Bu bilgiler patlatmanın yapıldığı ocak, firma, sorumlu mühendis adı gibi genel bilgilerin yanında delik düzeni ile ilgili olan sıralar arası mesafe, delikler arası mesafe, yük mesafesi, delik çapı gibi hesaplamalar açısından gerekli olan bilgilerdir. Bu bilgiler alındıktan sonra yapılan işlemler aşağıda, program genel algoritması ise Şekil 1'de verilmiştir.

$$BH = S \cdot D \cdot Y \dots \dots \dots (1)$$

Burada;

BH : Delik Başına Patlatma Hacmi (m³)
S : Delik Sıraları Arası Mesafe (m)
D : Delikler Arası Mesafe (m)
Y : Basamak Yüksekliği (m)

$$OSk = \frac{Mk}{BH} \dots \dots \dots (2)$$

Burada;

OSk : Özgül Şarj (Kolon) (kg/m³)
Mk : Bir Delikteki Patlayıcı Madde Miktarı (kg) (Kolon)

$$OSd = \frac{Md}{BH} \dots \dots \dots (3)$$

Burada;

OSd : Özgül Şarj (Dip) (kg/m³)
Md : Bir Delikteki Patlayıcı Madde Miktarı (kg) (Dip)

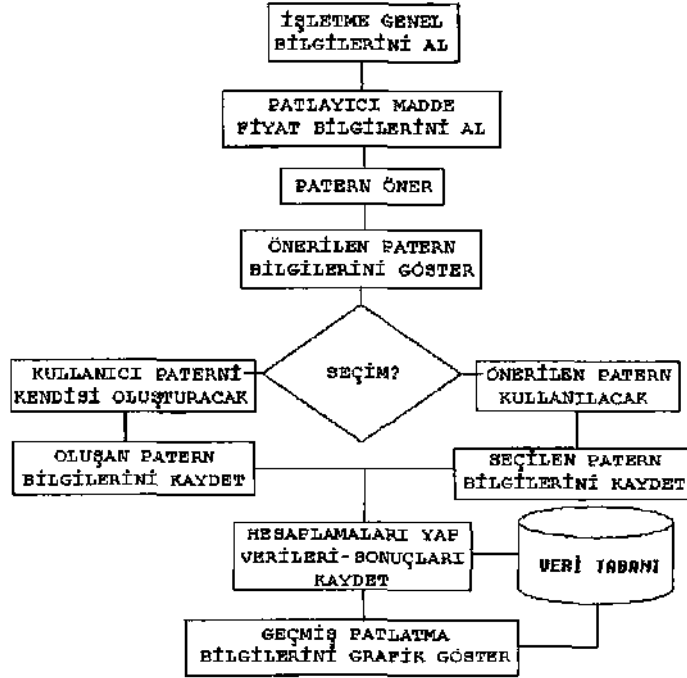
$$OSt = \frac{Mt}{BH} \dots \dots \dots (4)$$

Burada;

OSt : Özgül Şarj (Toplam) (kg/m³)
Mt : Patlayıcı Madde Miktarı (kg) (Toplam)

Ayrıca program, kullanıcının seçtiği patlatma delik düzeninde bulunan kapsül numaralarını kontrol ederek aynı anda patlayan patlayıcı madde miktarını hesaplamakta ve veri tabanında her bir patlatma için bu bilgileri saklayarak gerektiğinde grafik olarak sunmaktadır.

Gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarı bilgisinin sorgulanması ve veri tabanında saklanarak grafikler aracılığıyla kontrol edilmesi, patlatmanın çevreye olan titreşim etkisi açısından önemlidir ve bu açıdan yapılan hesaplamalarda gecikme başına kullanılan patlayıcı madde miktarı bilgisi kullanılmaktadır. Bu bilgi, yazılıma bu nedenle eklenmiştir.



Şekil 1. Yazılımın Genel Algoritması

Programın açılış görüntüsü Şekil 2 de verildiği gibidir. Ana pencerenin hemen üstünde "Künye" başlıklı pencere ile patlatmanın yapıldığı işletme hakkında bilgi alınmaktadır. Bu bilgiler, sonuç raporunun hazırlanmasında kullanılacaktır. Bu bilgilerin ardından kolon ve dip şarjı için patlayıcı madde miktar ve fiyat bilgileri alınmaktadır. Başka bir pencere ile geometri bilgileri alınmaktadır. Patern eğer kullanıcı tarafından belirlenecek ise seçime bağlı hesaplamalar da otomatik olarak hesaplanmaktadır.

Yazılım, temel bir kaç patlatma düzenine uygun önerilerde bulunmaktadır. Bu öneriler, deliklerin tek sıra biçiminde patlatılması, tek V biçiminde patlatılması ve çift V biçiminde patlatılması gibi değişik alternatiflerdir. Bu öneriler, deliklere yerleştirilen elektrikli kapsül numaralarına bağlı olarak deliklerin farklı renklerde gösterildiği patern önerileri penceresinde gösterilmektedir. Her öneri için özgül şarj bilgileri aynı anda hesaplanarak kullanıcıya patern önerisi ile birlikte sunulmaktadır. Kullanıcı önerilen delik düzenlerinden birisini tercih etmez ise kendi düzenim oluşturması için yeni bir pencere açılmakta ve her delik için delikleri tek tek tıklayarak kapsül numarası belirleyebilmektedir. Bu

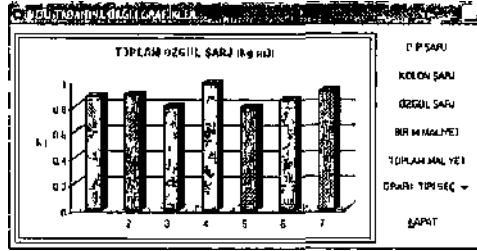
durumda da yine hesaplamalar yapılarak kullanıcının seçimine göre değerlerin nasıl değiştiği gösterilmektedir. Patern oluşturulduktan sonra yapılan hesaplamalar ve sonuçlar, patlatmanın uygulandığı tarihle ve otomatik verilen bir numara ile veri tabanına kaydedilmektedir.

Bu program kullanılarak geçmişte yapılan patlatmalar ile ilgili olarak patlatma parametrelerinde meydana gelebilecek değişiklikler kontrol edilebilmektedir. Bunun için programın grafikler penceresi kullanılmaktadır (Şekil 3).

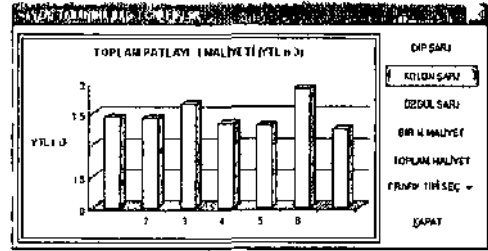
Bu kontrol grafikleri program veri tabanında bulunan yedi adet patlatmadan alınmıştır. Bu grafikler sayesinde tüm patlatma sezonu boyunca patlatma temel parametreleri yada kayaç özelliklerinde meydana gelebilecek değişiklikler gözlenebilmekte ve müdahale imkanı doğmaktadır. Kontrolü istenen farklı değişkenler de seçilerek programa eklenebilir ve kontrol imkanları artırılabilir. Grafikler üzerinde farklı görülen bir patlatma üzerine tıklanarak hakkında daha detaylı bilgi alınabilir ve sapmanın kaynağı hakkında değerlendirme yapılabilir.

PATLATMA VERİLERİNİN SAKLANMASI VE ANALİZİ								
KÖNYE		KOLON ŞARJ						
FİRMA ADI	DENİZ MADENCİLİK	MİKTAR (kg)	30					
OCAK ADI	KARAGÖZLER	FİYAT/YTL(kg)	1.65					
TARİH	03.03.2005	DİP ŞARJ						
PATLATMA NO	3	MİKTAR (kg)	1.05					
TEKNİK SORUMLU	D AKKOYUN	FİYAT/YTL(kg)	3.25					
		GEOMETRİ						
		SİRALAR ARASI (m)	2.1					
		DELİKLER ARASI (m)	2.2					
		YUK MESAFESİ (m)	2.1					
		DELİK BOYU (m)	9					
		BASAMAK BOYU (m)	7.5					
		DELİK ÇAPİ (mm)	80					
PATLAMA PATERNİ								
PATLAMA AYNASI								
5	4	3	2	1	2	3	4	5
6	5	4	3	2	3	4	5	6
7	6	5	4	3	4	5	6	7
8	7	6	5	4	5	6	7	8
SONUÇLAR								
KOLON ŞARJ								
BİRİM TÜKETİM (kg/m ³)	0.9139							
BİRİM GİDER (YTL/m ³)	1.51							
DİP ŞARJ								
BİRİM TÜKETİM (kg/m ³)	44.43							
BİRİM GİDER (YTL/m ³)	0.145							
TOPLAM GİDER (YTL/m³)								
1.65								
KAYIT SEC	AYNI ANDA PATLAYAN PATLAYICI MİKTARI (kg)		YENİ PATLATMA					
	310.8		KAPAT					
			GRAFİK GOSTER					

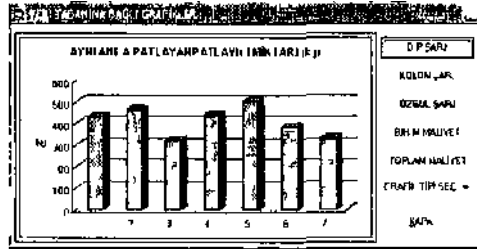
Şekil 2 Programın Genel Görünüşü



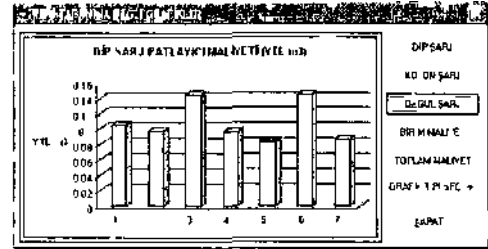
(a) Toplam Özgümlü Şarj Grafiği



(c) Toplam Patlayıcı Madde Maliyeti



(b) Aynı Anda Patlayan Patlayıcı Madde Grafiği



(d) Dip Şarj Maliyeti Grafiği

Şekil 1 Programın Grafik ve Veri Kontrolü Pencereleri

3. SONUÇLAR

Üretim sistemlerinin genelinde ve sistemi oluşturan elemanlarda üretimin kontrol edilmesi kalitenin önemli gerekliliklerinin başında gelmektedir. Kontrol için önceden belirlenmiş ürün standartları ile üretilenler karşılaştırılarak bu kalite kontrol yapılabilir. Ürün adedi olarak çok fazla sonuç elde edilen sistemlerde tek tek her bir ürünün kontrol edilmesi maliyet açısından olumsuz sonuçlar doğuracağı gibi işlevsellik açısından da uygun olmayacaktır.

Delme-patlama uygulaması, açık işletme madenciliklerinin en temel işlem adımlarından biridir. Bu uygulamanın standart veriler üzerinden kontrol edilebilmesi için üretilen birim m başına sarf edilen patlayıcı madde miktarı, patlayıcı madde gideri gibi değerler kullanılabilir.

İşletme uygulamalarında genellikle belirli bir delik düzeni belirlendikten sonra onun üzerinde çok fazla değişiklik yapılmadan çalışmalara devam edilmektedir. Oysa kayaç yapısı gibi tamamen bölgesel koşullara bağlı parametreler olan delik düzeni parametrelerinin her patlatmadan sonra sonuçta elde edilen özgül şarj ve tane boyu dağılımı göz önüne alınarak değerlendirilmesi ve gerekli ise parametrelerin değiştirilmesi, patlatmanın verimliliği ve kontrolü açısından önemlidir.

Bir işletmede her patlatmadan elde edilen ö/gül şarj ve benzeri kontrol değerlerinin kullanıldığı grafiklerin üretilebildiği bir yazılım ile ilgili maden işletmesi için olası değişiklikler fark edilerek sapmaların nedenleri incelenebilir ve düzeltilmesi için gerekli müdahaleler yapılabilir.

Geliştirilen yazılım, bu kontrolün bilgisayar programlarından yararlanılarak kolay ve hızlı bir şekilde yapılabileceğini göstermek için tasarlanmıştır. Programın bazı eksikliklerinden birisi patern penceresinde sadece 36 delik bulunmasıdır. Bu nedenle 36 delikten fazla delik içeren sistemler için kullanışlı olmayacaktır. Ancak programlama ve algoritma açısından sayının artırılmasında bir zorluk bulunmamaktadır. Bu çalışmada tasarlanan bir yazılımın gerçekleştirilebileceği gösterilmek istendiği için delik sayısı sınırlı tutulmuştur.

KAYNAKLAR

- Dupond. 1980. *Blaster* Handbook*. 493 S₄'a
- Bilgin, H., A., 1986, *Açık İşletmelerin Patlatma Şortluları ve Tasarımı*. ODTÜ, Seminu No:2, Ankara. 102 sayfa
- Bilgin, H. Aydın. Orica-Nilro AŞ. Nitromak AŞ, 2003. *TMMOB Maden Mühendisleri Odası Pallarına Mühendisliği Semineri Kitabı*. Ankara
- Erkoç, Ö., Y., 1990 Kaya Patlatma Tekniği. Çeliker Matbaası, İstanbul
- Komik Adnan. Önder Seyhan. 1999. *Mailen İstatistiği*. Osmangazi Üniversitesi Yayınları, Eskişehir
- Konya, J., A. Walter. E. J., 1990, *Surface Blasting De. İgn*. Prentice-Hall, New Jersey, 292 sayfa
- Oktay. Erkan. 1998. *Kalite Kontrol Grafikleri*, Şafak Yayınları. Erzurum, 189 sayfa
- Olofsson, S., O., 1990. *Applied Explosives Technology for Construction and Mining*, 2nd Edition, 301 sayfa
- Özer. Unüt, 2001. *Patlatma Kinematığının Araştırılması ve Patlatma Simülasyonu*. Doktora Tezi, Çukurova Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü. Adana
- Tamrock, 1984. *Handbook on Surface Drilling and Blasting*, Pamolactrit Finland, 310 sayfa

